

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ
И НАУКИ УКРАИНЫ**

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

Выпуск 28

**ДОНБАССКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

Алчевск 2009

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

**СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ
ДОНБАССКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА**

Издается с июня 1999 года

Выпуск 28

Алчевск
2009

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 № 2 от 27 февраля 2009 г.)

Главный редактор

Заблодский Н.Н. – докт. 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,
Г.Я. Дрозд – докт. техн. наук,
В.А. Луценко – докт. техн. наук,
В.Н. Ульяницкий – канд. техн. наук,
Ю.Э. Паэранд – канд. техн. наук,
С.А. Скомская – секретарь редакц. коллегии

Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 28 – Алчевск: ДонГТУ, 2009 – 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, 2009

© дизайн обложки, Н.В. Чернышова, 2009

Адрес электронной почты: info@dmmti.edu.ua

**РАЗРАБОТКА
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

*д.т.н. Литвинский Г. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина, ligag@ua.ru)*

ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ – НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ

Розкрито суть фундаментальних закономірностей проявів гірського тиску в підземних виробках. Запропонована нова класифікація гірського тиску в підготовчих виробках.

***Ключові слова:** гірський тиск, підземна виробка, стійкість порід, класифікація, фундаментальні закономірності.*

Раскрыта сущность фундаментальных закономерностей проявлений горного давления в подземных выработках. Предложена новая классификация горного давления в подготовительных выработках.

***Ключевые слова:** горное давление, подземная выработка, устойчивость пород, классификация, фундаментальные закономерности.*

1. Введение

Горное давление, – по терминологии проф. Г.А. Крупенникова, – собирательное понятие в горной геомеханике, объединяющее совокупность силовых полей (напряжённых состояний), формирующихся в земных недрах вследствие естественных и производственных воздействий [1]. Более употребительным термином, который получил распространение в последнее время, следует считать термин «проявления горного давления» (ПГД), под которыми следует понимать разнообразные механические процессы деформирования и разрушения массива горных пород при ведении горных работ. Главной причиной ПГД обычно считают напряженно-деформированное состояние (НДС) массива горных пород, вызванное гравитационными силами и геотектоническими процессами.

Процессы, связанные с ПГД, весьма разнообразны и, как правило, представляют серьезную опасность при ведении горных работ: смещения и разрушения породных обнажений и земной поверхности, нагружение и деформирование инженерных сооружений, взаимодействующих с породным массивом, горные удары, выбросы породы и газа и т.д.

Несмотря на значительные достижения в описании ПГД, процессы разрушения и деформирования горных пород все еще изучены недостаточно. Заметным успехом к 1980 гг. следует считать изучение поведения пород в запредельном состоянии при решении граничных задач устойчивости выработок (институты ВНИМИ, ИГД им. А.А. Скочин-

ского, ИГТМ АН УССР, МГИ и др.). Тем не менее, актуальным остался выбор наиболее адекватного описания запредельного поведения горных пород в решении краевых задач разрушения и устойчивости пород в подземных выработках.

Однако наиболее существенным пробелом в горной геомеханике остается существующая до сих пор путаница по систематизации различных форм ПГД, что заметно затрудняет дальнейшее проведение теоретических и экспериментальных исследований в этом актуальном направлении горной науки. Основная идея работы – использовать основные закономерности и особенности процессов разрушения пород вокруг выработки для решения задачи по их систематизации и разработки новой классификации ПГД.

2. О методах прогноза проявлений горного давления

Как показывают экспериментальные исследования и аналитические решения задач об устойчивости пород в подземных выработках, развитие механических процессов разрушения и деформирования пород в массиве отличается большим разнообразием, что значительно затрудняет выбор критерия устойчивости и соответствующей расчетной схемы задачи о горном давлении. Поэтому так важна проблема классификации ПГД и устойчивости горных выработок.

Существующие в настоящее время методы прогноза ПГД в подготовительных горных выработках, разработанные у нас и за рубежом [2, 3 и др.] в основном базируются на одной, вполне определенной расчетной схеме, во многих случаях даже не всегда достаточно четко сформулированной. Ранее, при ведении горных работ на малых глубинах разработки, преобладали представления [3,4 и др.] о горном давлении как о формирующихся сводах естественного равновесия (СЕР). Расчеты при этом базировались в основном на упрощенных подходах, где преобладали методы сопротивления материалов, причем исходное напряженное состояние массива горных пород не учитывалось.

Впоследствии, с переходом горных работ на более глубокие горизонты, эта начальная концепция прогноза горного давления (как сводов естественного равновесия – СЕР) была, по сути, отброшена и ей на смену пришла более сложная расчетная схема, в которой рассматривалась, как правило, осесимметричная задача образования вокруг выработки зоны запредельных (неупругих) деформаций – ЗЗД [5–7 и др.]. Оказалось, что при таком описании проявлений горного давления необходимо учитывать не только давление пород на крепь, но и смещение разрушенных пород в выработку, которое зависит от деформационно-силового взаимодействия крепи и разрушенных пород. Для решения подобных нелинейных задач необходимо было использовать методы ме-

ханики сплошной среды – теорию упругости, пластичности и ползучести. Сложность решения таких задач об устойчивости горных выработок привела к весьма большому разнообразию расчетных схем, что, в свою очередь, обусловило разноречивые результаты и стало источником достаточно острых диспутов среди специалистов об основных закономерностях горного давления.

В конечном счете, в отечественной проектной практике расчета горного давления возобладал упрощенный, главным образом эмпирический подход, типичным представителем которого стал нормативный документ по проектированию подземных горных выработок [8]. Он появился в 1980 гг. и используется проектными и производственными организациями с некоторыми несущественными коррективами вплоть до настоящего времени. Основным достоинством этого документа является предельная простота и доступность использования, отсутствие требований по проведению инструментальных инженерных изысканий для определения свойств и исходного напряженно-деформированного состояния горного массива. Метод отличается минимальной потребностью в исходных данных, низким уровнем требований к квалификации проектировщика.

Однако преимущества таких упрощенных подходов, столь существенные для периода отсутствия должной лабораторной и теоретической базы, обращаются в свою противоположность, т. е. недостатки: поскольку отсутствуют явные физические представления о механизме развития ПГД, нет содержательной теоретической базы и обоснованной расчетной схемы взаимодействия массива с крепью, принятые критерии ПГД (например, абсолютное смещение пород контура выработки U), не являются инвариантами и отражают не исходную причину, а одно из последствий ПГД и т.д. Переход на большие глубины освоения подземного пространства и ведения горных работ в сложных горно-геологических условиях (ГГУ) вскрыл несостоятельность существующих подходов и поставил задачу их кардинального изменения.

Кроме того, как правило, подавляющее большинство граничных задач механики горных пород рассматривалось в осесимметричной (одномерной) постановке, и только в некоторых из них учитывались или разнокомпонентность исходного поля напряжений, или некруговая форма выработки (отверстия). Однако большинство неосесимметричных факторов (прочностная анизотропия и неоднородность горных пород, гравитационные силы в зоне неупругих деформаций, неравномерность вектора поверхностных усилий, –или реакции крепи) остались так и не исследованными.

Особенно важно установить основные закономерности, которым подчиняются процессы деформирования и разрушения пород в процес-

се развития горного давления. Эти закономерности должны обладать достаточной общностью для охвата всего многообразия ПГД и, в то же время, информативностью и конкретностью с целью обоснования расчетных схем и области их применения.

3. Фундаментальные закономерности ПГД

Для адекватного описания разрушения пород вокруг выработки нами предложен удобный безразмерный параметр – локальный нормированный критерий разрушения (ЛНКР) ω_* , позволяющий сопоставлять действующие напряжения с прочностью пород в рассматриваемой точке массива:

$$\omega^* = F(\sigma_{ij}) / F(\sigma_{ij}; c_{ij}), \quad (1)$$

где $F(\sigma_{ij})$ – функция действующего тензора напряжений в данной точке массива, Па;

$F(\sigma_{ij}; c_{ij})$ – функция, вычисляемая в соответствии с теорией прочности пород [9], зависит от тензора действующих напряжений σ_{ij} и параметров прочности c_{ij} : когезий отрыва σ_0 и сдвига τ_0 , коэффициента хрупкости α .

ЛНКР ω_* позволяет удобно описать целый ряд важных состояний породы. При $|\omega^*| < 1$ разрушение отсутствует (породный контур устойчив), разрушению от растяжения соответствует неравенство $\omega_-^* < -1$, а разрушению от сжатия – $\omega_+^* > 1$.

Важную роль в понимании устойчивости выработки играет понятие оптимальной формы выработки, без которого затруднительно оценить развитие в ней горного давления. Под оптимальной формой выработки ранее понимали такую ее форму, при которой достигается равномерная концентрация напряжений на ее породном контуре. В терминах введенного понятия локального нормированного критерия разрушения (ЛНКР) на контуре выработки мы предлагаем более общее условие $\omega^* = Const$. В этом случае нетрудно на основе достаточно простых преобразований из теории горной геомеханики получить очень важное соотношение для расчета оптимальной формы выработки – это эллипс со строго заданным соотношением горизонтальной a и вертикальной b полуосей:

$$\left(\frac{a}{b}\right)_{opt} = \lambda; \quad \lambda = \frac{p_2}{p_1}, \quad (2)$$

где λ – коэффициент бокового распора, равный отношению горизонтальной p_2 и вертикальной p_1 компонент исходного поля напряжений горного массива.

Таким образом, исходное напряженное состояние массива, заданное λ , диктует нам ту форму выработки, при которой она будет наиболее устойчивой. Тогда на всем контуре эллиптической выработки тангенциальные напряжения пород постоянны и равны:

$$\sigma_\theta = p_1(1 + \lambda), \quad (3)$$

Однако, если на контуре выработки, как это часто бывает, прочность пород в кровле и боках существенно различается, то равенство (2) следует заменить новым соотношением для оптимальной формы выработки:

$$\left(\frac{a}{b}\right)_{opt} = \sqrt{\frac{s}{\lambda} + \frac{(s+1)^2(1-\lambda)^2}{16\lambda^2}} + \frac{(s+1)(1-\lambda)}{4\lambda}, \quad (4)$$

где s – соотношение прочности пород в кровле и боках выработки, $s = [\sigma_c^{kp}] / [\sigma_c^n]$.

Понятие оптимальной формы горной выработки является важным критерием оценки развития проявлений горного давления: если разрушение пород приводит к тому, что новый контур выработки приближается к оптимальной форме, то следует считать, что устойчивость выработки по мере ее формоизменения повышается, в противном случае устойчивость снижается.

Поскольку значение коэффициента бокового распора λ для большинства горнопромышленных регионов, в том числе и для Донбасса, как правило, удовлетворяет неравенству $\lambda < 1$, то оказывается, что оптимальная форма выработки с позиций теории должна иметь соотношение размеров $(a/b)_{opt} = \lambda < 1$, т. е. быть «узкой и высокой». В то же время технологические и функциональные требования, которым должна удовлетворять форма выработки, однозначны: выработка должна быть «низкой и широкой».

Таким образом, требования теории горной геомеханики и требования практики использования выработки являются взаимно исклю-

чающими. В этом заключается смысл *главного технического противоречия* горной геомеханики.

Пока горные работы велись на относительно небольших глубинах (до 400...600 м) и в сравнительно благоприятных горно-геологических условиях, интенсивность ПГД была невысокой и нарушение закона оптимальности формы выработки не приводило к резкому ухудшению ее устойчивости. Но затем, по мере перехода на большие глубины, положение коренным образом изменилось – устойчивость большинства выработок стала катастрофически низкой, а расходы на ремонты и перекрепления – чрезмерными. Решение этой проблемы оказалось невозможным в рамках старых представлений о ПГД, которые даже не смогли подняться до осмысления главного противоречия горной геомеханики.

Как же меняется форма выработки при разрушении породного контура, удаляется ли она от оптимальной (2) или приближается? Для изучения закономерностей формоизменения контура выработки при разрушении пород массива в ее окрестности, методом фотоупругости была исследована сложная нелинейная задача о постепенном развитии и движении фронта хрупкого разрушения в окрестности горной выработки [10]. При этом впервые удалось установить важный обобщенный закон перераспределения напряжений при разрушении и формоизменении контура выработки: если кривизна контура при разрушении пород увеличивается, то напряжения здесь возрастают, а при уменьшении кривизны – снижаются вплоть до появления растягивающих напряжений (с учетом знаков – плюс для сжимающих и минус для растягивающих напряжений). Этот обобщенный закон развития процессов разрушения вокруг горной выработки позволил обосновать фундаментальные закономерности, которым подчиняются все известные формы ПГД.

Фундаментальные закономерности развития ПГД в выработке, которые рассматривают не статическое равновесие пород, как ранее, а кинетику процессов разрушения контура, определяющих особенности его формоизменения, подтверждены экспериментально и аналитически и допускают достаточно простую и интуитивно понятную формулировку.

Первая фундаментальная закономерность (ФЗ-I):

При разрушении пород вокруг выработки от *растягивающих* напряжений концентрация напряжений вокруг нее снижается, критерий ЛНКР ω_* уменьшается, форма выработки в процесс разрушения приближается к *оптимальной*, скорость движения фронта хрупкого разрушения падает до нуля, разрушение *останавливается*, и окончательный контур выработки приобретает устойчивую форму в виде свода естественного равновесия (СЕР).

Вторая фундаментальная закономерность (ФЗ-II):

При разрушении пород вокруг выработки от *сжимающих* напряжений концентрация напряжений на ее контуре повышается, критерий ЛНКР ω_+^* *возрастает*, форма нового контура выработки по мере разрушения пород удаляется от оптимальной, скорость движения фронта хрупкого разрушения растет и разрушение *продолжается*, поэтому выработка без дополнительных мер по ее охране теряет устойчивость (происходит ее завал).

Если выработка надлежащим образом закреплена, то в условиях **ФЗ-I** на крепь выработки передают давление породы, заключенные в своде естественного равновесия (СЕР), а в условиях **ФЗ-II** вокруг выработки возникает зона запредельных деформаций (ЗЗД), переходящая (по термину Б.А. Картозии [11]) в зону «руинного» разрушения, нелинейно взаимодействующая с крепью.

Отметим, что определение параметров взаимодействия ЗЗД с крепью относится к самым сложным проблемам горной геомеханики и до сих пор не нашла своего удовлетворительного решения. В табл. 1 приведены оценки границ условий реализации ПГД. Уместно обратить внимание, что в терминах фундаментальных закономерностей ПГД находит свое объяснение и столь широко используемые, но весьма неопределенные понятия «малые» и «большие» глубины разработки. Теперь эти термины обретают вполне конкретное значение.

Таблица 1 – Особенности реализации ПГД на условно «малых» и «больших» глубинах

Влияние основных факторов на ПГД	Фундаментальные закономерности	
	ФЗ-I	ФЗ-II
Коэффициент бокового распора массива λ	$< 0,3...0,5$	$> 0,3...0,5$
Критерий ЛНКР ω^*	$\omega_-^* < -1$	$\omega_+^* > 1$
Тип разрушения пород вокруг выработки	растяжение	сжатие
Форма проявлений горного давления	СЕР	ЗЗД
Условное название глубины разработки	«малая»	«большая»

Понятия «малая» и «большая» глубина не следует понимать буквально. Так, глубина 300м в условиях объединения «Павлоградуголь» будет большой, а 1000 м в «Ровенькиантрацит» может быть «малой», в зависимости от значения критерия ЛНКР ω^* .

Проанализируем особенности проявлений ПГД на условно малых и больших глубинах разработки, т. е. когда происходит разрушение по

различным механизмам. Отразим это в сводной таблице, чтобы избежать длиннот текстовых описаний. Будем искать искомые зависимости давления q на крепь со стороны горного массива и смещений U пород в выработку в результате разрушения пород окружающего массива (табл.2) в виде:

$$\begin{aligned} q &= q(H; [\sigma]; r_0; U; \dots); \\ U &= U(H; [\sigma]; r_0; q; \dots); \end{aligned} \quad (5)$$

где $[\sigma]$ – предел прочности пород, r_0 – характерный размер выработки.

В табл.2 приведены оценки основных зависимостей, характеризующих ПГД в выработке при реализации **I** или **II–ФЗ**, т. е. в «обычных» и «сложных» горно-геологических условиях. Здесь же показаны зависимости q и U от наиболее важных влияющих факторов X_k ($k \in 1 \dots 4$) в виде оценки знака и величины их частных производных $\partial q / \partial X_k$ и $\partial U / \partial X_k$ по каждому из факторов.

Таблица 2 – Законы изменения параметров ПГД q и U при разных ФЗ

Фундаментальные закономерности ПГД	Зависимость $\partial q / \partial X_k$ нагрузки на крепь q от фактора X_k				Зависимость $\partial U / \partial X_k$ смещений пород U от фактора X_k			
	H	$[\sigma_p]$	r_0	U	H	$[\sigma_c]$	r_0	q
ФЗ–I; $\omega_-^* < -1$ $\lambda < 0,3 \dots 0,5$	≈ 0	≤ 0	> 0	≈ 0	≈ 0	≈ 0	> 0	≈ 0
ФЗ–II; $\omega_+^* > 1$ $\lambda > 0,3 \dots 0,5$	$\gg 0$	$= 0$	$= 0$	$\ll 0$	$\gg 0$	$\ll 0$	≈ 0	< 0

Как видим, особенности ПГД в ГГУ, где реализуются **I** или **II–ФЗ**, прямо противоположны. При **I–ФЗ** ПГД не зависит от глубины H и прочности пород на сжатие $[\sigma_c]$, зато заметно влияют размер выработки r_0 и прочность на растяжение $[\sigma_p]$. Режим работы крепи (податливый или жесткий) – незначителен, поскольку $\partial U / \partial q \cong 0$. Напротив, при **II–ФЗ** на интенсивность ПГД сильно влияет глубина H и прочность пород на сжатие $[\sigma_c]$, тогда как размер выработки r_0 и прочность на растяжение $[\sigma_p]$ незначительны. Особенно важно, что в этих усло-

виях зависимость $\partial U / \partial q \ll 0$, что доказывает необходимость применения здесь податливых, а не жестких конструкций крепи.

Закономерности, отраженные в табл. 2, особенно важны для понимания принципиальной разницы ПГД в условиях реализации первой или второй фундаментальных закономерностей. Даже простое сравнение приведенных оценок в соответствующих столбцах табл.2 показывает, что закономерности существенно различаются, а иногда и противоположны, что вызывает необходимость принятия весьма различных инженерных решений по управлению ПГД на «малых» и «больших» глубинах.

4.Новая классификация проявлений горного давления

Поскольку существующие классификации ПГД основаны на рассмотрении, как правило, лишь одной из множества возможных форм горного давления, и то лишь в статике, они не вполне способны адекватно отразить сложные процессы изменения устойчивости выработки.

Какие требования следует предъявить к методу прогноза и классификации ПГД? К сожалению, формулировке таких требований уделялось недостаточно внимания. Это было обусловлено в определенной степени влиянием традиций, возникших в самом начале изучения ПГД, когда на первый план ставились задачи определения нагрузки на крепь – «горное давление». Теперь, опираясь на значительные достижения горной геомеханики и накопленный проектный и производственный опыт, можно, исходя из современных представлений о физико-механических процессах, происходящих в массиве горных пород, эти требования сформулировать.

Таким образом, целесообразно разработку метода прогноза ПГД начинать с формулирования основных требований к прогнозу, затем на основании фундаментальных закономерностей ПГД следует дать физически содержательную классификацию его форм

Итак, метод прогноза ПГД должен:

1) исходить из достаточно четкой поставленной расчетной схемы задачи, основанной на физически обоснованной механической модели процессов деформирования и разрушения массива горных пород в окрестности выработки;

2) учитывать особенности исходного напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород, а также его аномалии, возникающие при ведении горных работ;

3) рассматривать ПГД не как статический феномен конечного равновесия пород вокруг выработки, а как процесс, развивающийся во времени и, в зависимости от конкретных условий, способный

«ветвиться», т. е. менять направление своего развития во времени и в пространстве;

4) учитывать особенности взаимодействия элементов крепи и способов охраны с окружающим массивом в процессе его деформирования и разрушения,

5) оценивать влияние «неосесимметричных» горнотехнических факторов, способных значительно исказить форму и размеры зоны предельных деформаций вокруг выработки;

б) определять достоверность результатов прогноза ПГД и вероятностный их разброс.

В основу новой классификации горного давления и устойчивости подземных выработок были положены установленные фундаментальные закономерности. Классификация базируется на составлении паспорта устойчивости контура выработки и вычислении ЛНКР ω_* , а затем анализе изменения его знака и величины при формоизменении контура в процессе его разрушения.

Согласно фундаментальным закономерностям проявлений горного давления, если в процессе разрушения пород происходит повсеместное разрушение по модулю локального критерия ω_* , то разрушение самопроизвольно остановится и новый контур выработки будет устойчив, а при возрастании ЛНКР ω^* породный контур выработки будет неустойчив и она, в конечном счете, будет разрушена, если не принять соответствующие меры по ее креплению и охране.

Вторичными классификационными признаками, позволяющими выделить многочисленные подклассы в предлагаемой классификации, являются:

– модель поведения горных пород (пластичная, хрупкая, вязкоупругая и др.),

– участок на контуре выработки, где происходят процессы разрушения (кровля, почва, бока),

– геоструктура массива горных пород (трещиноватость, слоистость, неоднородность, угол падения пластов и др.),

– ориентация выработки в пространстве и относительно напластования (горизонтальная, вертикальная, наклонная, вкрест, диагонально и вдоль напластования и др.).

Представление о классификации проявлений горного давления можно получить из табл. 3. Здесь также даны рекомендации по выбору режима работы и конструкции крепи. В первой колонке таблицы приведены тип горно-геологических условий (ГГУ), которые разделяют все возможные формы ПГД, относя их условно к «малым» и «большим»

глубинам разработки, а, по сути, к обычным и интенсивным условиям ПГД.

Из предложенной классификации следует, что метод расчета горного давления в выработке должен базироваться на *разных* расчетных схемах, отличающихся в зависимости от того, будет ли разрушение пород в выработке происходить от напряжений сжатия или растяжения.

Таблица 2 – Законы изменения параметров ПГД q и U при разных ФЗ

Тип ГГУ	Класс ПГД	Значения критериев	Формы проявлений горного давления	Типы крепи
I-ФЗ- «малые» глубины разработки, $\lambda \ll 0,3...0,5$	I – вполне устойчив	$ \omega \ll 1$ $k_z < 0,1$ $\varepsilon < 1\%$	На породном контуре возможны трещины, мелкие отслоения и отдельные вывалы на участках со сниженной прочностью пород или неровностями контура	Без крепи, легкие изолирующие и ограждающие конструкции
	II – устойчив	$\omega^+ < 1 < \omega^- $ $0,1 < k_z < 0,4$ $1 < \varepsilon < 5\%$	Преобладает разрушение породного контура от растяжения и образование СЕР в кровле или (и) в почве выработки	Оградительно-поддерживающие крепи
	III – не вполне устойчив	$1 < \omega^+ < \omega^- $ $0,2 < k_z < 0,5$ $5 < \varepsilon < 10\%$	Разрушение пород от растяжения опережает разрушение от сжатия. Образование СЕР со вторичным разрушением пород в боках от сжатия	Крепи поддерживающие с ограниченной податливостью
II-ФЗ- «большие» глубины разработки, $\lambda \gg 0,3...0,5$	IV – слабо неустойчив	$1 < \omega^- < \omega^+$ $0,2 < k_z < 0,5$ $10 < \varepsilon < 20\%$	Разрушение пород от сжатия в боках выработки (ЗЗД) вызывает разрушение в кровле от растяжения (СЕР).	Отпорно-поддерживающие типы крепи с ограниченной податливостью
	V – неустойчив	$\omega^+ > 1$ $0,5 < k_z < 1$ $20 < \varepsilon < 40\%$	Разрушение большей части контура от сжатия, образование ЗЗД асимметричной формы, вытянутой перпендикулярно напластованию	Отпорные и грузонесущие податливые крепи, породонесущие конструкции
	VI – весьма неустойчив	$\omega^+ \gg 1$ $0,7...1 < k_z$ $40\% < \varepsilon$	Особые формы горного давления: а) вязкое или пластическое течение пород, б) динамическое хрупкое разрушение пород в виде выбросов и горных ударов	Мощные податливые или породонесущие крепи, разгрузка и упрочнение пород,

Подчеркнем важное отличие новой классификаций: она основана на важном параметре – коэффициенте бокового распора λ , характеризующем исходное напряженное состояние массива (его в настоящее время при ведении горных работ в Украине не измеряют).

С учетом отсутствия сведений о коэффициенте бокового распора λ , помимо главного критерия устойчивости – ЛНКР ω^* , целесообразно использовать вспомогательные критерии:

1. Критерий устойчивости проф. Ю.З. Заславского [7], который приближенно позволяет оценить интенсивность проявлений горного давления:

$$k_3 = \gamma H / [\sigma_c^0], \quad (6)$$

где γH – давление вышележащей толщи пород, равное, как правило, вертикальной компоненте p_1 исходного поля напряжений в массиве, Па;

2. Деформационный критерий для оценки относительных (отнюдь не абсолютных, как это принято сейчас!) смещений пород:

$$\varepsilon = U / \sqrt{A / \pi}, \quad (7)$$

где U – смещения породного контура выработки, м; A – площадь сечения выработки в черне, м².

В зависимости от соотношения прочности пород на одноосное растяжение в кровле и почве выработки, возможно развитие сводов естественного равновесия (СЕР) односторонних и двусторонних (в кровле или почве).

Высоту h_c СЕР при его образовании в кровле или почве можно определить по формуле

$$h_c = \frac{a}{\lambda} \left(1 - \lambda - \frac{\sigma_0}{p_1} \right) - 2b, \quad (8)$$

где a , b – половина соответственно ширины и высоты выработки с учетом разрушенных в боках пород, м;

λ – коэффициент бокового распора, равный отношению горизонтальной p_2 и вертикальной p_1 компонент исходного поля напряжений массива, Па;

σ_0 – предел прочности пород на одноосное растяжение или когезия отрыва [9], Па;

Если происходит образования СЕР одновременно в кровле и боках выработки (что бывает в случае возникновения на этих участках контура отрицательных напряжений и при $\omega_k^*; \omega_n^* > 1$), тогда высоту СЕР в кровле h_k и почве h_n следует определить из более сложных формул:

$$h_k = \left[\frac{a}{\lambda} \left(1 - \lambda - \frac{\sigma_0}{p_1} \right) - 2b \right] \frac{\omega_k^*}{\omega_k^* + \omega_n^*},$$
$$h_n = \left[\frac{a}{\lambda} \left(1 - \lambda - \frac{\sigma_0}{p_1} \right) - 2b \right] \frac{\omega_n^*}{\omega_k^* + \omega_n^*}, \quad (9)$$

где $\omega_k^*; \omega_n^*$ – значения ЛНКР в кровле и почве соответственно.

Выводы. На основании использования нового критерия ЛНКР и анализа развития процессов разрушения пород вокруг выработки сформулированы фундаментальные закономерности ПГД, которые позволили разработать новую классификацию ПГД. Показана недопустимость ведения расчетов ПГД по универсальным единообразным расчетным схемам и методикам и необходимость разработки новых нормативных документов

Преимуществом предлагаемого подхода является четкая идентификация возможных расчетных схем ПГД, из которых вытекают важные рекомендации по выбору параметров крепи и способов управления ПГД, существенно различающиеся на “малых” и “больших” глубинах.

Библиографический список

1. Крупенников Г. А. Методы изучения горного давления и его проявлений, в кн.: Горное дело. Энциклопедический справочник, т. 5, М., 1958
2. Талобр Ж. Механика горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1960. – С. 346.
3. Протодьяконов М. М. Давление горных пород и рудничное крепление. – М.-Л.: ОГИЗ, 1931. – С. 186.
4. Максимов А. П. Горное давление и крепь выработок. – М.: Недра, 1973. – С. 288.

5.Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах/ В кн. Вопросы теории горного давления. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59–164.

6.Либерман Ю. М. Давление на крепь капитальных горных выработок. – М.: Наука, 1969. – С. 126.

7.Заславский Ю. З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донбасса. – М.: Недра, 1966. – С. 267.

8. СНиП-II-94-80. Подземные горные выработки./Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 24 с.

9.Литвинский Г. Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов: Монография/ ДонГТУ. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 207 с.

10.Литвинский Г. Г. Научная концепция прогноза горного давления в подземных выработках. – Уголь Украины, 1996, №8. – С. 9-12.

11.Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механика подземных сооружений и конструкции крепи. – М.: Недра, 1992. – 543 с.

*д.т.н. Фрумкин Р.А.,
к.т.н. Окалелов В.Н.,
к.т.н. Самкова Э.Р.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ ИНФОРМАЦИИ, ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Викладені результати досліджень вірогідності геологічної, технологічної і техніко-економічної інформації, що використовується при розробці інвестиційних проектів вугільних шахт.

Ключові слова: *достовірність геологічної і техніко-економічної інформації, проектування шахт, інвестиційні проекти.*

Изложены результаты исследований достоверности геологической, технологической и технико-экономической информации, используемой при разработке инвестиционных проектов угольных шахт.

Ключевые слова: *достоверность геологической и технико-экономической информации, проектирование шахт, инвестиционные проекты.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Исследования, направленные на оценку и разработку методов повышения достоверности информации, используемой при составлении инвестиционных проектов, является одной из неотложных и сложнейших задач горной науки и практики, так как ее низкая информативность приводит к большим экономическим потерям: затягиванию сроков разработки и реализации проектов, их неоднократному пересмотру, "замораживанию" вложенных в развитие предприятий и компаний капиталов, банкротству последних, снижению активности инвесторов и другим негативным последствиям. Низкая достоверность и высокая степень неопределенности исходной геологической и технологической информации является также одной из главных причин, тормозящих процессы приватизации угольных шахт и низкой их инвестиционной привлекательности.

Анализ исследований и публикаций. Анализ работ, посвященных исследованию достоверности информации, используемой при разработке проектов угольных шахт [1-7], показывает, что в настоящее время существует два основных методических подхода к выявлению

ошибок горно-геологических и геомеханических прогнозов. Первый из них основан на сопоставлении результатов прогнозов, полученных по данным геологоразведки, с фактическими данными, фиксируемыми по результатам ведения горных работ [4, 6, 7], а второй – на сравнении средних по шахтопласту значений показателя, вычисленных исходя из двух предположений о характере изменения его значений в пространстве между разведочными скважинами [1, 2]: линейном и волнообразном. Согласно первому подходу выявляются преимущественно технические ошибки, связанные с особенностью применения методов геологоразведки и испытания керновых проб. Второй подход позволяет выявить наряду с техническими ошибками и ошибки аналогий, связанные с естественной изменчивостью значений показателя в пространстве и методами камеральной обработкой данных геологоразведки.

В соответствии с принятым подходом используются различные методики оценки ошибок прогнозов [2 - 7], однако большинство из них не позволяет учесть все ошибки или же однозначно обосновать нецелесообразность учета тех или иных ошибок.

В опубликованной литературе содержатся сведения о подтверждаемости отдельных горно-геологических и геомеханических прогнозов [4, 6, 7], однако в ней отсутствуют данные о подтверждаемости важнейших проектных и плановых показателях, показателях эффективности технологии горных работ и др., надежные сведения о которых крайне необходимы при разработке инвестиционных проектов.

Постановка задачи. С учетом изложенного выше основной задачей настоящей работы является количественная оценка достоверности исходной информации, используемой при составлении инвестиционных проектов, с целью разработки практических рекомендаций по учету ее погрешностей.

Изложение материала и его результаты. Для решения поставленной в работе задачи авторами разработана методика сбора и обобщения указанной информации, основные положения которой опубликованы в работах [6, 7]. С ее применением собраны и обобщены материалы по 14-и шахтам 8-и производственных объединений Луганской и Донецкой областей. Исследованиями охвачено 24 рабочих угольных пласта, отрабатываемых 109-ю лавами.

В отличие от указанных работ, исследовались не только горно-геологические и геомеханические показатели, но и важнейшие технологические и технико-экономические показатели, фиксируемые по данным ранее выполненных проектов, планово-экономической и отчетной документации шахт.

В соответствии с разработанной методикой [6, 7] оценке подлежали: подтверждаемость исходной информации (прогнозов), систематиче-

ские и случайные ошибки, их значимость и направленность, коэффициент расхождения прогнозных и фактических величин, законы распределения изучаемых показателей и ошибок их установления по геологоразведочным, плановым и проектным данным.

Результаты одномерного анализа собранной информации с указанием ее обобщенных статистических характеристик представлены в табл. 1, в которой в числителе указаны прогнозные (проектные, плановые) значения анализируемых величин, а в знаменателе – фактические. Результаты расчетов представлены только по количественным показателям, для которых удалось сформировать представительные выборки их сопряженных значений.

Как видно, закон распределения показателей достоверно установлен только для 16 случаев из 34 рассмотренных. В 4-х случаях его установить не удалось ни для прогнозных (проектных, плановых), ни для фактических значений из-за малого числа сопряженных наблюдений. Из 16 установленных в 9-и случаях он является нормальным и в 7-и – логнормальным. Это свидетельствует о том, что предположение авторов работ [1, 2] о нормальности распределений не подтверждается, а, следовательно, и предложенные ими методы учета изменчивости показателей не во всех случаях приемлемы. Из табл. 1 видно также, что практически во всех случаях выявлены значительные расхождения между прогнозными (проектными) и фактическими данными.

Результаты оценки систематических и случайных абсолютных ошибок, коэффициентов расхождения и относительных ошибок прогнозов геологических показателей, полученные с применением указанной выше методики [6, 7], представлены в табл. 2. По каждому из представленных в нем показателей определялись также законы распределения ошибок и значимость их систематических величин. В результате установлено, что распределение абсолютных ошибок подчиняется нормальному закону, а коэффициентов расхождения – логнормальному, что подтверждает установленные ранее закономерности [6, 7].

Значимость систематических ошибок подтверждена для зольности, влажности угля, содержанию в нем серы, частично мощности пласта и минимальных значений ложной кровли. Не значимыми оказались расхождения в средних значениях угла падения пласта.

Сравнение ошибок минимальных и средних значений зольности, установленных по геологоразведочным данным и данным ОТК по пластово-промышленным пробам, показывает, что последние существенно выше, в то время как для максимальных значений этих величин данные ОТК ниже данных геологоразведки.

Таблица 1 – Обобщенные результаты одномерного статистического анализа количественных показателей

Наименование показателей	Единица измерения	Объём выборки, шт.	min	max	Среднее арифметическое \bar{x}	Среднеквадратическое отклонение S	Коэффициент вариации V, %	Количество аномальных наблюдений	Вид закона распределения
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Показатели качества угля:									
зольность	%	101	$\frac{6^*}{17^{**}}$	$\frac{43}{55,4}$	$\frac{18}{34,8}$	$\frac{9,5}{2,2}$	$\frac{52}{26}$	$\frac{0}{0}$	логнорм. не уст.
содержание серы	%	97	$\frac{1}{1}$	$\frac{6,1}{6,7}$	$\frac{2,7}{2,3}$	$\frac{1,3}{1,4}$	$\frac{48}{61}$	$\frac{3}{0}$	не уст. не уст.
влажность	%	109	$\frac{0,6}{1,1}$	$\frac{9,9}{10,5}$	$\frac{3,6}{4,9}$	$\frac{2,3}{2,6}$	$\frac{64}{53}$	$\frac{0}{0}$	не уст. не уст.
Горно-геологические показатели:									
мощность пласта	м	88	$\frac{0,62}{0,52}$	$\frac{2,1}{2,2}$	$\frac{1,18}{1,25}$	$\frac{0,31}{0,31}$	$\frac{26}{25}$	$\frac{1}{1}$	логнорм. нормальн.
угол падения пласта	град.	95	$\frac{5}{2}$	$\frac{23}{19}$	$\frac{9}{8}$	$\frac{4,2}{3,7}$	$\frac{46}{46}$	$\frac{4}{6}$	не уст. нормальн.
мощность ложной кровли	м	28	$\frac{0}{0}$	$\frac{1,0}{1,2}$	$\frac{0,27}{0,34}$	$\frac{0,18}{0,19}$	$\frac{66}{56}$	$\frac{1}{0}$	нормальн. нормальн.
Прочность пород на одноосное сжатие:									
аргиллит	кгс/см ²	37	$\frac{171}{193}$	$\frac{650}{765}$	$\frac{237}{241}$	$\frac{158}{185}$	$\frac{66}{46}$	$\frac{6}{6}$	нормальн. нормальн.
алевролит-аргиллит	кгс/см ²	22	$\frac{231}{116}$	$\frac{354}{536}$	$\frac{344}{328}$	$\frac{93}{164}$	$\frac{27}{50}$	$\frac{0}{0}$	не уст. не уст.
алевролит	кгс/см ²	67	$\frac{179}{189}$	$\frac{950}{870}$	$\frac{583}{511}$	$\frac{257}{207}$	$\frac{44}{40}$	$\frac{7}{7}$	логнорм. логнорм.
песчаник	кгс/см ²	39	$\frac{353}{290}$	$\frac{1550}{1810}$	$\frac{747}{819}$	$\frac{316}{435}$	$\frac{42}{53}$	$\frac{6}{6}$	нормальн. логнорм.

Продолжение таблицы 1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
известняк	кгс/см ²	11	$\frac{772}{1048}$	$\frac{1177}{1330}$	$\frac{1048}{1116}$	$\frac{161}{132}$	$\frac{15}{12}$	$\frac{0}{0}$	не уст. не уст.
Коэффициент крепости угля по М.М.Протодяконову		59	$\frac{1}{1}$	$\frac{2}{2}$	$\frac{1,48}{1,50}$	$\frac{0,33}{0,33}$	$\frac{22}{22}$	$\frac{0}{0}$	не уст. не уст.
Технологические и технико-экономические показатели:									
ширина захвата исполнительного органа	м	73	$\frac{0,005}{0,4}$	$\frac{0,8}{1,0}$	$\frac{0,58}{0,68}$	$\frac{0,2}{0,11}$	$\frac{34}{16}$	$\frac{0}{0}$	не уст. не уст.
длина лавы	м	103	$\frac{125}{90}$	$\frac{300}{300}$	$\frac{190}{176}$	$\frac{42}{37}$	$\frac{22}{21}$	$\frac{0}{0}$	не уст. нормальн.
скорость подвигания очистного забоя	м/мес	78	$\frac{5,0}{3,2}$	$\frac{120}{88}$	$\frac{75}{35}$	$\frac{24}{20}$	$\frac{54}{57}$	$\frac{0}{0}$	нормальн. логнорм.
себестоимость 1 т угля	грн/т	70	$\frac{3,4}{2,4}$	$\frac{6,5}{31,0}$	$\frac{4,8}{8,3}$	$\frac{19}{5,22}$	$\frac{39}{63}$	$\frac{0}{0}$	не уст. не уст.
среднесуточная добыча угля	т/сут	100	$\frac{132}{6,3}$	$\frac{1150}{1675}$	$\frac{786}{467}$	$\frac{257}{377}$	$\frac{32}{80}$	$\frac{2}{2}$	логнорм. не уст.

Примечания:

1. * (числитель) – прогнозное (проектное) значение.
2. ** (знаменатель) – фактическое значение.
3. Логнорм. – логнормальный закон распределения.
4. Нормальн. – нормальный закон распределения.
5. Не уст. – закон распределения не установлен.

Таблица 2 – Показатели достоверности установления геологической информации по геологоразведочным данным

Наименование показателя	Систематическая составляющая Δ ошибки	Средне-квадратическое отклонение ошибок S_{Δ}	Случайная ошибка прогноза S_0	Среднее значение коэффициента расхождения \bar{K}_p	Относительная ошибка прогноза	
					систематическая	случайная
1	2	3	4	5	6	7
Зольность угля:						
минимальная	$\frac{6,1^*}{15,2^{**}}$	$\frac{7,04}{7,60}$	$\frac{9,4}{7,0}$	$\frac{2,3}{2,9}$	$\frac{0,77}{1,10}$	$\frac{1,2}{1,2}$
максимальная	$\frac{-7,3}{18,1}$	$\frac{14,2}{12,7}$	$\frac{16,1}{22,0}$	$\frac{0,83}{2,2}$	$\frac{0,25}{0,74}$	$\frac{0,55}{0,91}$
средняя	$\frac{3,1}{16,6}$	$\frac{8,9}{9,4}$	$\frac{9,5}{19,1}$	$\frac{1,48}{2,40}$	$\frac{0,2}{0,92}$	$\frac{0,62}{1,10}$
Содержание серы:						
минимальное	0,80	0,65	1,10	1,90	0,76	1,05
максимальное	-3,20	3,70	4,90	0,52	0,55	0,85
среднее	-0,25	0,87	0,90	0,90	0,10	0,33
Влажность:						
средняя	1,30	1,90	2,30	1,64	0,36	0,63
Угол падения пласта						
	-1,00	2,18	2,20	0,99	0,11	0,24
Мощность пласта:						
минимальная	0,15	0,36	0,39	1,29	0,17	0,44
максимальная	-0,12	0,34	0,36	0,96	0,07	0,22
средняя	0,10	0,17	0,20	1,10	0,08	0,17
Мощность ложной кровли:						
минимальная	0,09	0,19	0,22	2,10	1,12	2,40
максимальная	0,04	0,37	0,37	1,10	0,10	0,89

Примечания:

* – сравниваются значения зольности по данным геологоразведки с учетом засорения и данные ОТК по пластово-промышленным пробам;

** – сравниваются данные ОТК по пластово-промышленным пробам и данные ОТК по эксплуатационным пробам.

Это свидетельствует о том, что на стадии геологоразведки минимальные и средние значения зольности угля занижаются, а максимальные, наоборот, завышаются. Геологоразведочные данные по зольности более близки к данным пластово-промышленных проб (абсолютные расхождения составляют от 3,1 до 6,1%) и сильно отличаются от эксплуатационных проб (расхождения составляют от 15,2 до 18,1%).

Анализ знаков и величин систематических ошибок прогнозов содержания серы в угле показывает, что ее минимальные значения по геологоразведочным данным занижаются, а максимальные и средние – завышаются.

Прогнозные значения влажности угля в целом занижаются по сравнению с фактическими.

Для углубленного анализа результатов прогноза минимальных, средних и максимальных значений мощности и угла падения пластов массив абсолютных ошибок разделен на 3 выборки со следующими диапазонами их изменения: 0,7 м и менее; 0,71-1,2 м; 1,21 м и более; 12° и менее; $13-18^\circ$; 19° и более, для которых вновь были рассчитаны указанные показатели достоверности. Выводы, полученные по результатам такого анализа, подтвердили установленные в работах [6, 7] закономерности: с увеличением мощности и угла падения пластов увеличивается и величина их систематических и случайных ошибок; мощность весьма тонких пластов ($\leq 0,7$ м) по данным геологоразведки, как правило, завышается, а тонких и средней мощности ($0,71-1,2$ и $\geq 1,21$ м) – занижается; значимость систематических ошибок мощности пласта существенна лишь для диапазона $\geq 1,2$ м; для интервала угла падения более 18° систематическая ошибка достигает $\pm 5^\circ$, а случайная относительная – 40%.

В таблицах 3-5 представлены результаты подтверждаемости геологоразведочных данных об ожидаемом поведении пород непосредственной кровли и почвы и обрушаемости пород основной кровли по классификации ДонУГИ с качественной оценкой их категорий.

Как видно, среди различных категорий устойчивости пород непосредственной кровли наиболее надежно (в 81,8% случаев) подтверждается категория B_1 (весьма неустойчивые породы). В 71,4% случаев подтверждается категория B_3 (малоустойчивые породы). Подтверждаемость категорий B_2 и B_4 (средней устойчивости и устойчивые) весьма низкая и не превышает 47,6%.

Для пород почвы категория $П_2$ (малоустойчивые почвы) подтверждается в 74,2% случаев, $П_1$ (неустойчивые почвы) – в 65,1%, а $П_3$ (устойчивые) – всего в 52% случаев.

Для категорий обрушаемости пород основной кровли более или менее надежно (87,8%) оценивается только категория A_3 (труднообрушаемые породы).

Таблица 3 – Подтверждаемость прогнозов устойчивости пород непосредственной кровли

Прогноз	Фактически, %			
	Б ₁	Б ₂	Б ₃	Б ₄
Б ₁	81,8	18,2	-	-
Б ₂	30,7	33,3	36,0	-
Б ₃	-	71,4	28,6	-
Б ₄	-	47,6	4,8	47,6

Таблица 4 – Подтверждаемость прогнозов устойчивости пород непосредственной почвы

Прогноз	Фактически, %		
	П ₁	П ₂	П ₃
П ₁	65,1	34,9	-
П ₂	22,8	74,2	28,6
П ₃	19,0	52,0	28,5

Таблица 5 – Подтверждаемость прогнозов обрушаемости пород основной кровли

Прогноз	Фактически, %		
	А ₁	А ₂	А ₃
А ₁	51,7	44,8	3,5
А ₂	14,2	28,5	57,3
А ₃	-	12,1	87,8

Расчет общей надежности прогнозов анализируемых показателей показывает, что устойчивость кровли в целом правильно оценивается в 48,3% случаев, устойчивость почвы – в 60,6%, а обрушаемость пород основной кровли – в 63,2% случаев, что нельзя признать достаточными для обоснования проектных решений.

В табл. 6-8 представлены результаты расхождения фактических и проектных значений важнейших технологических показателей с количественной и качественной их оценкой.

Анализ статистической значимости средних расхождений в значениях показателей, представленных в табл. 6, показал, что для длины лавы и ширины захвата эти расхождения не существенны (не значимы).

Для средней мощности присечки пород кровли и почвы они существенны, причем, в обоих случаях наблюдается фактическое завышение технологической присечки пород. Запроектированная односторонняя схема работы комбайна в 72% случаев совпадает с фактической (табл. 7), в то время как челноковая в 55,3% случаев заменяется на одностороннюю. Среди проектируемых систем разработки (табл. 8) встречаются только столбовые и комбинированные.

Таблица 6 – Результаты сравнения расхождений проектных и фактических значений технологических показателей с количественной их оценкой

Наименование показателя	Средняя величина расхождений	Среднеквадратическое отклонение расхождений	Случайная величина расхождений	Относительное расхождение	
				Среднее	Случайное
Длина лавы, м	-12	46	48	0,06	0,24
Ширина захвата, м	0,09	0,20	0,22	0,15	0,38
Средняя мощность присечки пород кровли, м	0,04	0,12	0,125	0,80	2,40
Средняя мощность присечки пород почвы, м	0,024	0,064	0,068	0,28	0,74

Таблица 7 – Подтверждаемость проектных и фактических схем работы комбайнов

По проекту	Фактически, %	
	Челноковая	Односторонняя
Челноковая	44,6	55,3
Односторонняя	28,0	72,0

Таблица 8 – Подтверждаемость проектных и фактических систем разработки угольных пластов

По проекту	Фактически, %					
	Сплошная по простиранию	Сплошная по восстанию	Столбовая по простиранию	Столбовая по восстанию	Комбинированная по простиранию	Комбинированная по восстанию
Столбовая по простиранию	29,0	-	58,0	-	13,0	-
Столбовая по восстанию	-	13,0	15,2	60,8	-	11,0
Комбинированная по простиранию	75,0	6,2	18,8	-	-	-
Комбинированная по восстанию	20,0	-	-	80,0	-	-

Проектируемые столбовые системы разработки с выемкой по простиранию только в 58% случаев совпадают с фактическими, а столбовые с выемкой по восстанию – в 60,8% случаев. Комбинированные системы разработки с выемкой по простиранию в 75% случаев заменяются на менее прогрессивные сплошные, а комбинированные с выемкой по восстанию в 80% случаев заменяются на столбовые по восстанию.

Аналогичный анализ по видам механизации очистных работ показывает, что струговые комплексы на практике часто заменяются на комбайновые или на струги с индивидуальной крепью (в 53,8% и 80% случаев соответственно). В 51,5% случаев имеет место совпадение проектных и фактических данных для комплексов КМ87, КМ103, КМ88 и в 50% – для индивидуальных крепей с узкозахватными комбайнами. Остальные виды комплексов заменяются на другие, далеко не всегда более прогрессивные. Основными причинами таких больших расхождений являются не только низкая достоверность геологической информации, используемой на стадии проектирования, но и невысокое качество нормативной базы и субъективизм в выборе проектных решений, изменение экономических условий функционирования объектов во времени и др.

Результаты оценки расхождений основных технико-экономические показатели работы лав приведены в табл. 9.

Таблица 9 – Результаты сравнения расхождений основных технико-экономических показателей работы лав

Наименование показателя	Единица измерения	Средняя величина расхождения	Среднеквадратическое отклонение расхождения	Случайная величина на расхождение	Относительное расхождение	
					среднее	случайное
1	2	3	4	5	6	7
Среднемесячная скорость подвигания очистного забоя	м/мес	<u>-38*</u>	<u>32,2</u>	<u>49,7</u>	<u>0,49</u>	<u>0,65</u>
		- <u>2,4**</u>	<u>11,5</u>	<u>11,8</u>	<u>0,06</u>	<u>0,32</u>
Участковая производительность труда	т/мес	<u>-69,5</u>	<u>172,3</u>	<u>185,8</u>	<u>0,45</u>	<u>1,2</u>
		- <u>9,8</u>	<u>37,4</u>	<u>38,7</u>	<u>0,09</u>	<u>0,36</u>
Участковая себестоимость 1 т угля	грн.	<u>5,8</u>	<u>4,6</u>	<u>7,4</u>	<u>1,2</u>	<u>1,5</u>
		- <u>0,7</u>	<u>1,7</u>	<u>1,9</u>	<u>0,1</u>	<u>0,25</u>
Среднесуточная добыча угля по участку	т/сут	<u>-261</u>	<u>363</u>	<u>447</u>	<u>0,31</u>	<u>0,54</u>
		- <u>6</u>	<u>143</u>	<u>143</u>	<u>0,01</u>	<u>0,30</u>
Общешахтная себестоимость 1 т угля	грн.	<u>13,1</u>	<u>8,8</u>	<u>15,8</u>	<u>0,95</u>	<u>1,15</u>
		- <u>1,0</u>	<u>3,2</u>	<u>3,4</u>	<u>0,04</u>	<u>0,13</u>

Примечания:

* – сравнение проектных и плановых показателей

** – сравнение плановых и фактических показателей

Для всех указанных в ней показателей установлена существенность средней величины расхождений между проектными и плановыми данными и несущественность различий в средних тенденциях между плановыми и фактическими данными. Это свидетельствует о том, что показатели текущего планирования, рассчитываемые по данным действующих шахт, более близки к фактическим, чем проектные, основанные на менее достоверной и весьма неопределенной информации. При этом во всех случаях наблюдается ухудшение фактических данных по сравнению с проектными и даже плановыми.

Таким образом, обобщая изложенное, можно сделать следующие **выводы:**

– получены количественные оценки достоверности прогнозной информации, используемой при разработке инвестиционных проектов, которые являются научной базой для обоснования одноименных рисков;

– установлены закономерности формирования ошибок геологической, технологической и технико-экономической информации, используемой при разработке указанных проектов;

– основным направлением дальнейших исследований является разработка методики учета погрешностей исходной информации с целью повышения надежности разрабатываемых проектов, снижения инвестиционных рисков и, как следствие, повышения инвестиционной привлекательности оцениваемых объектов.

Библиографический список

1. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей. /Под ред. Б.Ф.Братченко. – М.: Недра, 1985. – 494 с.

2. Методические положения выбора оптимальных технологических решений в проектах шахт с учетом изменчивости горно-геологических факторов. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1985. – 36 с.

3. Выбор параметров шахт для месторождений с изменчивыми горно-геологическими условиями. / Ликальтер О.А. и др. – М.: ЦНИЭИ-уголь, 1981. – 49 с.

4. Цулауф Я.К. Сопоставительная оценка достоверности геологических данных разведки с установленными горными работами. // Добыча угля подземным способом. – 1981. – № 10. – С. 26-27.

5. Погребницкий Е.О., Терновой В.И. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. – Л.: Недра, 1974. – 304 с.

6. Фрумкин Р.А., Окалелов В.Н. Достоверность горно-геологических прогнозов и методы ее количественной оценки. // Известия вузов. Горный журнал. – 1983. – № 4. – С. 33-37.

7. Фрумкин Р.А., Окалелов В.Н. Оценка достоверности прогнозов условий разработки пластов // Уголь Украины. – 1983. – № 9. – С. 43-44.

*д.т.н. Антощенко Н.И.,
к.т.н. Сятковский С.Л.,
Филатьев М.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

О КЛАССИФИКАЦИИ И ФАКТОРАХ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СХЕМ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Виконано аналіз ефективності практичного застосування схем провітрювання виїмкових ділянок вугільних шахт. Прямоточні схеми не завжди мають переваги перед іншими. У залежності від ступеню розвитку гірничих робіт в однакових гірничо-геологічних умовах отримані протилежні наслідки застосування як прямоточних, так і зворотноточних схем провітрювання. Запропоновано один з критеріїв оцінки можливості управління витокami через вироблене пространство відпрацьованих лав. Сформульовано основні принципи і положення класифікації схем провітрювання з урахуванням додатково виявлених факторів, що впливають на ефективність їх застосування. Вибір, обґрунтування та розрахунок схем провітрювання і дегазації пропонується проводити за єдиною методикою і одним нормативним документом.

Ключові слова: *провітрювання, виїмкові ділянки, дегазація.*

Выполнен анализ эффективности практического применения схем проветривания выемочных участков угольных шахт. Прямоточные схемы не всегда имеют преимущества перед другими. В зависимости от степени развития горных работ в одних горно-геологических условиях получены противоположные результаты применения как прямоточных, так и возвратноточных схем проветривания. Предложен один из критериев оценки возможности управления утечками через выработанное пространство отработанных лав. Сформулированы основные принципы и положения классификации схем проветривания с учетом дополнительно выявленных факторов, влияющих на эффективность их применения. Выбор, обоснование и расчет схем проветривания и дегазации предлагается производить по единой методике и одному нормативному документу.

Ключевые слова: *проветривание, выемочные участки, дегазация.*

Согласно действующему нормативному документу [1] при разработке газоносных угольных пластов предпочтение во всех случаях необходимо отдавать прямоточным схемам проветривания выемочных участков. Предполагается, что согласно приведенной классификации такие схемы обеспечивают полную степень разбавления вредностей по источникам поступления в рудничную атмосферу и кроме того учитывают направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха, взаимное влияние очистных выработок на их проветривание, направление движения воздуха по очистной выработке и расположение свежей и исходящей струй.

Практика ведения горных работ в разных горногеологических условиях показала, что прямоточные схемы проветривания не во всех случаях имеют преимущества перед остальными [2-4]. Одной из причин такого несоответствия является повышенное газовыделение в выработки эксплуатируемого участка. Более тридцати лет назад авторы [5] указывали, что в одних горногеологических условиях газовыделение в выработки выемочного участка минимальное, когда его выработанное пространство оконтурено с двух сторон угольными целиками. Если же имеется примыкание к выработанному пространству ранее отработанных лав, то в зависимости от варианта взаимного расположения выработок выемочного участка и выработанного пространства отработанных лав, газовыделение увеличивается на 27-81%. Предлагалось влияние рассматриваемого фактора учитывать при проектировании вентиляции выемочных участков.

Учитывая актуальность рассматриваемого вопроса для угольной промышленности, целью настоящей работы является установление дополнительных факторов, оказывающих влияние на эффективность применения схем проветривания выемочных участков, сформулировать основные принципы и положения классификации и выбора схем проветривания и дегазации выемочных участков с учетом особенностей протекания процессов газовыделения из выработанных пространств отработанных лав и условий примыкания к ним действующих горных выработок.

Классификация [1] формально учитывает в плоскости угольного пласта взаимное расположение и виды вентиляционных струй только в горных выработках выемочного участка, без рассмотрения направления утечек воздуха через выработанные пространства эксплуатируемой и отработанных лав. Такой подход исключает возможность учитывать газовыделение из выработанных пространств при активизации сдвижения пород и его выделение в горные выработки в зависимости от направления утечек воздуха. Основным источником газовыделения в этом случае являются подработанные угольные пласты и породы.

Экспериментально установлено и теоретически доказано, что газовыделение, в выработанное пространство отработанных лав определяется активизацией сдвижения подработанных пород. Такие явления происходят при выемке пластов с разной степенью метаморфизма угля в выработки как со свежей струей воздуха, так и с исходящей [6].

При газовыделении в подсвежающую вентиляционную струю [2] прямоточная схема проветривания в условиях отработки антрацитового пласта не имела преимуществ перед возвратными схемами проветривания, если утечки воздуха направлялись от участковой выработки через выработанное пространство отработанных лав [7]. В этом случае, наоборот, возвратная схема проветривания имела преимущество перед прямоточной, так как при активизации сдвижения пород практически весь газ выделялся в общешахтную исходящую вентиляционную струю воздуха за пределами горных выработок эксплуатируемого выемочного участка. Применение прямоточной схемы проветривания при отработке антрацитового пласта было эффективным только при отработке первой лавы в шахтном поле [8], когда отсутствовало выработанное пространство отработанных лав.

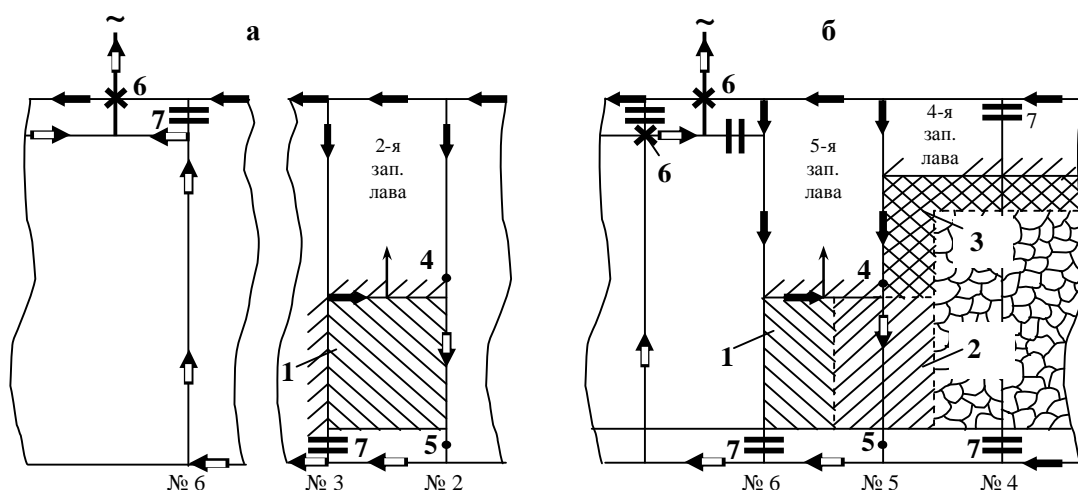
При отработке первой лавы газовыделение из выработанного пространства является результатом первичных сдвижений пород (зона 1 рисунок 1,а).

После отработки первой и введении в эксплуатацию следующих лав появляются новые зоны газовыделения (2, 3) в выработанном пространстве (рисунок 1, б). Зона газовыделения (2) позади очистного забоя обусловлена погашением полостей расслоения после их подработки [9]. Образование зоны газовыделения впереди очистного забоя и по контуру границ выработанных пространств отработанных лав (3) также вызвано активизацией сдвижения пород [10].

Классификация схем проветривания выемочных участков [1] не предусматривает поступление метана в участковые выработки при развитии горных работ и активизации сдвижения пород. По этой причине применение одной и той же схемы проветривания может приводить к совершенно отличающимся между собой результатам в одних горно-геологических условиях.

Например, при проектировании проветривания 2-й западной лавы пласта l_2^B на шахте им. газеты «Известия» была применена согласно принятой классификации схема 3-В-Н-г-пт (рисунок 1,а). Она предусматривала полное обособление вредностей по источникам поступления (тип 3), выдачу исходящей из лавы струи воздуха на выработанное пространство (подтип В), независимое проветривание очистного забоя (класс Н), горизонтальное движение воздуха по очистному забою (подкласс г) и прямоточное взаимное направление свежей и исходящей вен-

тиляционных струй (вид пт). Эксплуатация этой лавы и отсутствие выработанных пространств отработанных лав обуславливало поступление в пункт 4 струи свежего воздуха с содержанием метана близким к нулю. Обеспечение необходимого подсыживания и интенсивное выделение метана в дегазационные скважины при первичной их подработке [8], предопределяли допустимое содержание метана в исходящей вентиляционной струе выемочного участка (пункт 5).



а) – 2-й западной лавы; б) – 5-й западной лавы;

- ← - свежая вентиляционная струя воздуха;
- - исходящая вентиляционная струя отработанного воздуха;
- ↑ - направление подвигания забоев;

1 – зона газовыделения из сближенных пластов и вмещающих пород при первичной их подработке;
 2, 3 – зоны газовыделения при активизации сдвижения пород соответственно после прохода очистного забоя и впереди его;

4, 5 – пункты замеров газовыделения в горных выработках;

6 – кроссинг;

7 – вентиляционные двери;

№ 2 - № 6 – номера уклонов соответственно со 2-го по 6-й.

Рисунок 1 – Проветривание выемочных участков пласта l_2^B на шахте им. газеты “Известия” ГП “Донбассантрацит” (схема 3-В-Н-г-пт) по мере развития горных работ

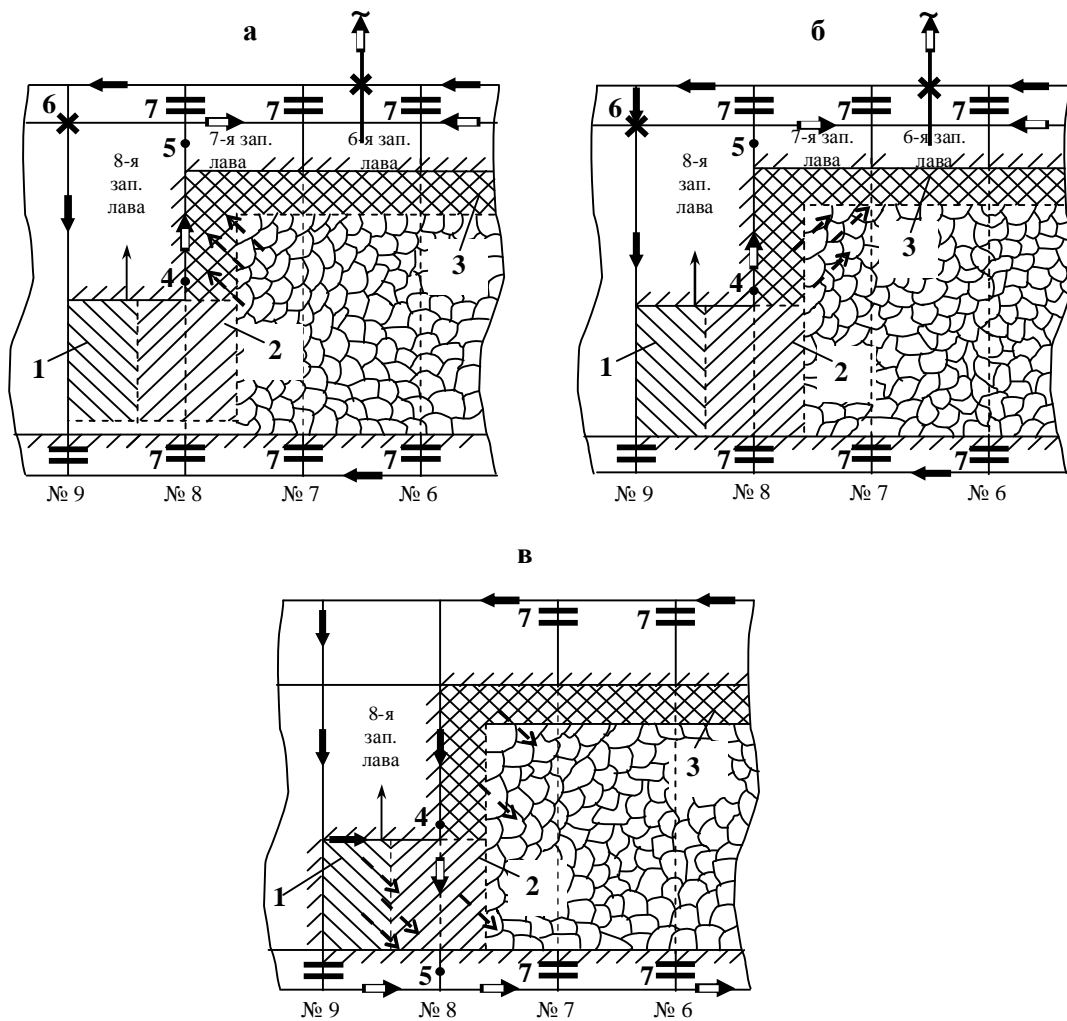
Ситуация существенно изменилась при применении этой же схемы проветривания (3-В-Н-г-пт) выемочного участка 5-й западной лавы. Отличия заключались в том, что в пункт 4 (рисунок 1,б) подсыживающей

вентиляционной струей воздуха приносилось значительное количество метана, поступающего со стороны выработанного пространства отработанной 4-й западной лавы. В данном случае было сложно обеспечить допустимое содержание газа, как в пункте 5, так и в пункте 4. Поступление газа в выработки выемочного участка происходило не только из зоны первичной подработки пород (1), но и зон погашения полостей расслоения позади очистного забоя (2) и впереди его (3). Даже применение обособленной подземной вакуум-насосной установки и бурение дополнительного количества дегазационных скважин не позволили снизить поступление метана менее $10 \text{ м}^3/\text{мин}$ в подсвежающую вентиляционную струю воздуха [2].

Разные результаты получены также при применении двух вариантов схемы 1-М-Н-г-вт на участке 8-й западной лавы шахты им. газеты "Известия". Эта схема предусматривает последовательное разбавление вредностей по источникам поступления (тип 1), выдачи исходящей из лавы струи воздуха на массив угля (подтип М), независимое проветривание очистной выработки (класс Н), горизонтальное движение воздуха по очистному забою (подкласс г), возвратноточное направление свежей и исходящей струй (вид вт). Схема (1-М-Н-г-вт) была применена вопреки требованиям [1]. Такого типа и подтипа схемы должны применяться при газообильности не более $3 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Различия между вариантами схемы (1-М-Н-г-вт) заключались в изменении направления утечек воздуха через выработанное пространство отработанной 7-й западной лавы (рисунок 2). Эти различия не учитываются [1], так как в пределах выемочного участка направления вентиляционных струй не изменялись. Изменение направления утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав привело к снижению расхода газа в пункте 4 (рисунок 2,б) на 25%, а в пункте 5 дебит метана уменьшился в 2-3 раза.

Вариант схемы 1-М-Н-г-вт (рисунок 2,б), в рассматриваемых условиях, с точки зрения обеспечения безопасных условий в участковых выработках, являлся более предпочтительным по сравнению со схемой 3-В-Н-г-пт (рисунок 1,б). Такое предпочтение обусловлено характерным расположением зон газовыделения и отводом большей части газа (более 80%), выделяющегося при активизации сдвижения пород, через выработанное пространство отработанных лав.



- а) – по схеме 1-М-Н-г-вт с направлением утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав к участковой выработке;
 б) – по схеме 1-М-Н-г-вт с направлением утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав от участковой выработки; в) – рекомендуемый вариант схемы проветривания 3-В-Н-г-пт;

← - свежая вентиляционная струя воздуха;

⇒ - исходящая вентиляционная струя отработанного воздуха;

↑ - направление подвигания забоев;

- -> - направление утечек воздуха через выработанное пространство;

№ 6 - № 9 – номера уклонов соответственно с 6-го по 9-й.

остальные условные обозначения (рисунок 1).

Рисунок 2 - Проветривание выемочного участка 8-й западной лавы пласта l_2^B на шахте им. газеты “Известия” ГП “Донбассантрацит”

Оптимальной схемой проветривания 8-й западной лавы в рассматриваемых условиях является вариант схемы З-В-Н-г-пт с направлением утечек воздуха через выработанное пространство (рисунок 2,в). Такое направление утечек воздуха обеспечивало минимальное поступление метана в пункт 4 и позволяло практически всё газовыделение, вызванное активизацией сдвижения пород, отводить за пределы выемочного участка.

В условиях шахты им. А.Ф. Засядько при отработке пласта l_1 длинными столбами по простиранию также установлены недостатки прямоточной схемы с нисходящим проветриванием выемочного участка [3]. Они сводились к следующему:

- значительные утечки воздуха через выработанное пространство приводили к загазированию лавы в районе ее сопряжения с вентиляционной выработкой;
- плохое перемешивание исходящей из лавы струи воздуха со струей подсыживания, из-за чего метан концентрировался неравномерно в поперечном сечении штрека, отводящего струю на фланг;
- подача исходящей струи воздуха к месту работ по восстановлению нижнего (конвейерного) штрека.

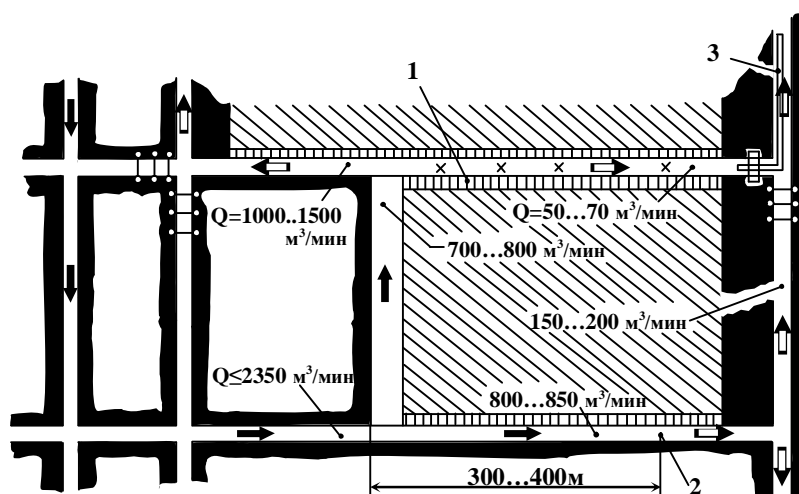
При восходящем проветривании выемочного участка появился дополнительный недостаток – наблюдался приток газа в исходящую вентиляционную струю воздуха практически по всей ее длине, примыкающей к ранее отработанной части выемочного поля.

На основании проведенных газовых съемок авторами [3] было сделано предположение, что основное количество газа в рабочее пространство лавы поступает через поверхность забоя и узкую (0,6-0,7 м) призабойную полосу боковых пород. Из выработанного пространства поступление газа не наблюдалось. Это предположение подтвердилось после изменения схемы проветривания на возвратноточную. По своей сути такая схема проветривания является комбинированной, так как предусматривался изолированный отвод метана из выработанного пространства по неконтролируемой выработке (рисунок 3).

Изменение схемы проветривания позволило снизить концентрацию метана и температуру воздуха в рабочем пространстве лавы, увеличить подачу воздуха в зону резания угля, выровнять концентрацию в поперечном сечении вентиляционного штрека, направить свежий воздух к месту восстановления конвейерного штрека, отвести часть метана через погашенный участок вентиляционного штрека на фланг.

Кроме указанных преимуществ при изменении схем проветривания удалось подтвердить факт поступления газа в рабочее пространство лавы из зон влияния очистной выработки (подрабатываемых вмещающих пород и сближенных пластов), минуя непосредственно выработан-

ное пространство эксплуатируемого участка. Это имеет большое научное и практическое значение для горного производства и указывает, что при выборе схем проветривания необходимо рассматривать в конкретных горногеологических условиях особенности процесса сдвижения вмещающих пород, вызванных очистными работами.



- 1 – чураковые стенки на глине;
- 2 – место подрывки и перекрепления;
- 3 – трубопровод для отвода газовой смеси с помощью вакуумной станции;
- Q – расход воздуха; остальные условные обозначения (рисунок 1).

Рисунок 3 – Возвратноточная схема проветривания 8-й и 9-й восточных лав шахты им. А.Ф. Засядько [3]

При решении задач управления кровлей в очистных забоях рассматриваются угленосные комплексы, непосредственно контактирующие с разрабатываемым пластом. В настоящее время разработаны и систематизированы такие комплексы, непосредственно прилегающие к разрабатываемому пласту (рисунок 4).

Типовые схемы сдвижения и расположение зон трещиноватости и расслоения в подработанных породах вблизи разрабатываемого пласта свидетельствуют о возможности поступления газа из этого источника как в выработанное пространство, так и непосредственно в рабочее, что наблюдалось в условиях шахты им. А.Ф. Засядько.

Для прогноза газовыделения и установления зон его возможного выделения, что важно при выборе схем проветривания, необходимо рассматривать состояние всего подработанного массива и учитывать влияние на процессы сдвижения пород расположение ранее отработанных лав. Классификация угленосных комплексов с целью прогнозирования уровня и зон газовыделения пока не разработаны.

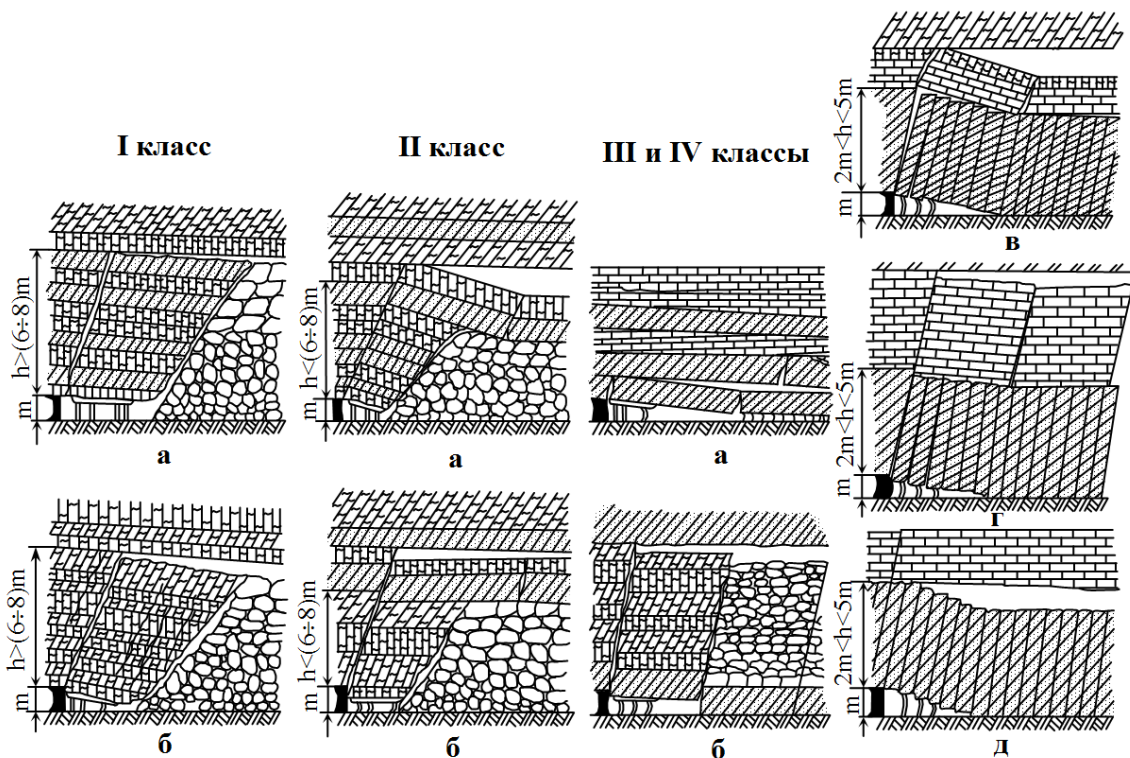


Рисунок 4 – Пример обобщенных схем периодических осадок подрабатываемых пород [11]

Одним из критериев оценки возможности управления утечками воздуха через выработанное пространство предлагается использовать соотношение предела прочности пород кровли на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) и давления (P), оказываемое на почву разрабатываемого пласта после полной подработки земной поверхности. Давление определяется весом подработанных пород, расположенных на глубине (H) от земной поверхности до почвы разрабатываемого пласта. Его можно рассчитать по уравнению

$$P = \sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot h_i, \quad (1)$$

где γ_i – удельный вес i -го слоя подработанных пород;

h_i – мощность i -го слоя пород;

n – количество слоев пород от разрабатываемого пласта до земной поверхности.

Удельный вес вмещающих пород изменяется в пределах $2,0 \div 2,6$ г/см³. Средняя его величина (γ) для оценки давления (P) составляет $2,5$ г/см³. Учитывая, что глубина (H) равна сумме i -х слоев, уравнение (1) можно представить в следующем виде:

$$P \approx \gamma \cdot H. \quad (2)$$

По уравнению (2), в зависимости от глубины ведения работ (H), оценили давление (P), оказываемое на почву подрабатываемого пласта после полной подработки земной поверхности (таблица 1).

Таблица 1 – Среднее давление (P) на почву разрабатываемого пласта после полной подработки земной поверхности от глубины (H) ведения работ

H, м	100	200	300	400	500	750	1000	1250	1500
P, кгс/см ²	25,0	50,0	75,0	100,0	125,0	187,5	250,0	312,5	375,0

В условиях шахты им. газеты “Известия” при глубине ведения работ 300 м давление на почву разрабатываемого пласта после полной подработки оценивается в 75 кг/см². Кровлей пласта l_2^B является аргиллит. Его предел прочности ($\sigma_{сж}$) в рассматриваемых условиях равен 272÷470 кгс/см² [12].

Предел прочности пород непосредственной и основной кровли в данном случае превышает давление пород в зоне полной подработки в 3,6÷6,3 раза. Это способствовало сохранению техногенной трещиноватости длительное время и позволяло управлять направлением утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав.

Такая возможность управления утечками воздуха исключается в глубоких шахтах [13]. Например, в условиях шахты им. А.Ф. Засядько (H=1500 м) непосредственная и основная кровля пласта m_3 представлены аргиллитами и алевролитами. Пределы их прочности на одноосное сжатие соответственно равны 510 и 352 кгс/см² [12], что сопоставимо с давлением подработанных пород (375 кгс/см²) на указанной глубине (см. табл. 1).

При $P \approx \sigma_{сж}$ происходит закрытие техногенных трещин и уплотнение пород кровли после попадания их в зону под плоским дном мульды сдвижения. Управление утечками воздуха в таких условиях через выработанное пространство отработанных лав становится практически неосуществимой задачей. Это подтверждает опыт борьбы с газом и проведение подготовительных выработок в выработанных пространствах отработанных лав на шахте им. А.Ф. Засядько.

Статистический анализ влияния схем проветривания выемочных участков на частоту взрывов метана не выявил преимуществ прямоочных схем [4], поэтому сделан вывод о предпочтительном применении

комбинированных схем, предусматривающих изолированный отвод газа из выработанного пространства.

Экспериментально установлено взаимное влияние режимов проветривания выемочных участков и дегазационных скважин [14, 15]. Это свидетельствует о том, что выбор, обоснование и расчет схем проветривания и дегазации должны производиться по единой методике и одному нормативному документу.

Опыт применения схем проветривания позволил оценить их эффективность в разных горногеологических условиях, сделать выводы и сформулировать основные принципы и положения классификации и выбора схем проветривания и дегазации выемочных участков. Они заключаются в следующем:

- приведенная в “Руководстве...” [1] классификация схем проветривания не предусматривает поступление метана в выработки эксплуатируемых лав из выработанных пространств отработанных участков при развитии горных работ и активизации сдвижения пород. Предлагается учитывать развитие очистных работ как в пределах отдельного выемочного участка, так и шахты в целом;

- в одних горно-геологических условиях получены противоположные результаты применения как прямоточных, так и возвратноточных схем проветривания;

- при выборе схем проветривания выемочных участков не рассматривается направление утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав;

- максимальный эффект применения схем проветривания достигается если учитывается расположение главных общешахтных вентиляционных выработок по отношению к выработанному пространству действующей и отработанных лав и используется возможность отвода газа из выработанных пространств минуя участковые выработки;

- классификацию схем проветривания предлагается дополнить признаками примыкания эксплуатируемого участка к выработанному пространству отработанных лав и возможностью управления направлением утечек воздуха;

- предложен один из критериев оценки возможности управления утечками воздуха через выработанное пространство отработанных лав, который учитывает соотношение предела прочности пород непосредственной и основной кровли на одноосное сжатие и давления под влиянием веса пород, оказываемое на почву разрабатываемого пласта после полной подработки земной поверхности;

- в определенных горногеологических условиях в сочетании со схемой проветривания выемочного участка возможно поступление газа

из подработанного массива непосредственно в рабочее пространство лавы минуя выработанное пространство;

– выбор, обоснование и расчет схем проветривания и дегазации должны производиться по единой методике и одному нормативному документу;

– эффективная классификация схем проветривания выемочных участков, невозможна без систематизации углевмещающих комплексов, учитывающих особенности сдвижения пород, а также процессы газовыделения в горные выработки и выработанное пространство эксплуатируемой и отработанных лав.

Библиографический список

Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт об охране труда.- К.:-Основа, 1994.- 311 с.

Драбик А.С. Опыт дегазации отработанного выемочного участка / Антощенко Н.И., Инюшин Б.А. // Уголь Украины.- 1984.- № 2.- С. 29-30.

Ефремов И.А. О целесообразности применения схем прямооточного проветривания / Б.В. Бокий, С.Г. Ирисов // Уголь Украины.- 2000.- №1.- С. 34-37.

Звягельский Е.Л. Влияние схем проветривания лав на частоту взрывов метана / Б.В. Бокий, О.И. Касимов // Уголь Украины.- 2008.- №7.- С. 18-21.

Чепенко А.В. О выделении метана из выработанного пространства / С.В. Чебанов // Уголь Украины.- 1977.- №11.- С. 44-47.

Антощенко Н.И. Дегазация выемочных участков при активизации сдвижения подработанных пород / М.В. Павлив // Уголь Украины.- 1986.- №7.- С. 37-38.

Антощенко Н.И. О выборе схем проветривания газообильных выемочных участков угольных шахт при активизации сдвижения пород // Материалы международной конференции «Экология и безопасность жизнедеятельности -2001», (Межгорье, Закарпатье, 20-26 августа 2001 г.).- Алчевск- 2001.- С. 68-75.

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

Мякенький В.И. Сдвижение и дегазация пород и угольных пластов при очистных работах / Академия наук Украинской ССР, Институт геотехнической механики.- К.: Наукова думка, 1975.- 99 с.

Антощенко Н.И. О газопроявлениях при отработке смежных лав / Павлив М.В. // Уголь.- 1987.- №8.- С. 24-25.

Орлов А.А. Периодические (вторичные) осадки кровли и методы их выявления / В.Ю. Сетков // Уголь Украины.- 1973.- №1.- С. 12-16.

Каталог шахтопластов Донецкого бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений.- М.:МУП СССР, Академия наук СССР, ИГД им. А.А. Скочинского, 1982.- 268 с.

Бокий Б.В., Касимов О.И. Метановыделение в действующие лавы из смежных выработанных пространств // Сб. научных трудов Мак-НИИ. Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Макеевка-Донбасс.- 2003.- С. 43-53.

Дегазация при тушении пожаров в угольных шахтах / А.Л. Романчук, Г.М. Алейникова, Н.И. Привалов и др.- К.:Техніка, 1987.- 119 с.

Ефремов И.А. Зависимость утечек воздуха от дебита дегазационных скважин / Б.В. Бокий, С.Г. Ирисов // Уголь Украины.- 2007.- №7.- С. 31-34.

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

*д.т.н. Корнеев С.В.,
Доброногова В.Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ДИНАМИКА ЗАБОЙНЫХ СКРЕБКОВЫХ КОНВЕЙЕРОВ С ГИДРАВЛИЧЕСКИМИ НАТЯЖНЫМИ УСТРОЙСТВАМИ

Розроблена математична модель конвеєра типу КСД з гідравлічним натягувальним пристроєм, досліджені динамічні навантаження в елементах конструкції, встановлена ефективність пристрою як засобу захисту від екстрених перевантажень.

Ключові слова: *скребковий конвеєр, гідравлічні натяжні пристрої, динамічні навантаження, захисні функції.*

Разработана математическая модель конвейера типа КСД с гидравлическим натяжным устройством, исследованы динамические нагрузки в элементах конструкции, установлена эффективность устройства как средства защиты от экстренных перегрузок.

Ключевые слова: *скребковый конвейер, гидравлические натяжные устройства, динамические нагрузки, защитные функции.*

Защита забойных скребковых конвейеров типа КСД от экстренных перегрузок осуществляется путем отключения асинхронных электродвигателей (АД) при снижении скорости привода до значения, составляющего 85 % от номинальной скорости. При защите «по скорости» наблюдается существенный разброс момента срабатывания защиты и максимальных нагрузок в тяговом органе (ТО), при неблагоприятном стечении обстоятельств возможны порывы цепей.

Поиск альтернативных средств защиты приводит к гидравлическим натяжным устройствам (ГНУ), которые наряду с регулированием натяжения ТО при установившемся движении конвейера способны также выполнять защитные функции [1]. Известно ГНУ, обеспечивающее продольное перемещение приводного вала с подвижными относительно рамы опорами (конвейеры СПГ53 и СПЦ91) [2]. Перемещение вала ограничивается посредством силовых гидроцилиндров (ГЦ), воспринимающих нагрузку от ТО. Отличительной особенностью таких ГНУ является возможность реализации двух уровней настройки защиты. Первый уровень определяет усилие предварительного натяжения ТО, второй уровень выбирается из соображений защиты конвейера от экстрен-

ных перегрузок. Опыт эксплуатации ГНУ в составе конвейера СПГ53 отражен в работе [3]. Динамические нагрузки, возникающие при соударении перемещающихся под воздействием упругой реакции ТО элементов привода после срабатывания защиты, и возможность образования при этом опасной слабины в цепях на сбегающей ветви, а также необходимость перемещения одновременно с валом звездочек съемников цепи, предотвращающих ее захлестывание на приводе, следует отнести к недостаткам таких ГНУ. Эти недостатки отчасти устраняются в случае применения регулируемых ГНУ с телескопическим узлом раздвижности, устанавливаемым между рамой привода и переходной секцией конвейера, (отечественные конвейеры СПЦ271А, СПЦ330, а также конвейеры фирмы «Джой»).

К достоинствам ГНУ относят: 1) оперативность защиты от экстренных перегрузок, что определяется их расположением вблизи ТО; 2) возможность восстановления работоспособности после срабатывания без замены каких-либо конструктивных элементов; 3) возможность регулирования настройки, что создает предпосылки для оптимизации защиты; 4) исключение поперечных сил, действующих на распорные устройства, удерживающие приводы от смещения.

Вместе с тем следует отметить необходимость немедленного отключения приводных двигателей после срабатывания защиты, так как в противном случае аварийная ситуация возобновляется, и применения дополнительных средств защиты двигателей от длительных и пусковых перегрузок. Применение узла телескопичности приводит к значительному усложнению конструкции привода.

Несмотря на богатый опыт эксплуатации ГНУ как средства регулирования натяжения их защитные свойства остаются мало изученными. Результаты известных исследований динамики конвейера с ГНУ при заклинивании ТО [1] вследствие чрезмерного упрощения модели конвейера, согласно которой тяговый орган представляется в виде сосредоточенной массы, не отражают реальные волновые процессы в цепях, а также не могут быть в полной мере распространены на мощные конвейеры нового технического уровня.

Целью настоящей работы является разработка математической модели конвейера типа КСД с ГНУ, оборудованным телескопическим узлом раздвижности, установление динамических нагрузок в элементах конструкции при заклинивании ТО и возможности применения ГНУ в качестве средства защиты от экстренных перегрузок.

Динамические модели привода конвейера КСД27 с комбинированным редуктором и приводной станцией с ГНУ при ее поступательном движении представлены на рисунках 1 и 2. Модель тягового органа с грузом заимствована из работы [4].

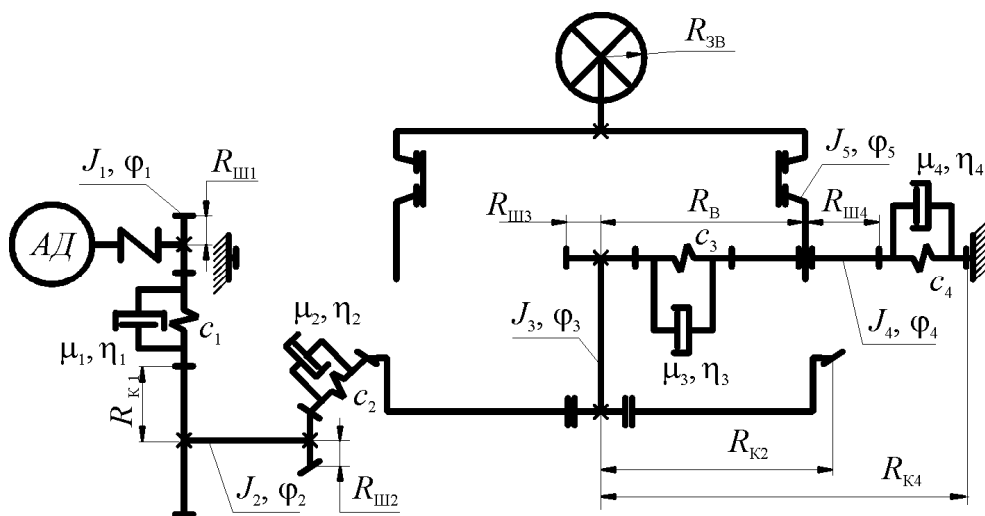


Рисунок 1 – Динамическая модель привода конвейера типа КСД с комбинированным редуктором

Перемещение приводных станций осуществляется силовыми гидроцилиндрами (ГЦ) 9. Для предпускового натяжения ТО и его регулирования в рабочем режиме конвейера рабочая жидкость (РЖ) подводится в поршневую полость ГЦ с напорной магистрали 2 гидропривода механизированных крепей через реверсивный гидрораспределитель 3 с ручным управлением, затем через трехпозиционный электрогидрораспределитель 4 с автоматическим управлением и управляемый обратный клапан (гидрозамок) 5.

Предварительное натяжение ТО осуществляется двумя ГНУ, после чего ГЦ одного из них (в головном приводе) отключаются от управления и замыкаются посредством гидрозамков, что в рабочем режиме исключает выдавливание РЖ из ГЦ более нагруженного привода и сползание приводных станций в сторону менее нагруженного привода. В рабочем режиме натяжение регулируется только посредством ГНУ хвостовой приводной станции.

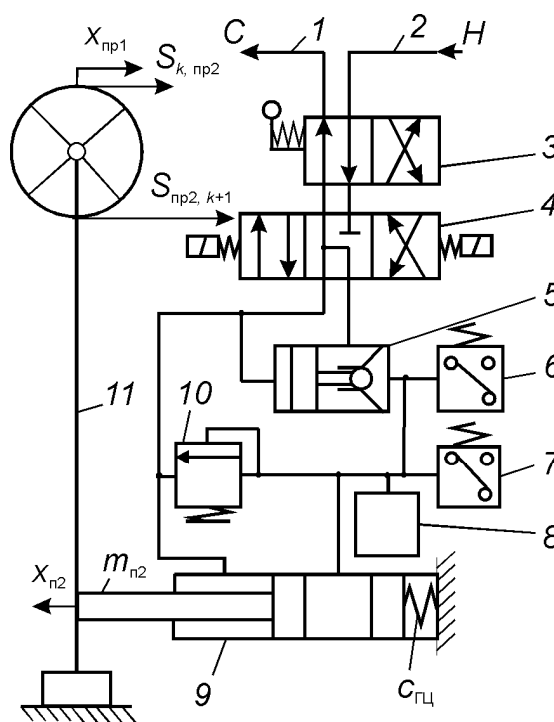


Рисунок 2 - Динамическая модель хвостовой приводной станции конвейера с гидравлической схемой ГНУ

Для разгрузки ТО РЖ из напорной магистрали подается в штоковую полость ГЦ и под торец поршня гидрозамка 5, после открывания которого поршневая полость соединяется со сливной магистралью 1.

При аварийном увеличении нагрузок в ТО и достижении давлением $p_{l\Gamma}$ (l – номер приводной станции, $l=1, 2$) в поршневой полости ГЦ значения $p_{пк}$, на которое настроен предохранительный клапан (ПК) 10, последний срабатывает, РЖ вытесняется в штоковую полость ГЦ и в сливную магистраль 1, а приводная станция смещается под воздействием упругой реакции ТО. Истечение РЖ из ГЦ определяется расходной характеристикой ПК и прекращается при $p_{l\Gamma} < p_{пк}$. При срабатывании ПК ГНУ, расположенного по ходу ТО ближе к месту заклинивания, при помощи реле давления 6 отключаются все асинхронные электродвигатели (АД) конвейера.

При составлении динамической модели ГНУ приняты допущения: РЖ не сжимаема; исполнительный элемент ПК и РЖ безынерционны; расход РЖ через ПК описывается формулой $Q_{пкl} = Q_{пк} \sqrt{(\Delta p_{\Gamma l} / \Delta p_{пк})}$, где $\Delta p_{\Gamma l}$ и $\Delta p_{пк}$ – перепады давления в ПК, $\Delta p_{\Gamma l} = p_{l\Gamma} - p_c$, $\Delta p_{пк} = p_{пк} - p_c$; p_c – давление в сливной магистрали; $Q_{пк}$ – расход РЖ через ПК при $\Delta p_{пк}$, определяемый проходным сечением окон клапана.

Математическая модель конвейера представляется в виде системы уравнений:

- движения привода

$$J_1 d^2 \varphi_{1,l} / dt^2 = M_{дl} - F_{1,l} R_{ш1} \eta_1^{-1}; \quad J_2 d^2 \varphi_{2,l} / dt^2 = F_{1,l} R_{к1} - F_{2,l} R_{ш2} \eta_2^{-1};$$

$$J_3 d^2 \varphi_{3,l} / dt^2 = F_{2,l} R_{к2} - 3F_{3,l} R_{ш3} \eta_3^{-1}; \quad J_4 d^2 \varphi_{4,l} / dt^2 = F_{3,l} R_{ш4} - F_{4,l} R_{ш4} \eta_4^{-1};$$

$$(J_5 + 3J_4) d^2 \varphi_{5,l} / dt^2 = 3(F_{3,l} R_{ш3} + F_{4,l} R_{к4} \eta_4^{-1}) - W_1 R_{зв};$$

- движения тягового органа

$$m_i d^2 x_i / dt^2 = F_i - f_{тр i} - F_{ни} - R_i, \text{ если } i \leq n/2; \quad m_i d^2 x_i / dt^2 = F_i - f_{тр. i} - R_i, \text{ если } i > n/2;$$

- движения груза на конвейере

$$m_{\Gamma i} d^2 x_{\Gamma i} / dt^2 = F_{ни} - f_{тр. \Gamma i};$$

- поступательного движения приводных станций

$$m_{пl} d^2 x_{пl} / dt^2 = n_{\Gamma} F_{\Gamma l} - S_l - F_{пl} \pm m_{пl} g \sin \beta = 0;$$

– наполнения ГЦ рабочей жидкостью

$$dQ_l/dt=Q_{п\ l}-Q_{р\ l}-Q_{п.к\ l} \quad (1)$$

В приведенных уравнениях: J_r и $\varphi_{r,l}$ – соответственно момент инерции и угловая координата r -й вращающейся массы l -го привода, $r=1, 2, \dots, 5$; $M_{д\ l}$ – крутящий момент, развиваемый АД l -го привода; $F_{m\ l}$ – усилие в m -й зубчатой передаче редуктора, $m=1, 2, 3, 4$; $R_{ш(к)\ m}$ – радиус шестерни (с индексом «ш») и колеса (с индексом «к») m -й передачи редуктора; η_m – КПД m -й передачи редуктора; J'_4 – момент инерции сателлитов относительно оси водила; W_l – тяговое усилие, развиваемое l -м приводом; $R_{зв}$ – радиус приводной звездочки; m_i и x_i – соответственно i -я сосредоточенная масса ТО и ее перемещение, $i=1, 2, \dots, n$; $f_{тр. i}$ – сила сопротивления движению i -й массы ТО; то же, но с индексом «Г» относится к i -й массе груза; F_i – сумма активных сил, действующих на i -ю массу ТО; R_i – реакция препятствия движению i -й массы ТО при его заклинивании; $m_{п\ l}$ – масса поступательно перемещающихся частей l -й приводной станции; $x_{п\ l}$ – перемещение l -й приводной станции; n_Γ – число ГЦ в каждом ГНУ; S_l – сила воздействия ТО на l -ю приводную станцию; $F_{п\ l}$ – сопротивление движению l -й приводной станции; g – ускорение свободного падения; β – угол установки конвейера; Q_l – количество жидкости в ГЦ l -й приводной станции; $Q_{п\ l}$ и $Q_{р\ l}$ – значения подачи и расхода РЖ через электрогидрораспределитель, которые обеспечиваются при крайних положениях золотника.

Усилия в ССК определяются по формулам:

$$F_{1l}=c_1(R_{ш\ 1}\varphi_{1, l}-R_{к\ 1}\varphi_{2, l})+\mu_1(R_{ш\ 1} d\varphi_{1, l}/dt-R_{к\ 1} d\varphi_{2, l}/dt);$$

$$F_{2l}=c_2(R_{ш\ 2}\varphi_{2, l}-R_{к\ 2}\varphi_{3, l})+\mu_2(R_{ш\ 2} d\varphi_{2, l}/dt-R_{к\ 2} d\varphi_{3, l}/dt);$$

$$F_{3l}=c_3(R_{ш\ 3}\varphi_{3, l}-R_{ш\ 4}\varphi_{4, l}-R_{ш\ 3}\varphi_{5, l})+\mu_3(R_{ш\ 3} d\varphi_{3, l}/dt-R_{ш\ 4} d\varphi_{4, l}/dt-R_{ш\ 3} d\varphi_{5, l}/dt);$$

$$F_{4l}=c_4(R_{ш\ 4}\varphi_{4, l}-R_{к\ 4}\varphi_{5, l})+\mu_4(R_{ш\ 4} d\varphi_{4, l}/dt-R_{к\ 4} d\varphi_{5, l}/dt);$$

$$W_1=S_{п\ 1, 1}-S_{n, п\ 1}; W_2=S_{п\ 2, k+1}-S_{k, п\ 2}; S_1=S_{п\ 1, 1}+S_{n, п\ 1}; S_2=S_{п\ 2, k+1}+S_{k, п\ 2};$$

$$S_{п\ 1, 1}=c(x_{п\ 1}-x_1+x_{п\ 1})+\eta(dx_{п\ 1}/dt-dx_1/dt+dx_{п\ 1}/dt);$$

$$S_{n, п\ 1}=c(x_n-x_{п\ 1}+x_{п\ 1})+\eta(dx_n/dt-dx_{п\ 1}/dt+dx_{п\ 1}/dt);$$

$$S_{k, п\ 2}=c(x_k-x_{п\ 2}+x_{п\ 2})+\eta(dx_k/dt-dx_{п\ 2}/dt+dx_{п\ 2}/dt);$$

$$S_{п\ 2, k+1}=c(x_{п\ 2}-x_{k+1}+x_{п\ 2})+\eta(dx_{п\ 2}/dt-dx_{k+1}/dt+dx_{п\ 2}/dt);$$

$F_{\pi l} = (w_{\text{пр}} m_{\pi l} g \cos \beta) \text{sign}(dx_{\pi l} / dt)$, если $dx_{\pi l} / dt \neq 0$;

$F_{\pi l} = n_{\Gamma} F_{\text{п}} p_{\Gamma l} - S_{l-} m_{\pi l} g \sin \beta$, если $dx_{\pi l} / dt = 0 \wedge |n_{\Gamma} F_{\text{п}} p_{\Gamma l} - S_{l-} m_{\pi l} g \sin \beta| < w_{\text{пр.п}} m_{\pi l} g \cos \beta$,

где c_r и μ_r – соответственно коэффициенты жесткости и вязкости r -й связи между сосредоточенными массами приводных блоков;

$S_{\text{пр } 1, 1}$, $S_{\text{пр } 2, k+1}$ и $S_{n, \text{пр } 1}$, $S_{k, \text{пр } 2}$ – усилия в набегающих и сбегающих с приводных звездочек ветвях ТО;

$x_{\text{пр } 1}$ и $x_{\text{пр } 2}$ – перемещения ведущих сечений ТО на приводных звездочках соответственно первого и второго приводов;

c и η – соответственно приведенные коэффициенты жесткости и вязкости участка ТО;

$F_{\text{п}}$ – рабочая площадь поршня ГЦ;

$w_{\text{пр}}$ и $w_{\text{пр.п}}$ – коэффициенты сопротивления поступательному движению привода соответственно при перемещении и в состоянии покоя.

В уравнении (1) $Q_{\text{пк } l} = 0$, если $p_{\Gamma l} < p_{\text{пк}}$. В рабочем режиме $Q_{\text{п } 1} = Q_{\text{р } 1} = 0$, $Q_{\text{п } 2} = 0$, если $p_{\Gamma 2} < p_{\text{рег}}$, и $Q_{\text{р } 2} = 0$, если $p_{\Gamma 2} > p_{\text{рег}}$, $p_{\text{рег}}$ – регулируемое давление в ГЦ.

Привод покоится, т.е. $dx_{\text{пр } l} / dt = 0$, если выполняется условие $t = 0$ или $dx_{\text{пр } l}(t) / dt \cdot dx_{\text{пр } l}(t - \Delta t) / dt < 0$ или $x_{\text{пр } l} = -h_{\Gamma l \text{н}}$, где $h_{\Gamma l \text{н}}$ – выдвигание поршней гидроцилиндров в начальный момент времени; Δt – шаг интегрирования уравнений.

Давление в поршневой полости ГЦ $p_{\Gamma l} = c_{\text{ГЦ } l} x_{\text{ГЦ } l} / n_{\Gamma} F_{\text{п}}$, где $c_{\text{ГЦ } l}$ и $x_{\text{ГЦ } l}$ – приведенные к днищу ГЦ соответственно жесткость и деформации ГЦ, $x_{\text{ГЦ } l} = Q_l / n_{\Gamma} F_{\text{п}} - x_{\text{п } l}$.

В составе ГНУ применены два серийных ГЦ с внутренним диаметром 125 мм. Расход рабочей жидкости через ПК $Q_{\text{пк}}$ – $1,3 \cdot 10^{-3}$ м³/с, давление настройки ПК $p_{\text{пк}}$ варьировалось в пределах от 25 до 50 МПа, что отвечает ПК типа КГУ, применяемым в механизированных креплениях. В исследовательских целях также рассматривались большие значения $p_{\text{пк}}$ (до 100 МПа) и $Q_{\text{пк}}$ ($5 \cdot 10^{-3}$ и 10^{-2} м³/с).

Результаты исследования заклинивания холостой ветви ТО на расстоянии 10 м от хвостовой приводной станции при $p_{\text{пк}} = 50$ МПа и $Q_{\text{пк}} = 10^{-2}$ м³/с, представлены на рисунке 3.

Вначале наблюдается резкое, в основном под воздействием возрастающего крутящего момента АД, увеличение усилия $S_{\text{пр } 2, k+1}$ в холостой ветви ТО и давления $p_{\Gamma 2}$ в поршневой полости работающих на упор ГЦ хвостового ГНУ. При достижении давлением $p_{\Gamma 2}$ настроенного значения $p_{\text{пк}}$ срабатывает ПК. Усилие в ТО и давление в ГЦ продолжают расти. Через 0,13 с после срабатывания ПК (время определяется расходом $Q_{\text{пк}}$ и инерционными свойствами ГНУ) скорость приводной станции $v_{\text{п } 2}$ достигает значения скорости ТО $v_{\text{пр } 2}$ на приводной звездочке, а

давление $p_{Г2}$ и усилие $S_{пр2, k+1}$ – своих максимальных значений, равных соответственно 65 МПа и 1598 кН. После этого, благодаря тому, что при последующем движении приводной станции вплоть до ее остановки при $p_{Г2}=p_{пк}$ скорость $v_{п2}$ по модулю превышает $v_{пр2}$, а их сумма (скорость деформации набегающей ветви ТО) становится меньше нуля, усилие $S_{пр2, k+1}$ и давление $p_{Г2}$ убывают. Более того, поскольку приводная звездочка под воздействием упругой реакции холостой ветви ТО меняет направление вращения (скорость $v_{пр2}$ становится меньшей нуля), то после остановки приводной станции усилие $S_{пр2, k+1}$ продолжает убывать до нуля и оставаться равным нулю в течение 0,7 с.

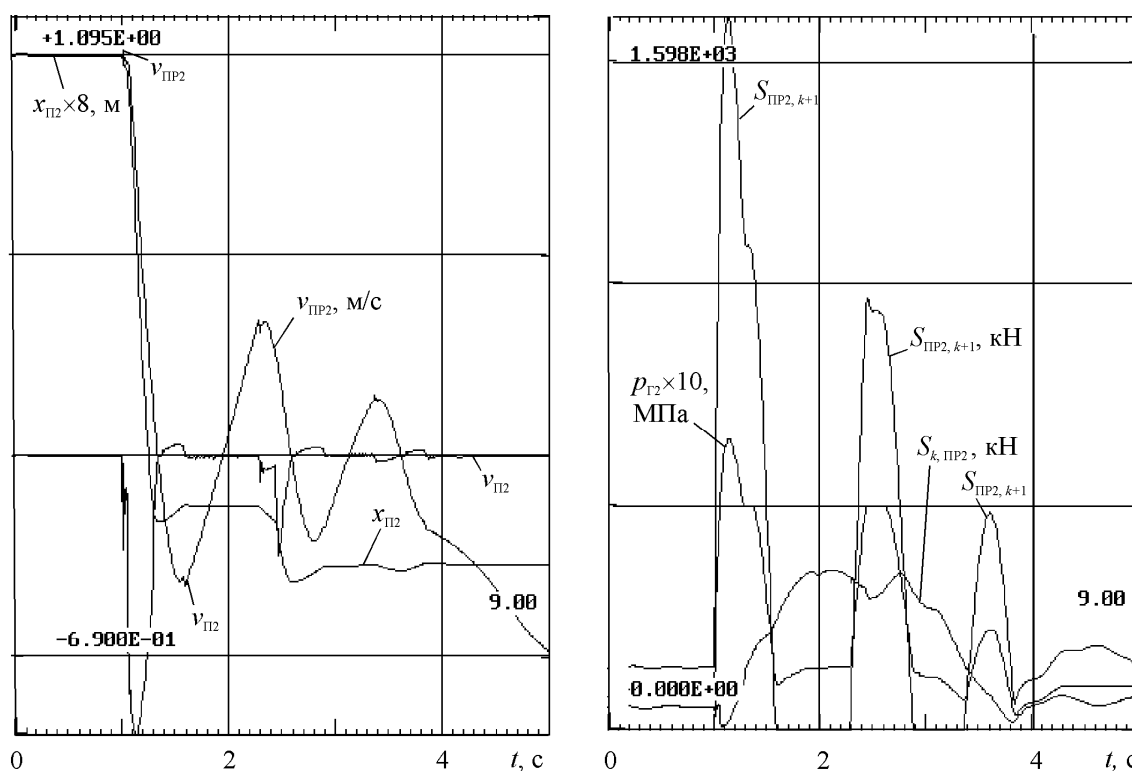


Рисунок 3 - Диаграммы изменения режимных параметров конвейера КСД27 с гидравлическими натяжными устройствами при заклинивании тягового органа

В процессе заклинивания усилие $S_{к, пр2}$ на верхней ветви ТО после кратковременного снижения до нуля под воздействием приводов увеличивается, достигая 358 кН, при этом давление в замкнутых ГЦ хвостового ГНУ не падает ниже 3 МПа. Несмотря на образование сначала на сбегавшей, а затем на набегающей ветви слабины приводная станция испытывает постоянное силовое воздействие со стороны ТО, что исключает потерю контакта цепей с приводными звездочками и соскок цепей со звездочек. При заданном первоначальном выдвигении штоков ГЦ 0,2 м при движении приводной станции поршни не достигают дна ГЦ, благодаря чему предотвращаются удары в ГЦ.

Наконец, под действием упругой реакции грузовой ветви ТО хвостовой привод начинает разгоняться по ходу, в результате чего холостая ветвь ТО снова интенсивно натягивается до срабатывания ПК. Процесс приобретает колебательный характер при постепенном убывании максимальных значений $S_{\text{пр}2, k+1}$ и $p_{Г 2}$.

Таким образом, применение в составе конвейеров типа КСД многофункциональных гидравлических натяжных устройств позволяет осуществлять эффективную защиту от экстренных перегрузок.

Направлением дальнейших исследований является определение при проектировании рациональных параметров гидравлических натяжных устройств и экспериментальная проверка их соответствия конкретным условиям эксплуатации.

Библиографический список

1. Сигалов Л.Н. Гидравлическое устройство защиты привода скребкового конвейера // *Разработка месторождений полезных ископаемых. Вып. 78.* – К.: Техника, 1987. – С. 43-49.

2. Горлов В.М., Благодетелева З.А. Натяжное устройство скребкового конвейера // *Механизация производственных процессов на угольных шахтах Украины.* – Донецк: ДонУГИ. – 1977. – С. 10-17.

3. Горлов В.М., Левин А.Г. Оценка эксплуатационных качеств забойного скребкового конвейера СПГ53 // *Механизация производственных процессов на угольных шахтах Украины.* – Донецк: ДонУГИ. – 1980. – 56 с.

4. Корнеев С.В., Ширин Л.Н., Плетнев М.В. Адаптация шахтных скребковых конвейеров к условиям производства. – Луганск: Книжковий світ, 2005. – 264 с.

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

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СОЕДИНЕНИЯ НСЗЛ-ТИПА ЛЕНТ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

Розроблена математична модель у вигляді систем диференціальних рівнянь зі змінними коефіцієнтами, що описують напружено-деформований стан з'єднання НСЗЛ-типу при його навантаженні розтягуючим зусиллям.

Ключові слова: *стрічковий конвеєр, гумовотканева стрічка, вулканізоване з'єднання, напружено-деформований стан, математична модель.*

Разработана математическая модель в виде систем дифференциальных уравнений с переменными коэффициентами, описывающими напряженно-деформированное состояние соединения НСЗЛ-типа при его нагружении растягивающим усилием.

Ключевые слова: *ленточный конвейер, резинотканевая лента, вулканизированное соединение, напряженно-деформированное состояние, математическая модель.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

На шахтах Украины широкое применение находят ленточные конвейеры, предназначенные для перевозки полезного ископаемого, породы, а также людей. Протяженность транспортных выработок, оснащенных ленточными конвейерами, составляет почти 900 км по горизонтальным и 1000 км по наклонным выработкам. Эксплуатация таких конвейеров связана с опасностью, вызванной особенностью отказов конвейерных лент и, в первую очередь, возможностью обрыва лент и их соединений. Поэтому к конвейерным лентам и особенно к их соединениям предъявляются повышенные требования по прочности. На угольных шахтах Украины находится в эксплуатации более 39 тыс. стыков конвейерных лент. Количество порывов стыков за 10 лет (1991-2000 гг.) достигло 62 на 1 км ленты. Аварийные простои конвейеров составляют примерно 10% рабочего времени, а плановые на изготовление или ремонт стыков – до 20%. В среднем один порыв стыка магистрального конвейера

приводит к потере добычи до 2000 т угля. Поэтому мнимая экономия в изготовлении стыка оборачивается существенными потерями [1].

Анализ показывает, что качество изготовления стыков в большинстве случаев остается низким по следующим причинам: нерациональная конструкция стыка; несоблюдение технологии изготовления; низкая квалификация обслуживающего персонала; отсутствие контрольных проверок прочности стыка, удовлетворяющих современным требованиям безопасности; обезличенность изготовителя [2-3]. Поэтому разработка высокопрочных соединений резинотканевых конвейерных лент является в настоящее время актуальной проблемой, решение которой обеспечит повышение эффективности эксплуатации ленточных конвейеров.

Анализ исследований и публикаций.

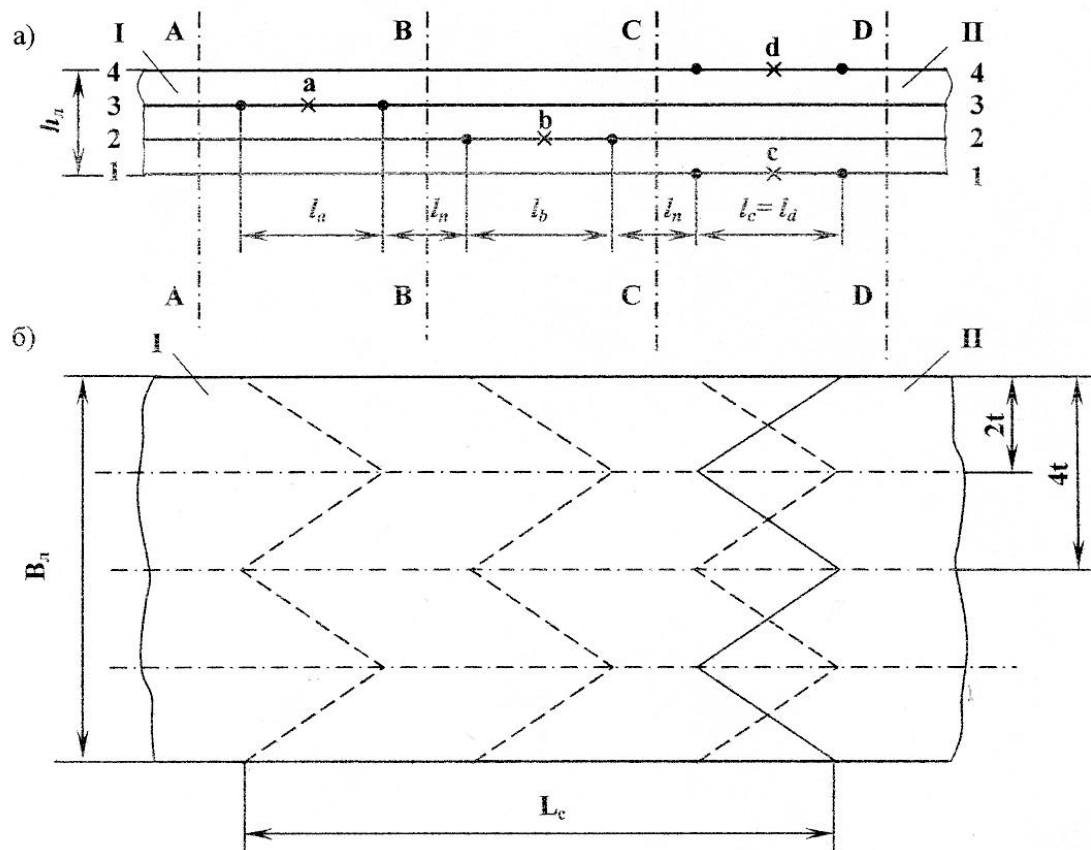
Анализ ранее проведенных теоретических и экспериментальных исследований указывает на то, что основное внимание уделяется конструкциям вулканизированных соединений нахлестного и полунахлестного типов. Однако, использование таких конструкций, как показывают результаты исследований соединений и опыт эксплуатации ленточных конвейеров, не обеспечивает необходимой несущей способности. Поэтому решение актуальной проблемы необходимо искать, используя системный подход на базе новых принципов конструирования соединений путем разработки новых технических решений [4]. Проведенные исследования по оценке несущей способности различных конструкций соединений лент ленточных конвейеров [5] дают основания утверждать, что применение соединений НСЗЛ-типа позволит в значительной степени решить эту проблему.

Постановка задачи. Разработать математическую модель, описывающую напряженно-деформированное состояние соединения НСЗЛ-типа при приложении растягивающей нагрузки для дальнейшего ее исследования и определения оптимальных параметров.

Изложение материала и его результаты. Напряженно-деформированное состояние соединения НСЗЛ-типа рассматривается на примере четырехпрокладочной резинотканевой ленты шириной B_d и толщиной резинотканевого каркаса h (рис.1). Конструкция соединения концов I и II ленты включает в себя четыре ступени (a, b, c, d) с длинами, соответственно l_a, l_b, l_c, l_d , а между ступенями имеется межступенчатое перекрытие длиной l_{II} . Ступени выполняют в виде выступов и впадин шириной $4t$, чередующихся в поперечном направлении по ширине ленты и по длине соединения L_c .

Соединение рассматривается как семислойная пластина регулярного строения, состоящая из четырех «жестких» слоев (тканевых прокладок) толщиной δ и трех «мягких» слоев (резиновые прослойки), толщиной s . Так как соотношение модулей упругости тканевых прокладок и связующих прослоек составляет величину второго порядка, счи-

таем тканевые прокладки «жесткими» слоями с модулем упругости на растяжение E , а связующие прослойки – «мягкими» слоями с модулем сдвига G . «Жесткие» слои воспринимают только нормальные напряжения σ , «мягкие» слои – касательные напряжения τ .



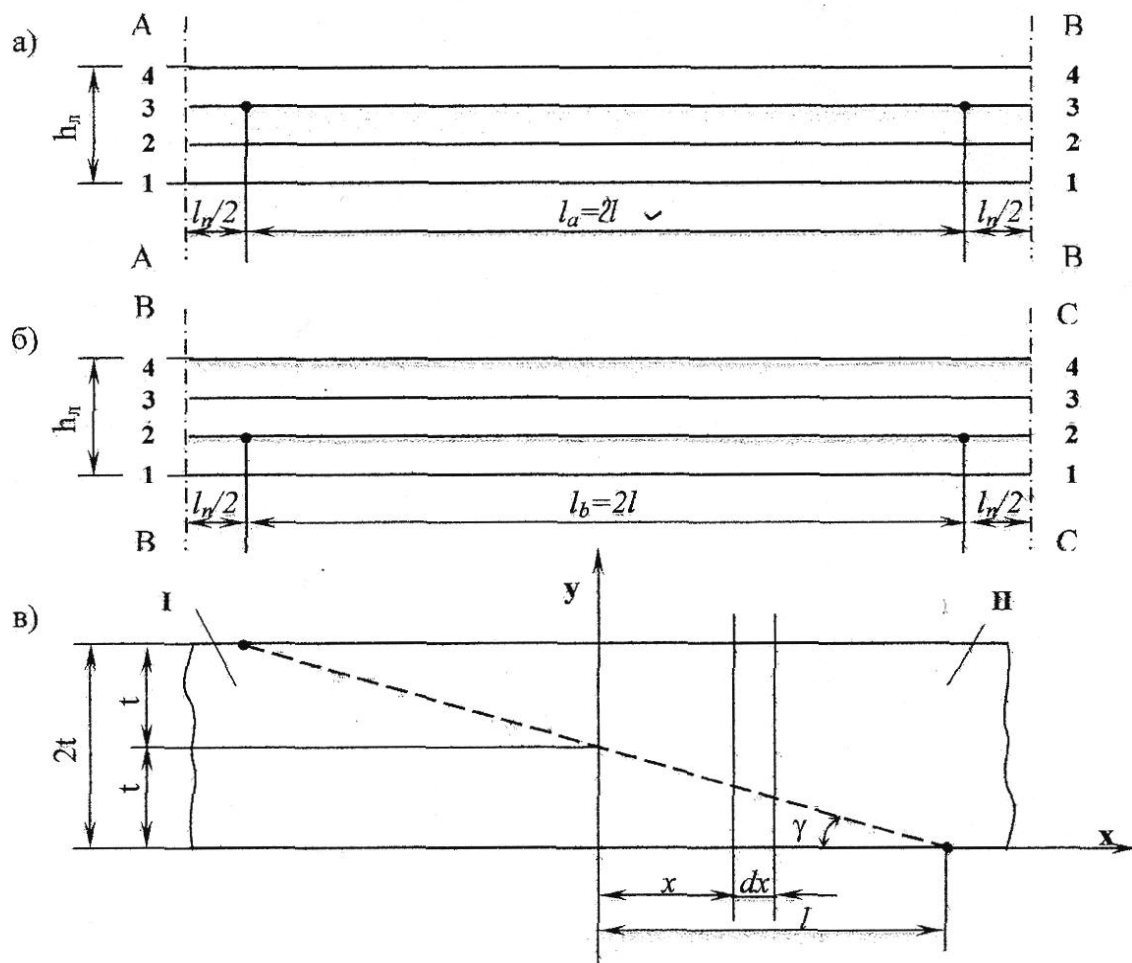
а) вид сбоку; б) вид сверху

Рисунок 1 – Модель соединения НСЗЛ-типа четырехпрокладочной конвейерной ленты

Материал «мягких» и «жестких» слоев ленты в диапазоне номинальных нагрузок подчиняется закону Гука и несжимаем в поперечном направлении. Считаем, что имеет место плоская задача при нагружении соединения растягивающими усилиями. Нумерацию слоев производим в восходящем порядке от нижней поверхности к верхней. Количество ступеней в соединении равняется количеству тканевых прокладок в ленте. Рассматривается семислойный пакет для различных расчетных схем по сечениям А-В, В-С, С-Д, соответственно, с разрезанной третьей тканевой прокладкой (рис. 2, а, в); с разрезанной второй тканевой прокладкой (рис. 2, б, в) и разрезанными крайними тканевыми прокладками (рис. 3).

Рассмотрим семислойный пакет в сечении А-В, где тканевые прокладки 1,2,4 – целые, а тканевая прокладка 3 – разрезана на две 3I и 3II

под углом γ . Считаем, что толщина тканевой прокладки исчезающе мала, тогда по поверхностям разреза тканевой прокладки допускаем отсутствие связи через связующий слой, таким образом они свободны от касательных напряжений. Вырежем из семислойной пластины бесконечно малый элемент длиной dx (рис. 4) и составим уравнения равновесия для «жестких» слоев, заменив при этом воздействие связующих слоев на соединяемые между собой поверхности тканевых прокладок, действующими в них касательными напряжениями.



- а – вид сбоку с разрезанной 3-й тканевой прокладкой;
 б – вид сбоку с разрезанной 2-й тканевой прокладкой;
 в – вид сверху.

Рисунок 2 – Фрагмент соединения НСЗЛ-типа с разрезанными внутренними тканевыми прокладками:

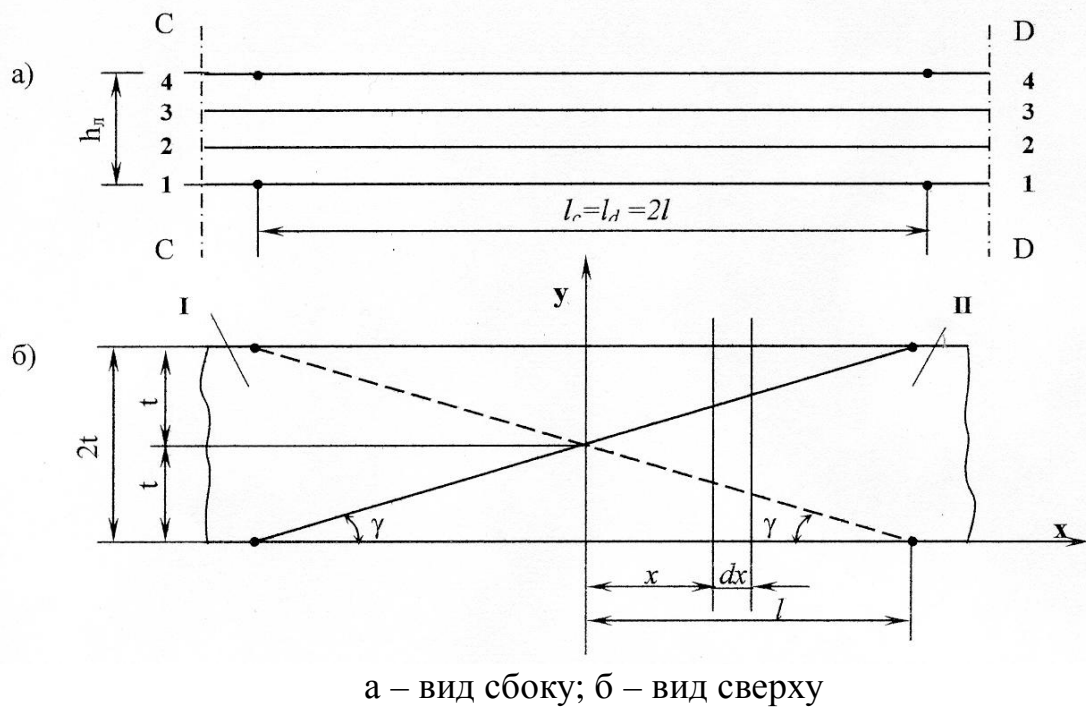


Рисунок 3 – Фрагмент соединения НСЗЛ-типа с разрезанными внешними (1-й и 4-й) тканевыми прокладками

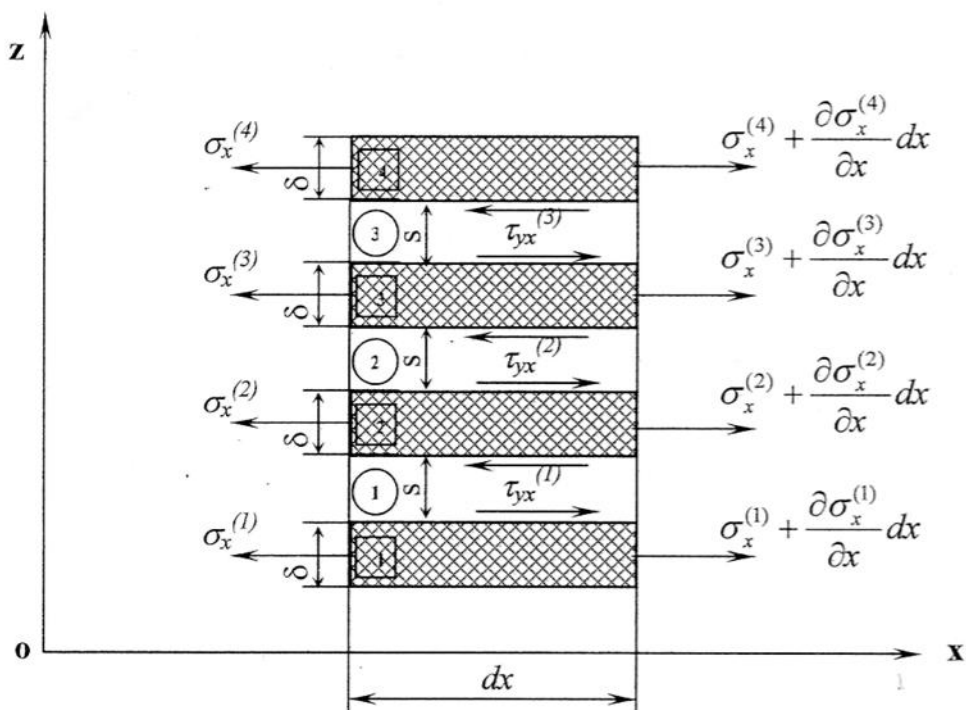


Рисунок 4 – Расчетная схема нагружения бесконечно малого элемента соединения НСЗЛ-типа

Составим уравнение равновесия 1-го «жесткого» слоя в сечении А-В

$$-\sigma_x^{(1)} \cdot 2t \cdot \delta + \sigma_x^{(1)} \cdot 2t \cdot \delta + \frac{\partial \sigma_x^{(1)}}{\partial x} dx \cdot 2t \cdot \delta + \tau_{yx}^{(1)} dx \cdot 2t = 0. \quad (1)$$

После преобразований получим

$$\delta \frac{\partial \sigma_x^{(1)}}{\partial x} + \tau_{yx}^{(1)} = 0. \quad (2)$$

Используя известные зависимости

$$\sigma_x^{(1)} = E \frac{\partial U}{\partial x}, \quad (3)$$

$$\tau_{yx}^{(1)} = G \frac{U_2 - U_1}{s} \quad (4)$$

и подставляя их в (2), получим дифференциальное уравнение второго порядка в перемещениях

$$BU_1'' - U_1 + U_2 = 0. \quad (5)$$

Аналогично составляя уравнение равновесия для 2, 3I, 3II и 4 «жестких» слоев соединения в сечении А-В получим систему дифференциальных уравнений в перемещениях

$$\begin{cases} AU_2'' + 2U_1 - 4U_2 + K_1(x)U_{3I} + K_2(x)U_{3II} = 0 \\ K_1(x)BU_{3I}'' - BU_{3I}' + K_1(x)U_2 - K_1(x)U_{3I} + K_1(x)U_4 = 0 \\ K_2(x)BU_{3II}'' + BU_{3II}' - 2K_2(x)U_{3II} + K_2(x)U_2 + K_2(x)U_4 = 0 \\ AU_4'' - 2U_4 + K_1(x)U_{3I} + K_2(x)U_{3II} = 0 \end{cases} \quad (6)$$

Составим уравнение равновесия для 1, 2I, 2II, 3, 4 – «жестких» слоев соединения в сечении В-С и выполнив соответствующие преобразования, получим

$$\begin{cases} AU_1'' - 2U_1 + K_1(x)U_{2I} + K_2(x)U_{2II} = 0 \\ K_1(x)BU_{2I}'' - BU_{2I}' + K_1(x)U_3 - 2K_1(x)U_{2I} + K_1(x)U_1 = 0 \\ K_2(x)BU_{2II}'' + BU_{2II}' + K_2(x)U_3 + K_2(x)U_1 = 0 \\ AU_3'' + 2U_4 - 4U_3 + K_1(x)U_{2I} + K_2(x)U_{2II} = 0 \\ BU_4'' - U_4 + U_3 = 0 \end{cases} \quad (7)$$

Составляя уравнения равновесия для 1I, 1II, 2, 3, 4I, 4II – «жестких» слоев соединения в сечении С-D и выполнив соответствующие преобразования, получим

$$\begin{cases} K_1(x)BU_{II}'' - BU_{II}' + K_1(x)U_2 - K_1(x)U_{II} = 0 \\ K_2(x)BU_{III}'' + BU_{III}' + K_2(x)U_2 - K_2(x)U_{III} = 0 \\ AU_2'' + 2U_3 - 4U_2 + K_1(x)U_{II} + K_2(x)U_{III} = 0 \\ AU_3'' - 4U_3 + 2U_2 + K_1(x)U_{4I} + K_2(x)U_{4II} = 0 \\ K_1(x)BU_{4I}'' - BU_{4I}' + K_1(x)U_3 - K_1(x)U_{4I} = 0 \\ K_2(x)BU_{4II}'' - BU_{4II}' + K_2(x)U_3 - K_2(x)U_{4II} = 0, \end{cases} \quad (8)$$

где

$$B = \frac{E \cdot \delta \cdot s}{G}, \quad (10)$$

$$A = 2\ell B, \quad (11)$$

$$K_1(x) = \ell - x, \quad (12)$$

$$K_2(x) = \ell + x. \quad (13)$$

Выводы.

Получена математическая модель в виде систем дифференциальных уравнений в перемещениях с переменными коэффициентами, описывающая напряженно-деформированное состояние соединения НСЗЛ-типа (на примере четырехпрокладочной конвейерной ленты). Исследование данной математической модели для различных условий позволит установить характер распределения напряжений в элементах соединения и определить его параметры для лент различной прочности.

Библиографический список

1. Колосюк Н.И. Требования безопасности к конвейерным лентам / Н.И. Колосюк, А.И. Самородов, В.В. Гребенюк // *Охрана труда*. – 1998. – №2. – С. 25-28.
2. Ихно С.А. Основные пути повышения качества стыковых соединений лент шахтных конвейеров / С.А. Ихно, А.Я. Беломестнов, В.В. Баштырев, В.А. Фифиндик, А.Я. Грудачев // *Уголь Украины*. – 2004. – №12. – С. 32-34.
3. Ястремский С.И. Проблемы шахтного конвейерного транспорта в ОАО «Воркутауголь» и пути их решения / С.Я. Ястремский и др. // *Горные машины и автоматика*. – 2001. – №4. – С. 23-35.
4. Кузьменко В.И. Основные принципы конструирования и разработка технических решений высокопрочных соединений лент ленточных конвейеров / В.И. Кузьменко // *Подъемно-транспортная техника*. – 2008. – №2(26). – С. 98-105.
5. Кузьменко В.И. Оценка несущей способности различных конструкций соединений лент ленточных конвейеров / В.И. Кузьменко // *Сборник научных трудов (вып. 27)*. Алчевск: ДонГТУ, 2008. – С. 47-56.

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

*к.т.н. Фесенко Н.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПЕРСПЕКТИВЫ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЕМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Розглянуто причини незадовільного стану автоматизації керування шахтним провітрюванням, запропоновані шляхи розвитку систем автоматизованого керування вентиляцією вугільних шахт.

***Ключові слова:** провітрювання шахт, керування, автоматизація, метановиділення, ефективність.*

Рассмотрены причины неудовлетворительного состояния автоматизации управления шахтным проветриванием, предложены пути развития систем автоматизированного управления вентиляцией угольных шахт.

***Ключевые слова:** проветривание шахт, управление, автоматизация, метановыделение, эффективность.*

Проблема и ее связь с научными и задачами. Рост уровня механизации и автоматизации процессов угледобычи происходящий во всем мире закономерен. Он составляет основу современного этапа технического прогресса. Однако факт отсутствия значимых положительных результатов от его реализации, особенно в отечественной угольной промышленности, зачастую сводит на нет все преимущества такого прогресса. Практика показывает, что реальные последствия внедрения нового поколения оборудования очень часто не оправдывают возлагаемых на него надежд. Объясняется это существованием определенного разрыва между техническим уровнем оборудования и применяемыми методами управления технологическими процессами [1].

Данная проблема весьма актуальна в отечественной угольной промышленности для систем вентиляции в связи с нарастающей их сложностью как объектов автоматизированного управления. Она проявляется в возрастающей глубине горных работ, повышении газонасыщенности и выбросоопасности обрабатываемых угольных пластов, удароопасности разрабатываемого горного массива. Особо осложняет управление проветриванием шахты наличие мелкоамплитудных геоло-

гических нарушений. В зонах влияния этих нарушений происходит около 90 % всех выбросов угля и газа [4]. Уголь в указанных зонах, как правило, отличается аномально низкой газопроницаемостью. Поэтому почти все противовыбросные мероприятия в них, за исключением надработки или подработки пласта, оказываются малоэффективными.

Анализ исследований и публикаций. Решением проблемы эффективного управления проветриванием шахт занимаются ученые Украины, России, Германии, Великобритании, США, Китая и многих других стран мира уже не одно десятилетие, однако эта проблема остается не решенной до конца и по сей день [1-3]. Анализ количества публикаций посвященных этой проблеме показывает ее актуальность и важность, особенно с учетом возрастающего количества аварийных ситуаций по вине вентиляции на шахтах Украины, России, Китая и т.д.

Постановка задачи. Неравномерность газовыделения в зонах мелкоамплитудной нарушенности всегда повышена, а баланс газовыделения из пласта неустойчив. Кроме того, аэрогазодинамические процессы не являются детерминированными, им в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий присуща более или менее высокая степень случайности. Проявляется это в том, что параметры пространственно-временной реализации аэрогазодинамических процессов, как и параметры, их интенсивности, подчиняются статистическим закономерностям, причем при нормальных условиях эксплуатации выемочного участка эти параметры характеризуются некоторой определенностью.

Примечательно, что случайность параметров интенсивности аэрогазодинамических процессов не затушевывает, а часто акцентирует определенную ритмическую их структуру, проявляющуюся в закономерном повторении и чередовании отдельных их стадий, которые придают каждому из процессов завершенность, даже без обязательного строгого их повторения. Наличие ритмической структуры наглядно проявляется, например, в регистрограммах содержания газа в исходящих струях выемочных участков, где появление всплесков содержания газа приурочено, как правило, к периодам выемки угля [2].

Внутриуровневая взаимосвязанность аэрогазодинамических процессов проявляется в виде взаимной коррелированности соизмеримых по темпу реализации аэрогазодинамических процессов разной физической природы. Эта взаимокоррелированность проявляется, на статической эмиссии, газовыделения из забоя и затрат энергии на проветривание. Эта взаимокоррелированность полезна тем, что позволяет осуществлять многоканальную идентификацию свойств взаимодействующих горнотехнических элементов.

Межуровневая взаимосвязанность аэрогазодинамических процессов проявляется во взаимокоррелированности несоизмеримых по темпу реализации процессов идентичной физической природы. Подобная взаимокоррелированность характерна, например, для геомеханических процессов и проявляется во взаимосвязи разномасштабных параметров, а именно в ней проявляется причина акцентирования выбросоопасных свойств угольного пласта в периоды осадок основной кровли. В межуровневой взаимосвязанности горнотехнологических процессов наиболее наглядно проявляется их целостность.

Все выше перечисленное приводит к тому, что качество управления аэрогазодинамическими процессами в вентиляционной системе является ограничивающим фактором, сдерживающим рост добычи угля и снижающим безопасность работ. Объективными причинами такого состояния является сложность вентиляционных систем шахты как объектов управления. Характерными особенностями таких систем являются нелинейность, многомерность, многосвязность, протекание сложных одновременных переходных процессов, возникновение критических и хаотичных режимов. Проблемы эффективного и безопасного управления такими динамическими макросистемами являются очень актуальными и сложными и практически недоступными для существующих в этой сфере методов автоматизированного управления.

Изложение материала и его результаты. Современные системы управления проветриванием, как правило, проектируют в упрощенном линейаризованном виде, а такие системы адекватны лишь при незначительных отклонениях от стационарного режима. Математические модели, применяемые в подобных системах управления применимы лишь для узкого круга объектов, поскольку например процессы метановыделения имеют разную зависимость и определяются большим количеством факторов. В прямоточной схеме проветривания участка при увеличении скорости воздуха наблюдается резкое увеличение концентрации метана в исходящей струе, а затем ее постепенное снижение. При возвратноточной схеме, наоборот постепенное увеличение концентрации за счет «вымывания» метана из выработанного пространства. Также отличаются распределение концентрации в прилегающих выработках, при возвратноточной схеме проветривания распределение содержания метана в при забойном пространстве имеет вид представленный на рисунке 1.а, а при прямоточной на рисунке 1.б, где C – концентрация метана в исходящей струе, а I – относительное расстояние от забоя [3]. Из рисунка видно, что характеристики практически обратно пропорциональные, следовательно процедура определения места установки датчиков по критерию максимального информационного обеспечения, формула (1) должна учитывать эти зависимости.

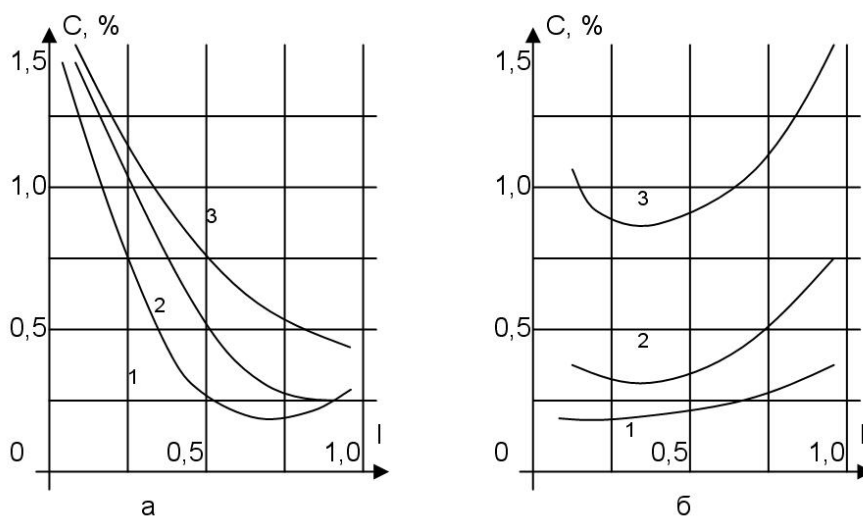


Рисунок 1 – Распределение содержание метана в призабойном пространстве лавы а) при возвратной схеме проветривания; б) при прямоточной схеме проветривания

Условие максимального информационного обеспечения можно представить в виде:

$$\frac{|X_i|}{\sigma_{ni}} \rightarrow \max, \quad (1)$$

где $|X|$ – контролируемый параметр;

σ_{ni} – помеха.

В соответствии с этим критерием можно определять места и количество датчиков обеспечивающих необходимый уровень информативности. Данные такого анализа для шахты им. Артема представлены в таблице 1.

Из таблицы видно, что наиболее информативное по газу место в выработке находится в 50 м от забоя. Поэтому газоизмерительную аппаратуру для контроля выбросоопасности забоя следует поддерживать от забоя на расстоянии 40-80 м.

Места локализаций наибольшей информативности являются индивидуальной характеристикой каждой выработки. Например, в условиях бремсберга пласта k^H_2 шахты "Перевальская", проводимого путем выемки угля выбуриванием и последующим применением взрывных работ по породе, идентичными приемами было установлено, что наиболее информативное по содержанию газа место находится на расстоянии 15 м от забоя.

Таблица 1 – Распределение содержания газа по длине выработки

Содержание газа, % CH ₄	Расстояние от забоя, м						
	10	30	50	70	100	140	170
До выемки	0,16	0,17	0,25	0,26	0,34	0,37	0,41
В период выемки	0,31	0,38	0,62	0,58	0,59	0,60	0,60
Превышение	0,17	0,22	0,39	0,32	0,28	0,25	0,21

Указанная индивидуальность горных выработок по локализации мест наибольшей информативности формируется спецификой диффузионных процессов и определяется такими параметрами, как скорость движения воздуха, вид крепления выработки, размер ее сечения, угол наклона и характер источника газовой выделению. Выявление мест локализации наиболее информативных областей, по-видимому, идентично выявлению потенциально возможной области слоевых скоплений. Поэтому установка "противослоевых" датчиков метана в 20 м от забоев выработок, регламентируемая Правилами безопасности, в среднем верна, но в рамках каждой конкретной выработки может оказаться неоправданной.

Неполнота описания аэрогазодинамических процессов аналитическими моделями формируется потому, что законы сохранения, на которых базируются аналитические модели, справедливы только для изолированных систем. Именно поэтому в результате анализа аналитических моделей получаются решения, описывающие аэрогазодинамические процессы абсолютно детерминированным образом, что во многом не соответствует действительности.

В экстремальных ситуациях возникают значительные отклонения, и даже инверсные режимы, которые вызывают неадекватную работу систем управления и могут привести к развитию аварий. В вентиляционных системах существуют значительные возмущения в виде утечек, значительных неконтролируемых выбросов метана, нарушений структуры вентиляционных сетей из-за обвалов, пожаров и т.д., которые приводят к нестационарным режимам всей системы.

Одним из направлений улучшения данной ситуации многими исследователями, предлагается комплексная дегазация месторождения, в том числе и посредством каптирования метана, однако, промышленная добыча метана в условиях сложного геологического строения пластов экономически не всегда оправдана. Например, в северной части Донец-

кого бассейна угленосные толщи перекрыты мезозойскими отложениями, насыщенными метаном. Здесь в угольных пластах фактически нет зоны газового выветривания, и дегазация их весьма затруднена. Поэтому за последние годы объем метана полученного из дегазационных систем уменьшился с 590 до 230 млн. м³, его концентрация в смеси капируемой из скважин составляет 10 – 25%, это привело к снижению количества шахт использующих дегазацию с 86 до 46. В свою очередь исследования, проводимые учеными многих стран мира показывают, что наибольшую эффективность работы по извлечению метана дают, при четком пространственном и временном согласовании с работами по извлечению угля.

Поэтому выход из данной ситуации заключается не просто в последовательной реализации проектов автоматизации технологических процессов на угольном предприятии, а автоматизации, реализующей обобщающую концепцию управления проветриванием, в рамках которой технологическое оборудование, горный массив и аппаратура управления рассматривались бы во взаимодействии как единое целое с системных позиций. Надо сказать, что системный анализ применяется для проектирования горных объектов давно. В сущности, он всегда отсекает варианты тех решений, которые не позволяют достичь поставленную при проектировании цель, или тех, которые достигают её, но заведомо недостаточно эффективным образом. Необходимость и актуальность именно такого рассмотрения указанной ситуации определяется следующими причинами.

Во-первых, функционирование средств автоматизации технологических процессов всегда осуществляется на информационной основе, которая обязана не просто отражать ход реализации технологических процессов, но и согласовываться с ним. Информационные процессы в подсистемах автоматизации, по существу, моделируют ход технологических процессов, поэтому без знания закономерностей реализации технологических процессов "автоматизировать" их бессмысленно.

Во-вторых, имеющийся опыт привнесения элементов автоматизации в процессы контроля и управления технологией свидетельствует о настоятельной необходимости как технического, так и функционального согласования подсистем автоматизации. А поскольку информационные процессы в этих подсистемах отражают ход реализации технологических процессов, то по существу речь идет о необходимости первоочередной разработки ясной технологической концепции системного контроля, анализа и управления этими процессами. Наличие такой концепции даст возможность не только осознанно подойти к вопросам технологического и функционального согласования разрабатываемых под-

систем автоматизации, но и унифицировать само их построение, алгоритмы их функционирования.

И третье, – только при наличии такой обобщающей концепции управления можно надеяться на обеспечение гармонической соразмерности разрабатываемых подсистем автоматизации и функционирования горного объекта.

Лишь с реализацией данного подхода можно связывать получение значимых результатов от автоматизации технологических процессов, так как вне его любые попытки автоматизации технологических процессов будут связаны с субъективным навязыванием системе управления желаемых режимов функционирования, которые в зависимости от степени согласования их с указанной системой на практике будут либо отвергаться ею вообще, либо реализовываться с некоторым компромиссом.

Выводы. Таким образом, благодаря современному уровню развития вычислительной, микроконтроллерной и информационно-измерительной техники возникает необходимость постановки и решение сложной проблемы – разработка концепции автоматизированного управления проветриванием шахт, а в рамках этой концепции методов и систем автоматизированного управления, которые учитывают структурную сложность в форме многомерности, многосвязности и параметрической неопределенности, многорежимность функционирования, значительную нелинейность свойств объектов и которые обеспечат эффективное и безопасное управления аэрогазодинамическими процессами шахты.

Библиографический список

1. Бурчаков А.С. Влияние горной науки на изменение качественных и количественных характеристик шахты. В кн. "Комплексное освоение месторождений твердых полезных ископаемых". – М., 1991. – № 1. – С. 10 – 15.

2. Пучков Л.А., Аюров В.Д. Синергетика горнотехнологических процессов. – 2-е изд., стер. – М.: Из-во МГГУ, 2004. – 264 с.

3. Пучков Л.А., Бахвалов Л.А. Методы и алгоритмы автоматического управления проветриванием угольных шахт. - М.: Недра, 1992. – 399с.

4. Горное дело. Энциклопедический справочник. Т. 6 Рудничная атмосфера и вентиляция. Борьба с пылью, газами и пожарами. Горноспасательное дело. – М.: Углетехиздат, 1959. – 375 с.

Рекомендовано к печати д.э.н., проф. Акмаевым А.И.

*к.геол.н. Лисица В.Е.,
к.геол.-мин.н. Шкурский Е.Ф.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

**ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕХОДА
МАЛОАМПЛИТУДНЫХ РАЗРЫВОВ ОЧИСТНЫМИ ГОРНЫМИ
ВЫРАБОТКАМИ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ УГЛЯ, ЕГО
РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ И ОХРАНЫ НЕДР**

Стаття присвячена прогнозуванню важкості переходу малоамплітудних тектонічних розривів вугільних пластів очисними гірничими виробками з метою зниження втрат вугілля, що забезпечує його раціональне використання і охорону надр.

Ключові слова: *малоамплітудне тектонічне порушення, важкість переходу розриву, очисна гірнича виробка, втрати вугілля, його раціональне використання, охорона надр.*

Статья посвящена прогнозированию тяжести перехода малоамплитудных тектонических разрывов угольных пластов очистными горными выработками с целью снижения потерь угля, обеспечивающего его рациональное использование и охрану недр.

Ключевые слова: *малоамплитудное тектоническое нарушение, тяжесть перехода разрыва, очистная горная выработка, потери угля, его рациональное использование, охрана недр.*

Одним из основных требований в области охраны недр в соответствии с Кодексом Украины «О недрах» является обеспечение полного и комплексного изучения недр с целью рационального извлечения и использования запасов полезных ископаемых и предотвращения необоснованных их потерь [1].

В настоящее время добыча угля в Донбассе связана со значительными сверхнормативными потерями. Разработка угольных пластов, подверженных интенсивной тектонической нарушенности, сопровождается ростом потерь угля, как в результате исключения из разработки таких участков, так и в результате неполной их выемки. Если крупно- и среднеамплитудные разрывы не имеют значительного влияния на плановость ведения очистных работ, поскольку они достоверно устанавливаются и прослеживаются на стадии геологоразведочных работ, то малоамплитудные разработки (с амплитудой до 10 м) практически не выявляются в процессе разведки. Поэтому нет возможности учесть их при

установлении степени разведанности запасов угля и проектировании горнодобывающих предприятий. Встреча их горными выработками является обычно неожиданной и приводит к значительному снижению производительности и безопасности труда и увеличению потерь угля. Это вызывает необходимость обязательного прогнозирования малоамплитудной разрывной тектонической нарушенности [2].

Потери угля в зонах интенсивного развития малоамплитудных разрывов составили в Донбассе 68% общих потерь [3].

В этой связи прогноз малоамплитудной разрывной тектонической нарушенности шахтных полей геолого-промышленных районов Донбасса является актуальной задачей.

Анализ уровня изученности и прогнозирования малоамплитудной разрывной тектонической нарушенности угольных пластов отечественными геологами показал отсутствие единой научно обоснованной методической базы, комплексности и системности исследований.

Различные методики прогноза малоамплитудных разрывов были разработаны Нагорным Ю.Н., Широковым А.З., Нагорным В.Н., Шкурским Е.Ф., Букринским В.А., Ващенко В.И., Сахневич Н.В., Омельяновичем В.М., Приходченко В.Ф. и многими другими исследователями [2].

Малоамплитудная тектоника в Селезневском геолого-промышленном районе Донбасса рассматривалась в работах Богаченко Н.Н. [4], Сахневич Н.В. [5], Приходченко В.Ф. [2], однако отсутствует комплексный подход к ее изучению и прогнозированию. Практически не прослежено осложняющее влияние малоамплитудных разрывов шахтных полей района на ведение горных работ с целью их последующего прогнозирования.

В этой связи основной задачей статьи является экологическое обоснование снижения потерь угля в недрах при прогнозировании возможности перехода малоамплитудных разрывов очистными горными выработками и недопущении выборочной отработки запасов с оставлением целиков у нарушенных зон.

Известно, что разрывы с амплитудой, не превышающей мощность пласта, снижают темпы проведения горных выработок, повышают зольность и себестоимость угля. Разрывы с амплитудой, которая в 1,5-2 раза превышает мощность пласта, вообще являются непреходимыми для механизированных комплексов [6]. Кроме того, с тектоническими разрывами связаны различные геодинамические явления, такие как горные удары, суфляры, выбросы угля, газа и породы, что существенно снижает безопасность труда, основные технико-экономические показатели очистных горных выработок и нарушает равновесие окружающего массива горных пород.

В Селезневском районе изучались возможности перехода малоамплитудных разрывов очистными выработками шахт «Романовская» («Украина»), «Перевальская», им. Артема, «Зоринская», «Комиссаровская», «Никанор Новая», «Вергелевская», «Ломоватская», им. С.В. Косиора, «Фашевская». Из 486 малоамплитудных разрывов, которые переходились очистными горными выработками шахт, 215 сбросов (44,2%), 149 надвигов (30,7%), 122 взброса (25,1%). По стратиграфическим амплитудам разрывы распределяются следующим образом: до 1м-310 (63,7%), 1-3м – 160 (32,9%), 3-5м – 12 (2,6%), 5-10м – 4 (0,8%). Удельная плотность разрывов n по очистным горным выработкам шахт составила

$$n = \frac{486}{34.8 \text{ км}^2} = 13,97 \frac{\text{шт.}}{\text{км}^2}$$

В Селезневском угленосном районе угольные пласты разрабатываются на южном пологом крыле Селезневской синклинали с модальными элементами залегания: азимут линии падения $342^\circ-3^\circ$ (среднее 350°), угол падения $6^\circ-18^\circ$ (среднее 11°).

Анализ основных направлений разрывов показывает, что азимуты линии падения сбросов варьируют в пределах $66^\circ-78^\circ$ (в среднем 71° с вероятностью 0,82), а взбросов и надвигов – в пределах $134^\circ-150^\circ$ (в среднем 141° с вероятностью 0,84) [7].

Учитывая тот факт, что простирания малоамплитудных разрывов и основных систем трещин непосредственной кровли совпадают, следует считать, что ориентировка забоев лав должна осуществляться таким образом, чтобы угол, образованный линией очистного забоя и простиранием малоамплитудных разрывов и трещин, составлял не менее $15^\circ-20^\circ$, что гарантирует от обрушения пород непосредственной кровли угольного пласта в зоне ее консольного зависания на линии забоя лавы.

Следует отметить, что стратиграфическая амплитуда разрыва не является единственным определяющим элементом переходимости его очистной выработкой.

Нетрудно заметить, что, например, при мощности угольного пласта 1,5м разрыв со стратиграфической амплитудой 1,0м будет переходиться достаточно успешно, а при мощности угольного пласта 0,7м переход непрерывным забоем крайне затруднен, а иногда и невозможен.

Основным показателем переходимости малоамплитудных разрывов очистной выработкой следует считать отношение его стратиграфической амплитуды H к мощности угольного пласта m (H/m). При обработке данных о переходе очистными выработками 486 малоамплитудных разрывов по величине H/m определено, что переход сбросов непрерыв-

ным забоем возможен при $H/m < 0,8$, а надвигов и взбросов – при $H/m < 0,6$. При величинах, превышающих эти значения, обычно имеет место частичная или полная перенарезка лавы. Обычно при отношении $H/m > 0,9$ переход малоамплитудных разрывов практически невозможен [6].

Для прогнозирования возможности перехода малоамплитудных разрывов угленосной толщи очистными горными выработками шахт района нами была построена прогнозная карта изолиний удельной переходимости малоамплитудных разрывных тектонических нарушений угольного пласта l_6 очистными горными выработками шахт “Украина” (“Романовская”), им. Артема, “Никанор”, “Вергелевская”, “Ломоватская”, “Комиссаровская” и “Фашевская” (Рисунок 1). Оценка тяжести перехода разрывов данного пласта осуществлялась с помощью коэффициента удельной переходимости малоамплитудных нарушений очистными выработками шахт, выраженного отношением количества нарушений непереходимых и переходимых с полной или частичной перенарезкой лав (труднопереходимых) к общему количеству разрывов, выявленных очистными выработками каждой из шахт района. Максимальные значения коэффициента зафиксированы на полях шахт “Никанор” (0,24) и “Комиссаровская” (0,33), где стратиграфические амплитуды подавляющего количества малоамплитудных разрывов больше мощности угольного пласта, в котором они выявлены. Существенное влияние на возможность перехода разрывов очистными выработками вышеуказанных шахт оказывает повышенная удельная трещиноватость в границах их полей, как зоны сближения Анненской и Городищенской антиклиналей.

Таким образом, предлагаемые нами прогнозные карты удельной переходимости малоамплитудных разрывов шахтопластов очистными выработками позволяют прогнозировать степень осложняющего влияния нарушений на ведение горных работ (по Омеляновичу В.М. [8]) и повышать уровень их планирования, снижать потери угля на участках шахтных полей, нарушенных малоамплитудными разрывами.

На основе анализа технико-экономических показателей переходимости малоамплитудных разрывов по шахтным полям района разработан классификационный признак для разделения на классы шахтных полей для условий угольного пласта l_6 . По количеству нарушений непереходимых и переходимых с частичной или полной перенарезкой лав (труднопереходимых), выраженному в процентном отношении от их общего количества для каждой из шахт, предлагается шахтные поля разделить на две группы:

I-я группа – с количеством вышеуказанных разрывов до 20% (поля шахт “Вергелевская” – 13%; “Ломоватская” – 18,2%; им. Артема – 14,3%; “Фашевская” – 20%; “Романовская” (“Украина”) – 18,8%);

II-я группа – от 20% до 40% (поля шахт “Никанор” – 23,5% и “Комиссаровская” – 32,5%).



Рисунок 1 – Прогнозная карта изолиний удельной переходимости малоамплитудных разрывов угольного пласта l_6 очистными горными выработками шахт Селезневского геолого-промышленного района

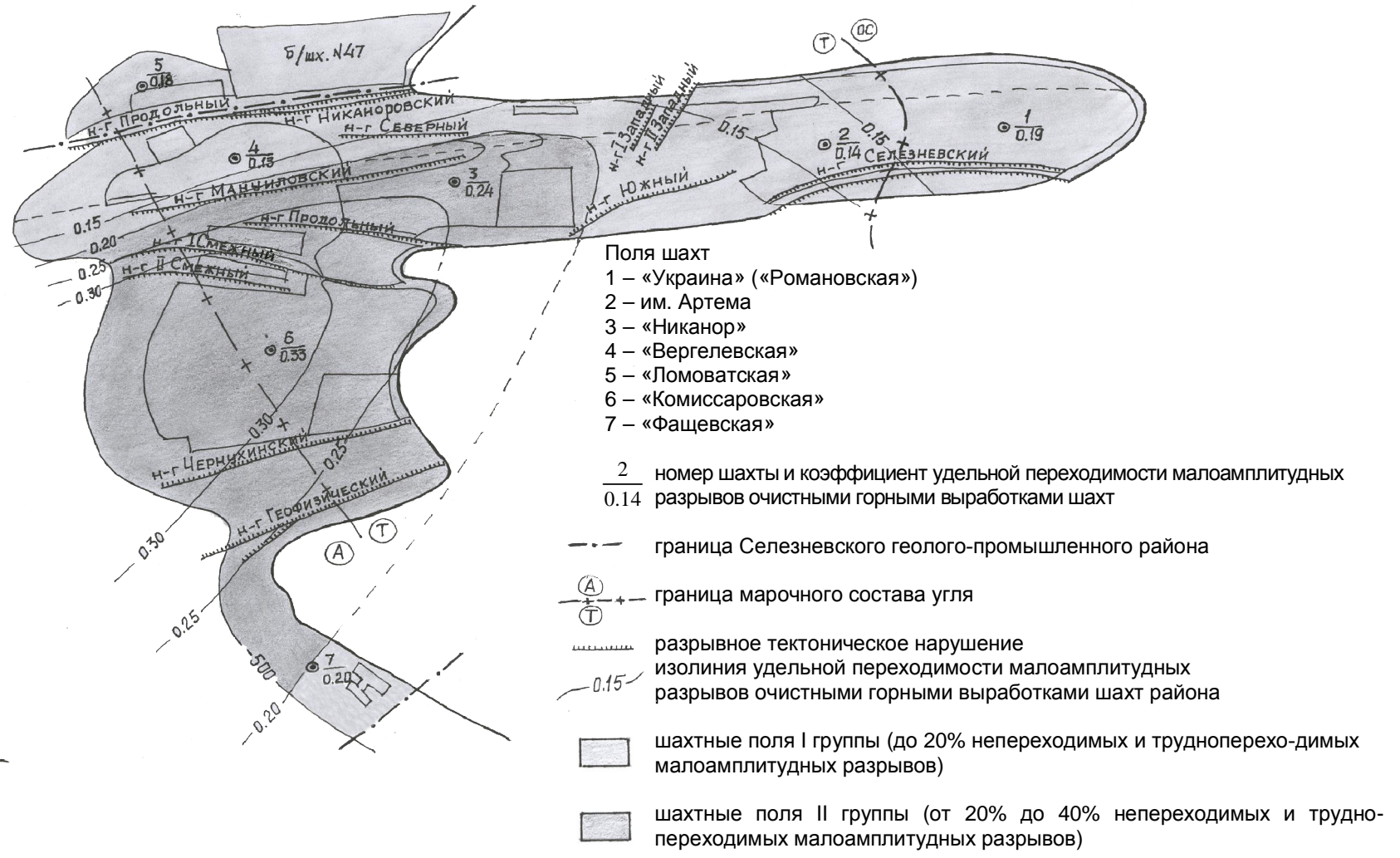


Рисунок 2 – Прогнозная карта переходимости малоамплитудных разрывов угольного пласта l_6 очистными горными выработками шахтных полей I и II групп

Для более наглядного представления о распределении шахтных полей этих двух групп в границах района и их соотношении была построена прогнозная карта переходимости малоамплитудных разрывов угольного пласта l_6 очистными горными выработками шахтных полей I и II групп (Рисунок 2). На ней по интенсивности тона выделены участки шахтных полей I и II групп по переходимости выявленных на их площади нарушений.

Прогноз возможности перехода малоамплитудных тектонических разрывов горными выработками с одной стороны способствует повышению точности оценки кондиционных запасов угля, а с другой – снижению необоснованных его потерь, недопущению выборочной отработки угольных пластов и оставления целиков у нарушенных зон неотработанными. В этой связи при наличии достоверного прогноза переходимости малоамплитудных нарушений эти потери угля следует учитывать как потери от неправильного ведения горных работ, а не как потери из-за сложных геологических и гидрогеологических условий и не допускать их списания с баланса шахты.

Наиболее полная и экономически целесообразная выемка балансовых запасов угля является одним из неперемных условий рационального использования запасов угля и охраны недр.

Очевидно, что необходимость компенсации ущерба от потерь полезных ископаемых путем ввода в эксплуатацию других месторождений ведет к затратам на строительство новых предприятий с отторжением земель из общегосударственного земельного фонда, дополнительному загрязнению окружающей среды, нарушению равновесного состояния земной поверхности и массива горных пород над отработываемыми месторождениями [9]. Снижение потерь полезных ископаемых на действующих горных предприятиях – важнейшее средство улучшения и сохранения окружающей среды для настоящих и будущих поколений.

Библиографический список

1. Кодекс України про надра: Чинне законодавство зі змінами та допов. станом на 15 трав. 2008 р.: (відповідає офіц. текстові). – К.: Вид. Паливода А.В. – 168 с.

2. Приходченко В.Ф. Малоамплітудна розривна порушеність вугленосної формації Донбасу (навчальний посібник з дисципліни «Методи прогнозу гірничо-геологічних умов розробки родовищ корисних копалин» для студентів спеціальності 7.070701 «Геологія»). – Дніпропетровськ: Національна гірнича академія України, 2001. – 204 с.

3. Беседин В.Ф., Висяцев В.А. Оценка потерь угля в недрах. – «Техника», 1975. – 164 с.

4. Богаченко Н.Н. О характере распределения амплитуд разрывных тектонических нарушений (на примере Селезневской синклинали) / Геология и разведка угольных месторождений (труды ДонбассНИЛ). – Ростов-на-Дону, 1972. – С. 29-38.

5. Сахневич Н.В. Малоамплитудная нарушенность угольных пластов в различных структурно-тектонических зонах Донецкого бассейна (Автореф. дисс. канд. геол.-мин. наук: 04.00.16. – Днепропетровск, 1988 – 16 с.

6. Шкурский Е.Ф. Прогноз малоамплитудной тектонической нарушенности глубоких горизонтов шахтных полей Алмазно-Марьевского угленосного района (Донбасс): Автореф. дисс. канд. геол.-мин. наук. – Днепропетровск, 1976. – 23 с.

7. Лисица В.Е. Особенности тектоники и прогноз малоамплитудной нарушенности шахтных полей Селезневского геолого-промышленного района Донбасса: Автореф. дисс. канд. геол. наук. – Днепропетровск, 2005. – 18 с.

8. Омелянович В.М. Шахтная геология угольных месторождений. – М.: Недра, 1966. – 220 с.

9. Мирзаев Г.Г., Иванов Б.А., Щербаков В.М., Проскуряков Н.М. Экология горного производства: Учебник для вузов. – М.: Недра. – 320с.

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

*к т.н. Чехлатый Н.А.
(НИИ ГМ им. М.М.Федорова, г. Донецк, Украина)*

ПЕРЕХОДНЫЕ СОСТОЯНИЯ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ ПРИ ПОСАДКЕ И СНЯТИИ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ С ОСНОВАНИЙ

Розглянуто перехідні процеси та розроблена математична модель динамічного стану піднімальної установки під час посадки-зняття посудин з твердих основ, що дозволяє проводити числові дослідження цього процесу. Викладено результати числового моделювання.

Ключові слова: *підйомна установка, динамічний стан, посадка-зняття судин, математична модель.*

Рассмотрены переходные процессы и разработана математическая модель динамического состояния подъемной установки при посадке-снятии сосудов с жестких оснований, которая позволяет проводить численные исследования этого процесса. Изложены результаты численного моделирования динамических состояний подъемной установки.

Ключевые слова: *подъемная установка, динамическое состояние, посадка-снятие сосудов, математическая модель.*

Проблема и ее связь с научной или практической задачей. Посадка и снятие сосудов с оснований является установленным технологическим режимом для систем подъема с машинами барабанного типа и не противоречит нормам безопасности. Вместе с тем, своеобразие таких режимов, в связи с возникающими при этом дополнительными динамическими нагрузками в канатах, требует изучения, так как уровень этих нагрузок остается фактически неведомым до настоящего времени. Амплитудные значения нагрузок могут достигать величин, при которых возможно возникновение аварийных режимов. Так, в ГП «Угольная компания «Краснолиманская», при жесткой посадке клетки на горизонте травмированы 9 человек. Выводы комиссии по специальному расследованию подтверждают недостаточную технологическую проработку вопросов безопасной эксплуатации подъемной установки в части исключения ошибочных действий человека (машиниста подъема) для предотвращения жесткой посадки клетки.

Поэтому исследование динамического состояния подъемной установки при «посадке-снятии» сосудов с жестких оснований является актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Исследованиям динамических процессов в элементах шахтной подъемной установки посвящены многочисленные работы. При этом взаимодействие того или иного элемента установки, выбранного в качестве объекта исследования, с сопрягаемыми элементами, считающимися второстепенными, оговаривается не вполне обоснованными гипотезами. Теоретические исследования динамического состояния шахтного подъемного комплекса изложены в докторской диссертации В.И. Дворникова, а также в ряде работ [1,2], выполненных под его руководством. Вместе с тем, своеобразие переходных режимов, в связи с возникающими при этом дополнительными динамическими нагрузками в канатах, требует изучения последних, так как их величина не известна до настоящего времени.

Целью работы является разработка математической модели, пригодной для назначения рациональных режимов при «посадке-снятии» сосудов с жестких оснований.

Изложение материала и результат. В процессе выполнения технологических операций «посадка-снятие» сосуда подъемная установка неизбежно оказывается в одном из состояний, схематизация которых представлена на рисунке 1.

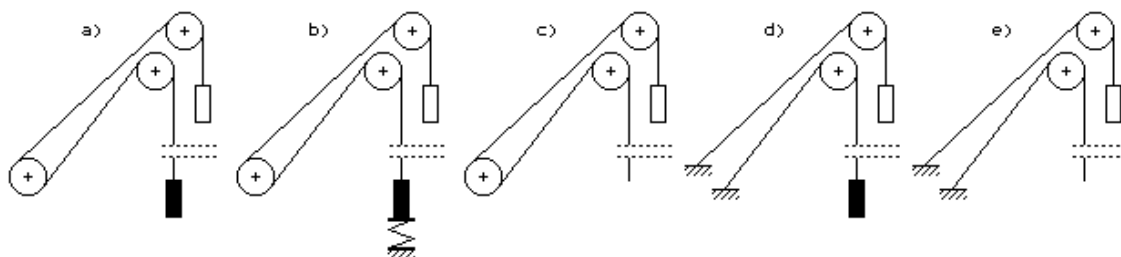


Рисунок 1 – Схематизации состояний клетевой подъемной установки при посадке-снятии на нижней приемной площадке

Здесь схема “а” символизирует инфинитное состояние 1-го рода, при котором клеть (зачерненный прямоугольник) еще не вступила в контакт с кулаками. Схема “b” изображает финитное состояние, когда клеть взаимодействует с упругим основанием (кулаками). Схема “с” означает инфинитное состояние 2-го рода при напускаемом на клеть канате. Схема “d” – это вырожденное состояние 1-го рода, возникающее при маневровых операциях, при которых машина кратковременно останавливается для последующего реверса движения (возникает при посадке клетки на кулаки на верхней приемной площадке). Схема “е” – это вырожденное состояние 2-го рода, возникающее при посадке клетки на кулаки с напуском каната при последующем стопорении машины. Для упорядочения последующих результатов схемы “а”, “b”, “с” назовем *основными*, а схемы “d” “е” – *вырожденными*.

Дифференциальные уравнения, описывающие эти пять состояний, можно представить в форме матричного уравнения [3]:

$$M\ddot{X} + B\dot{X} + CX = P, \quad (1)$$

где M, B, C , – квадратные симметрические матрицы дискретных масс, диссипативных коэффициентов, коэффициентов жесткости упругих связей между дискретными элементами системы;

X, P – матрицы-столбцы перемещений дискретных тел и внешних сил.

Для такой системы матрицы M, B, C, X, P имеют вид:

$$M = \begin{pmatrix} m_1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & m_2 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & m_3 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & m_4 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & m_5 \end{pmatrix}, \quad B = \begin{pmatrix} b_1^1 & 0 & -b_1^2 & 0 & 0 \\ 0 & b_2^1 & 0 & -b_2^2 & 0 \\ -b_1^2 & 0 & b_1^1 + b_3^1 & 0 & -b_3^2 \\ 0 & -b_2^2 & 0 & b_2^1 + b_4^1 & -b_4^2 \\ 0 & 0 & -b_3^2 & -b_4^2 & b_3^1 + b_4^1 \end{pmatrix}; \quad (2)$$

$$C = \begin{pmatrix} C_1^1 + C_{кул} & 0 & -C_1^2 & 0 & 0 \\ 0 & C_2^1 & 0 & -C_2^2 & 0 \\ -C_1^2 & 0 & C_1^1 + C_3^1 & 0 & -C_3^2 \\ 0 & -C_2^2 & 0 & C_2^1 + C_4^1 & -C_4^2 \\ 0 & 0 & -C_3^2 & -C_4^2 & C_3^1 + C_4^1 \end{pmatrix}; \quad X = \begin{pmatrix} x_1 \\ x_2 \\ x_3 \\ x_4 \\ x_5 \end{pmatrix}; \quad P = \begin{pmatrix} P_1 \\ P_2 \\ P_3 \\ P_4 \\ P_5 \end{pmatrix}, \quad (3)$$

где $C_{кул}$ – коэффициент жесткости кулаков,

m_1, m_2 – масса поднимаемого грузенного и опускаемого порожнего сосуда,

m_3, m_4 – масса соответствующих копровых шкивов,

m_5 – масса машина с учетом массы редуктора и ротора электродвигателя.

Можно утверждать, что при $C_{кул} \equiv 0$ в (3) уравнение (1) описывает инфинитное состояние 1-го рода, при $C_{кул} \neq 0$ – финитное состояние, а при $m_1 \equiv 0$ в (2) и $C_{кул} \equiv 0, P_1 \equiv 0$ в (3) – инфинитное состояние 2-го

рода.

Решение матричного уравнения (1) записывается в виде разложения в ряд:

$$X(t) = \sum_{j=0}^{\infty} \Phi_j \psi_j(t), \quad (4)$$

где $\psi_j(t)$ – скалярные *координатные* функции.

Каждая из собственных форм Φ_j представляет собой матрицу-столбец, размерность которой совпадает с размерностью матрицы X в (3). Индекс j символизирует принадлежность собственной формы некоторому конкретному числу ω_j , называемым *собственным числом* (или собственной частотой колебаний). Считается, что при $j = 0$ собственное число $\omega_0 \equiv 0$ для всех инфинитных состояний. А так как в финитных состояниях все $\omega_j \neq 0$, то формально для таких движений вместо (4) запишем

$$X(t) = \sum_{j=1}^{\infty} \Phi_j \psi_j(t). \quad (5)$$

По физическому смыслу каждая компонента Φ_{ji} ($i = 1, 2, 3, 4, 5$ для основных и $i = 1, 2, 3, 4$ для вырожденных состояний) какой-либо формы Φ_j при $j \neq 0$ представляет собой *парциальную амплитуду либрационных* перемещений на частоте ω_j соответствующих дискретных масс. Собственные формы Φ_0 , принадлежащие $\omega_0 \equiv 0$, описывают монотонное инфинитное движение.

Собственные формы определяются как решения системы алгебраических уравнений

$$(C - \omega_j^2 M) \Phi_j = 0, \quad (6)$$

для решения (6) необходимо и достаточно, чтобы

$$\det(C - \omega_j^2 M) = 0. \quad (7)$$

Соотношение (7) в раскрытом виде представляет собой относи-

тельно ω^2 алгебраическое уравнение n – ой степени, имеющее n действительных корней ω_j^2 , если матрицы C и M симметрические и не зависят от ω . Но так как компоненты матрицы C в свою очередь содержат зависящие от ω динамические жесткости канатов, то в целом уравнение (7) оказывается трансцендентным. Следовательно, и количество собственных форм будет в таком случае неограниченным.

Каждая из компонент матрицы-столбца Φ_j , удовлетворяет уравнению (6) и являются алгебраическими дополнениями к элементам любой строки в определителе, составленном из компонент матрицы $C - \omega_j^2 M$. Так, для всех основных состояний используя (3), найдем:

$$\begin{aligned}
c\Phi_{j1} &= C_1^2 C_3^2 \left[(C_2^1 - m_2 \omega_j^2)(C_2^1 + C_4^1 - m_4 \omega_j^2) - C_2^2 C_2^2 \right], \\
c\Phi_{j2} &= C_2^2 C_4^2 \left[(C_1^1 + C_{кул} - m_1 \omega_j^2)(C_1^1 + C_3^1 - m_3 \omega_j^2) - C_1^2 C_1^2 \right], \\
c\Phi_{j3} &= (C_1^1 + C_{кул} - m_1 \omega_j^2) C_3^2 \left[(C_2^1 - m_2 \omega_j^2)(C_2^1 + C_4^1 - m_4 \omega_j^2) - C_2^2 C_2^2 \right], \\
c\Phi_{j4} &= (C_2^1 - m_2 \omega_j^2) C_4^2 \left[(C_1^1 + C_{кул} - m_1 \omega_j^2)(C_1^1 + C_3^1 - m_3 \omega_j^2) - C_1^2 C_1^2 \right], \\
c\Phi_{j5} &= \left[(C_2^1 + C_4^1 - m_4 \omega_j^2)(C_2^1 - m_2 \omega_j^2) - C_2^2 C_2^2 \right] \times \\
&\quad \times \left[(C_1^1 + C_3^1 - m_3 \omega_j^2)(C_1^1 + C_{кул} - m_1 \omega_j^2) - C_1^2 C_1^2 \right], \tag{8}
\end{aligned}$$

где c – произвольный постоянный множитель, который принимаем таким, чтобы формы Φ_j были безразмерными. Например, можно принять $c = C_1 C_2 C_3 C_4$. Здесь

$$C_1 = A/L_{O1}, \quad C_2 = A/L_{O2}, \quad C_3 = A/L_{C1}, \quad C_4 = A/L_{C2} \tag{9}$$

являются статическими жесткостями двух отвесов канатов длиной L_{O1}, L_{O2} и двух струн длиной L_{C1}, L_{C2} , A – агрегатная продольная жесткость канатов [3].

Используя определения (8), запишем характеристическое уравнение (7) в следующей форме:

$$-\Phi_{j3} C_3^2 - \Phi_{j4} C_4^2 + \Phi_{j5} (C_3^1 + C_4^1 - m_5 \omega_j^2) = 0. \tag{10}$$

Для вырожденных состояний формы $\Phi_{j1}, \Phi_{j2}, \Phi_{j3}, \Phi_{j4}$ находятся по (8) при $C_{кyl} \equiv 0$, а характеристическое уравнение получается приравниванием к нулю Φ_{j5} :

$$\left. \begin{aligned} (C_2^1 + C_4^1 - m_4 \omega_j^2)(C_2^1 - m_2 \omega_j^2) - C_2^2 C_2^2 &= 0, \\ (C_1^1 + C_3^1 - m_3 \omega_j^2)(C_1^1 - m_1 \omega_j^2) - C_1^2 C_1^2 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (11)$$

При помощи соотношений (8) определяются собственные формы для любых состояний, а уравнения (10) и (11) позволяют найти собственные частоты колебаний, если известен алгоритм вычисления динамических жесткостей канатов $C_k^{1,2}$ ($k = 1, 2, 3, 4$).

Для рассматриваемых на рисунке 1 состояний имеют место следующие обобщенные условия ортогональности собственных форм:

$$(\Phi_j^* M \Phi_k) = N_k^2 \delta_{jk}, \quad (12)$$

где *экстенсив* $(\Phi_j^* M \Phi_k)$ является символическим обозначением так называемой *эрмитовой* формы (Φ_k^* есть транспонированная матрица по отношению к Φ_k , то есть Φ_k^* является матрицей-строкой), δ_{jk} – символ Кронекера ($\delta_{jk} = 1$ при $j = k$, и $\delta_{jk} = 0$ при $j \neq k$); N_k^2 – квадраты нормировочных постоянных, определяемых из (12) при $j = k$ формулой

$$N_j^2 = \sum_{i=1}^n m_i \Phi_{ji}^2 + \rho \left(\int_{l_1}^{l_3} U_{j1}^2 ds + \int_{l_4}^{l_2} U_{j2}^2 ds + \int_{l_5}^{l_7} U_{j3}^2 ds + \int_{l_8}^{l_6} U_{j4}^2 ds \right), \quad (13)$$

где l_1 и l_2 – координаты присоединения головных канатов соответственно к первому и второму сосуду,

l_3 и l_4 – точка набегания головного каната на первый шкив и точка сбегания со второго шкива,

l_5 и l_6 – точка сбегания каната с первого шкива и точка набегания на второй шкив,

l_7 и l_8 – точка набегания каната на барабан машины и точка сбегания с барабана.

Функции U_{ji} ($i = 1, 2, 3, 4$) определены на соответствующих ин-

тервалах $[l_1, l_3]$, $[l_4, l_2]$, $[l_5, l_7]$, $[l_8, l_6]$. На границах этих интервалов функции принимают значения компонент соответствующих форм Φ_j .

Подстановка (5) в исходное матричное уравнение в результате ряда преобразований приводит к системе независимых неоднородных линейных дифференциальных уравнений относительно координатных функций:

$$\ddot{\psi}_j + \gamma \omega_j^2 \dot{\psi}_j + \omega_j^2 \psi_j = \frac{(\Phi_j^* P)}{N_j^2}, \quad (14)$$

где $(\Phi_j^* P)$, как и левая часть (12), является эрмитовой формой и представляет собой скаляр как матричный аналог скалярного произведения векторов:

$$\Phi_j^* P = \sum_{i=1}^n \Phi_{ji} P_i - \rho g \left(\int_{l_1}^{l_3} U_{j1} ds - \int_{l_4}^{l_2} U_{j2} ds - S_1 \int_{l_5}^{l_7} U_{j3} ds + S_2 \int_{l_8}^{l_6} U_{j4} ds \right), \quad (15)$$

причем $S_1 = \sin \alpha_1$, $S_2 = \sin \alpha_2$, при этом α_1, α_2 – углы наклона к горизонту соответственно первой и второй струн каната.

Вычисления интегралов (13) и (15) приводят к следующим результатам:

$$N_0^2 = \sum_{i=1}^5 m_i + \rho(L_{O1} + L_{O2} + L_{C1} + L_{C2}),$$

$$\Phi_0^* P = \sum_{i=1}^5 P_i - \rho g(L_{O1} - L_{O2} - S_1 L_{C1} + S_2 L_{C2}),$$

где $N_0^2 = m_\Sigma$ – суммарная масса установки, а скаляр $\Phi_0^* P = i_{ред} M_\Theta / R_\delta + \Delta S_{ст}$, где $\Delta S_{ст}$ – разность статических натяжений канатов у барабана машины.

В связи с этим одно из уравнений (14), соответствующее $j = 0$ сводится к форме

$$m_\Sigma \ddot{\psi}_0 = i_{ред} M_\Theta / R_\delta + \Delta S_{ст}. \quad (16)$$

Общее решение (4) для инфинитных состояний будет выглядеть так:

$$X(t) = \psi_0(t) + \sum_{j=1}^{\infty} \Phi_j \psi_j(t). \quad (17)$$

Финитное состояние в соответствии с разложением (5) также описывается выражением (17), если для этого случая принять $\psi_0(t) \equiv 0$.

Обобщением (17) является представление

$$X(t) = \sum_j \Phi_j \psi_j(t). \quad (18)$$

Полученное решение в форме (17) свидетельствует о том, что такое движение является формально неограниченным. При этом на монотонное перемещение $\psi_0(t)$ как бы накладываются динамические либрационные (колебательные) составляющие $\Phi_j \psi_j(t)$.

На основании (17), определений (3), перемещения дискретных тел будут выглядеть следующим образом:

$$x_i(t) = \psi_0(t) + \sum_{j=1}^{\infty} \Phi_{ji} \psi_j(t) \quad (i = 1, 2, 3, 4), \quad (19)$$

где индекс i в Φ_{ji} и в $x_i(t)$ соответствует нумерации дискретных масс. Для финитных состояний, в выражении (18) следует принять $\psi_0(t) \equiv 0$.

С математической точки зрения задача перехода инфинитного состояния к финитному, перехода основной системы в вырожденное состояние заключается в сопряжении решений, описывающих динамические состояния установки.

Пусть в некоторый момент времени t_0 произошло событие, состоящее в трансформации системы из одного состояния в другое. В [3] показано, что любое динамическое состояние описывается матричной функцией $X(t)$, представленной в форме (17). Следовательно, совокупность динамических переменных такой системы при $t = t_0$ есть

$$X(t_0) = \sum_j \Phi_j \psi_j(t_0), \quad \frac{dX(t_0)}{dt} = \sum_j \Phi_j \frac{d\psi_j(t_0)}{dt}, \quad (20)$$

где Φ_j – собственные формы, вычисляемые по формулам (8) для множества собственных чисел ω_j ;

$\psi_j(t)$ – скалярные функции от времени, определяемые дифференциальными уравнениями (14), и вычисленные в момент времени t_0 .

Для системы во втором состоянии динамические переменные при $t = t_0$ записываются по аналогии с (20) в форме

$$\tilde{X}(t_0) = \sum_j \tilde{\Phi}_j \tilde{\psi}_j(t_0), \quad \frac{d\tilde{X}(t_0)}{dt} = \sum_j \tilde{\Phi}_j \frac{d\tilde{\psi}_j(t_0)}{dt}, \quad (21)$$

где соответствующие параметры и функции отмечены знаком «~», указывающим на их принадлежность ко второму состоянию.

Воспользуемся свойством ортогональности собственных векторов в форме (12), записанной применительно к матрицам $\tilde{\Phi}_k$ второго динамического состояния как

$$(\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M} \tilde{\Phi}_k) = \delta_{jk} \tilde{N}_k^2, \quad (22)$$

где квадратная диагональная матрица \tilde{M}

Умножив оба уравнения системы (21) на матрицу-строку $\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M}$ и воспользовавшись соотношениями ортогональности (22) найдем

$$\tilde{\psi}_j(t_0) = \frac{1}{\tilde{N}_j^2} \sum_k (\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M} \Phi_k) \psi_k(t_0), \quad \frac{d\tilde{\psi}_j(t_0)}{dt} = \frac{1}{\tilde{N}_j^2} \sum_k (\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M} \Phi_k) \frac{d\psi_k(t_0)}{dt}, \quad (23)$$

что и представляют собой искомые решения.

При этом экстенсивы (эрмитовы формы) $(\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M} \Phi_k)$ в (23) записываются в виде

$$(\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M} \Phi_k) = \sum_{k=1}^n \tilde{\Phi}_{jk} \tilde{m}_k \Phi_{ik} + \rho \left(\int_{l_1}^{l_3} \tilde{U}_{j1} U_{k1} ds + \int_{l_4}^{l_2} \tilde{U}_{j2} U_{k2} ds + \int_{l_5}^{l_7} \tilde{U}_{j3} U_{k3} ds + \int_{l_8}^{l_6} \tilde{U}_{j4} U_{k4} ds \right), \quad (24)$$

где \tilde{m}_k символизирует принадлежность данной массы к системе, находящейся во втором динамическом состоянии.

В результате подстановки в интегралы (24) соответствующих функций найдем после ряда преобразований:

$$\left. \begin{aligned} \rho \int_{l_1}^{l_3} \tilde{U}_{j1} U_{k1} ds &= \frac{\tilde{\Phi}_{j1}}{\tilde{\omega}_j^2 - \omega_k^2} \left[\Phi_{k3} (\tilde{C}_1^2 - C_1^2) - \Phi_{k1} (\tilde{C}_1^1 - C_1^1) \right], \\ \rho \int_{l_4}^{l_2} \tilde{U}_{j2} U_{k2} ds &= \frac{\tilde{\Phi}_{j4}}{\tilde{\omega}_j^2 - \omega_k^2} \left[\Phi_{k2} (\tilde{C}_2^2 - C_2^2) - \Phi_{k4} (\tilde{C}_2^1 - C_2^1) \right], \\ \rho \int_{l_5}^{l_7} \tilde{U}_{j3} U_{k3} ds &= \frac{\tilde{\Phi}_{j3}}{\tilde{\omega}_j^2 - \omega_k^2} \left[\Phi_{k5} (\tilde{C}_3^2 - C_3^2) - \Phi_{k3} (\tilde{C}_3^1 - C_3^1) \right], \\ \rho \int_{l_8}^{l_6} \tilde{U}_{j4} U_{k4} ds &= \frac{\tilde{\Phi}_{j5}}{\tilde{\omega}_j^2 - \omega_k^2} \left[\Phi_{k4} (\tilde{C}_2^2 - C_2^2) - \Phi_{k5} (\tilde{C}_2^1 - C_2^1) \right], \end{aligned} \right\} \cdot \quad (25)$$

Подстановка выражений (25) в (24) позволит вычислить все эрмитовы формы $(\tilde{\Phi}_j^* \tilde{M} \Phi_k)$ в (23).

На основе математической модели произведено моделирование снятия клетки с кулаков. Моделирование выполнено при следующих исходных данных: высота подъема $H = 600$ м; максимальная скорость $V_{\max} = 10$ м/с; наименьшие длины отвесов головных канатов $h_1 = 20$ м, $h_2 = 23$ м; длины струн канатов $L_{C1} = 60$ м, $L_{C2} = 65$ м; углы наклона струн канатов $\alpha_1 = 45^\circ$, $\alpha_2 = 48^\circ$; агрегатная продольная жесткость головных канатов $A = 1,4 \cdot 10^8$ Н; линейные массы головных канатов $\rho = 12,05$ кг/м; масса клетки и полезного груза $m_c = m_{zp} = 4000$ кг; массы копровых шкивов $m_3 = m_4 = 3000$ кг; масса машины $m_5 = 60000$ кг.

На рисунке 2 показаны зависимости $\omega = \omega(\xi)$ финитных состояний: а – финитное состояние при $C_{кул} = 4 \cdot 10^6$ Н/м; б – финитное вырожденное состояние 1-го рода; с – финитное вырожденное состояние 2-го рода.

Установлено, что кривые на рисунке 2, а, взаимно не пересекаются, в то время как все кривые на рисунке 2, б, с, взаимно пересекаются.

На рисунке 3 изображены собственные формы инфинитного состояния 1-го рода для первых трех собственных частот колебаний. Здесь кривые 1 – это формы колебаний клетки, 2 – формы колебаний противовеса, 3,4 – копровых шкивов, 5 – машины с учетом массы редуктора и ротора электродвигателя.

Обращает на себя внимание та особенность, что все пять форм, соответствующих первому тону колебаний обращаются в ноль в *узловой* точке $\xi = 0,55$, то есть в точке экстремума нижней кривой на рисунке 3, а.

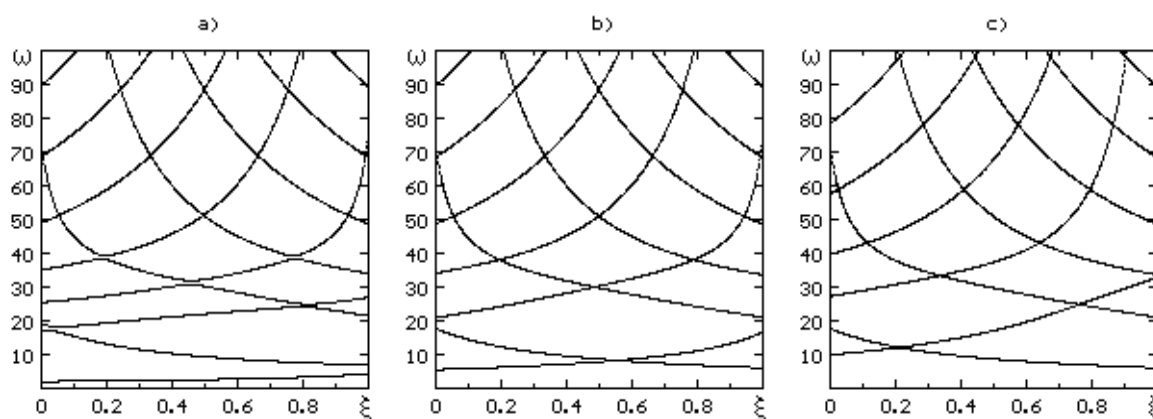


Рисунок 2 – Спектральные характеристики подъемной установки в финитных состояниях

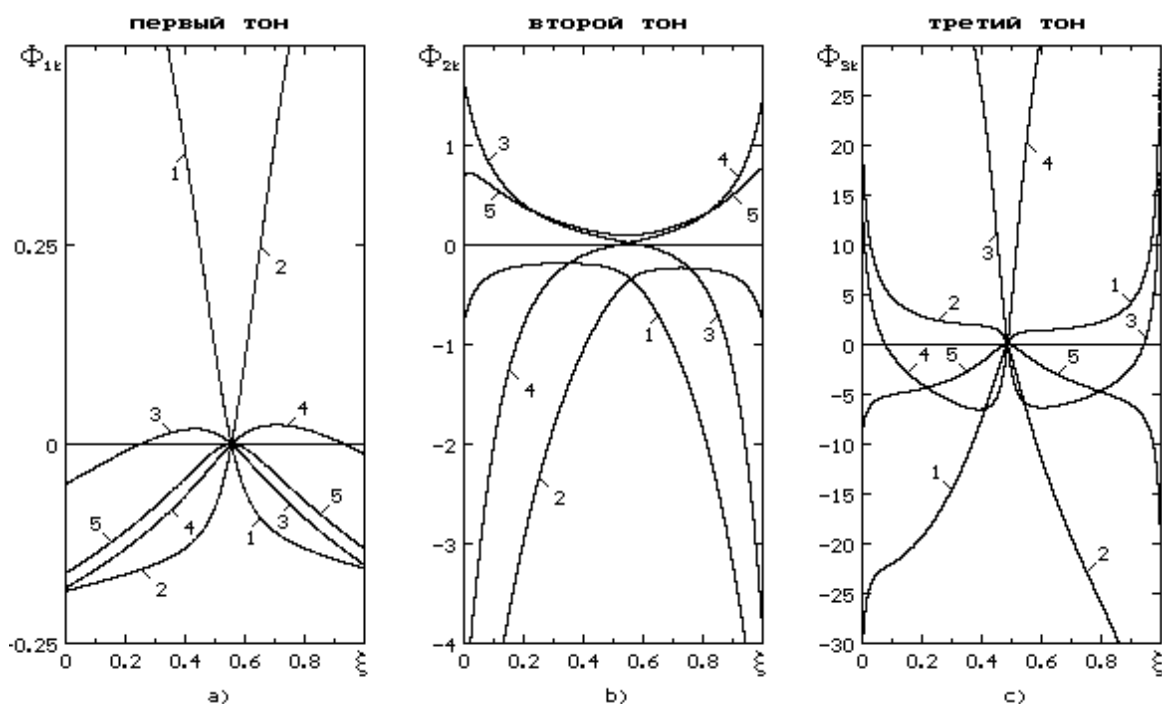


Рисунок 3 – Собственные формы инфинитного состояния 1-го рода

Для форм второго тона колебаний узловая точка та же самая, но в ней изменяют знак только третья и четвертая формы; остальные формы остаются знакопостоянными. Все формы третьего тона колебаний, как и первого, пересекают ось абсцисс в узловой точке, которая в данном случае имеет координату $\xi = 0,5$.

Для осуществления моделирования такого процесса предполагается:

1) в подъемной установке имеется противовес, масса которого (m_2) определяется по формуле $m_1 = m_k + m_{zp}$, $m_2 = m_k + m_{zp}(2 - n_k)/2$, где m_k – масса порожней клетки; m_{zp} – масса полезного груза (предполагается, что первая клеть – груженная); n_k – количество клеток в данной установке;

2) груженная клеть покоится на кулаках нижней приемной площадке, а порожняя – на кулаках верхней приемной площадке; коэффициент жесткости системы «клеть – кулаки» принята равной $C_{кул} = 4 \cdot 10^6 \text{ Н / м}$;

3) все элементы установки находятся в неподвижном состоянии;

4) головной канат имеет напуск на клеть на величину $h_{нап} = 0,5 \text{ м}$;

5) при растормаживании машины, когда клеть снимается с кулаков тормозной момент изменяется в соответствии с выражением:

$$M_T(t) = M_{T0} \left[1 - \left(\frac{t - t_{нр}}{\Delta t_{раст}} \right)^v \right] \quad (t_{нр} \leq t < t_{нр} + \Delta t_{раст}), \quad (26)$$

где v – показатель интенсивности растормаживания;

$t_{нр}$ – момент времени начала растормаживания;

$\Delta t_{раст}$ – продолжительность растормаживания;

M_{T0} – максимальный расчетный тормозной момент.

На рисунке 4 построен график зависимости коэффициента k_δ от \bar{h} , где $k_\delta = 1 + 2a_y/g$; a_y – текущая величина ускорения машины; $\bar{h} = h_{нап} / \Delta_{ст}$; $h_{нап}$ – величине напуска каната; $\Delta_{ст}$ – статического удлинения каната.

С помощью рисунка 4 при заданной величине напуска каната $h_{нап}$ и статического удлинения каната $\Delta_{ст}$ можно прогнозировать максимальную динамическую нагрузку.

Численными экспериментами установлено, что величина напуска каната $h_{нап}$ ограничена так называемым условием «не подпрыгивания» концевой массы, когда натяжение каната у прицепного устройства клетки становится равным нулю. В формальном виде обнаруженное условие выглядит как неравенство

$$h_{нап} < 10 \cdot \Delta_{ст}, \quad (27)$$

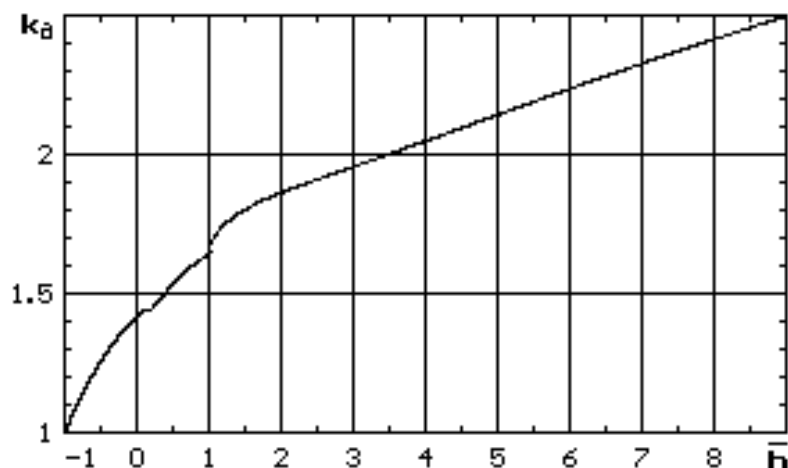


Рисунок 4 – Зависимость коэффициента динамичности от напуска каната при снятии клетки с нижних кулаков

На рисунке 5 изображен процесс снятия клетки с кулаков на верхней приемной площадке при напуске каната $h_{\text{нан}} = 0,033 \text{ м}$ и при высоте «превышения» днища клетки над кулаками $h_{\text{пр}} = 0,41 \text{ м}$.

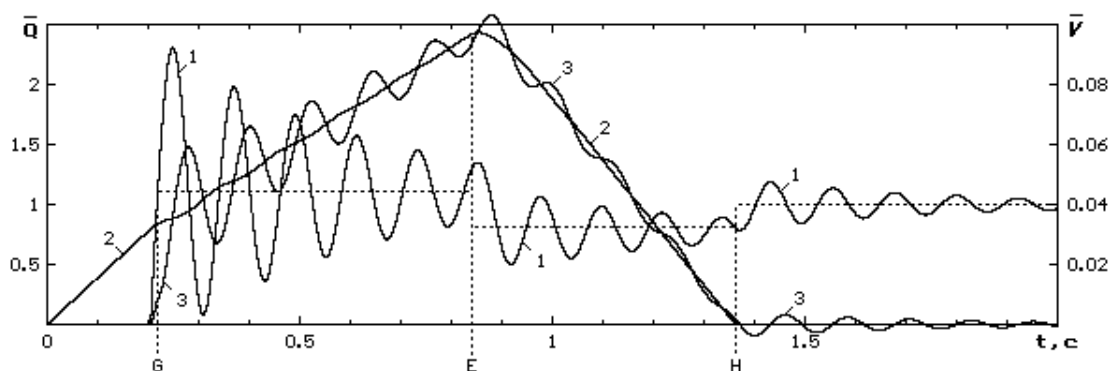


Рисунок 5 – Снятие порожней клетки с верхних кулаков при напуске каната 0,033 м

Здесь отметки времени G, E, H означают соответственно отрыв клетки от кулаков, начало торможения машины и ее стопорение. Кривая 1 (шкала слева) соответствует натяжению каната у прицепного устройства, отнесенной к весу порожней клетки. Кривые 2 и 3 – соответственно скорости машины и клетки, отнесенные к величине V_{max} (шкала справа).

Торможение машины (интервал E-H) подчинено зависимости:

$$M_T = M_{T0} \left[1 - \exp\left(-\frac{t - t_{\text{HT}}}{T_T}\right) \right] \quad (t \geq t_{\text{HT}}), \quad (28)$$

где $T_T = 0,04 \text{ с}$ и $M_{T0} = 1,5\Delta S_{cm} D_{бар}$;

S_{cm} – максимальная величина разность статических натяжений канатов;

T_T – постоянная времени тормоза;

$t_{нт}$ – момент времени начала торможения.

В момент остановки машины (отметка Н) происходит переход системы в вырожденное состояние и для моделирования дальнейшего процесса используются условия сопряжения (24). Как следует из рисунка 5, операция сопряжения не нарушает непрерывность и гладкость функций вычисляемых динамических переменных.

Для скорости клетки во всех моделируемых состояниях характерным является ее *либрация*. Либрационные свойства присущи также натяжению каната, но здесь либрация происходит относительно квазидинамических усилий $m_1 g(1 + a_y / g)$, где a_y – алгебраическая величина среднего ускорения машины в текущих динамических состояниях. Следует отметить, что в интервале Е-Н среднее квазидинамическое замедление является заметно переменной величиной, поэтому либрации усилий на этом участке происходят относительно некоторой кривой линии.

Максимальное динамическое усилие растяжения каната реализуется практически сразу же после отхода клетки от кулаков ($k_\partial \approx 2,3$), затем усилие резко уменьшается, и при $t \approx 0,3 \text{ с}$ становится почти неотличимым от нуля, но явление подпрыгивания клетки все же отсутствует, благодаря заранее предусмотренному выполнению условия (27).

На рисунке 6 изображен процесс снятия порожней клетки с верхних кулаков при отсутствии напуска каната ($h_{нан} = 0$).

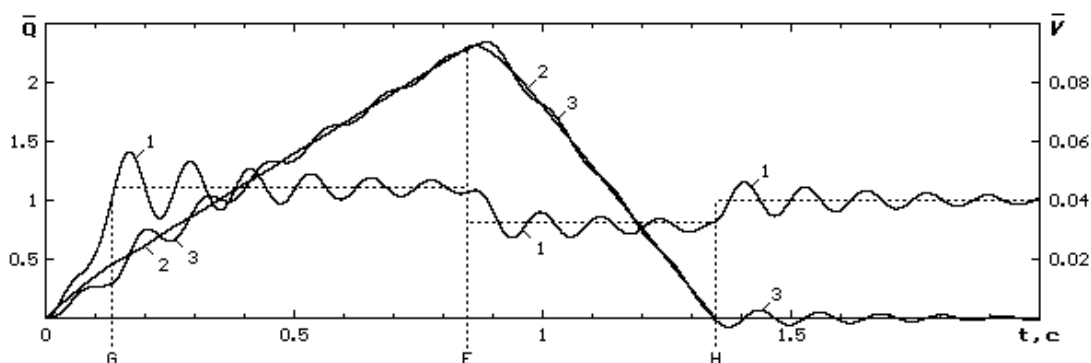


Рисунок 6 – Снятие порожней клетки с верхних кулаков при отсутствии напуска каната

При этом $k_\partial \approx 1,4$ (кривая 1 в окрестности $t = 0,135 \text{ с}$). Из представленных кривых видно, что система ведет себя более «спокойно» по сравнению с вариантом положительного напуска (рисунок 5). В этом

случае возможность «подпрыгивания» клетки исключается, но динамические усилия в канате все же оказываются довольно большими, и их многократное повторение в каждом цикле подъема отрицательно сказывается на долговечности каната.

Вариант динамических процессов при отрицательном напуске каната представлен на рисунке 7.

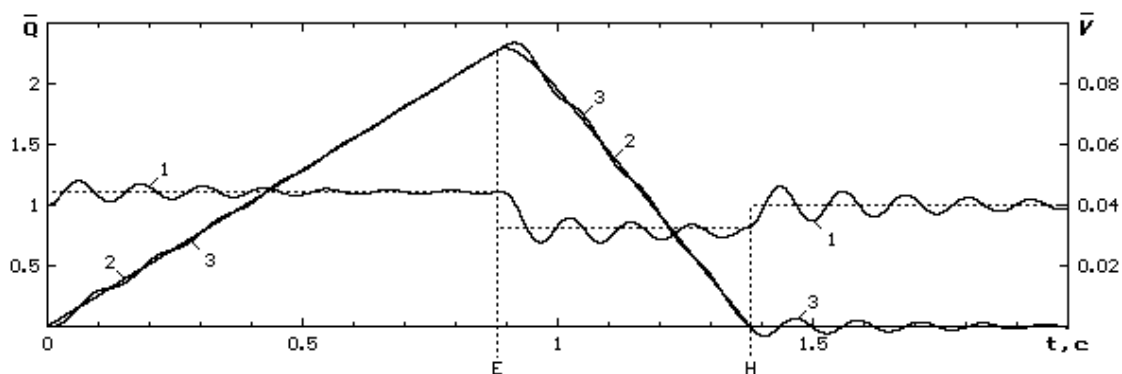


Рисунок 7 – Снятие порожней клетки с верхних кулаков при «отрицательном» напуске каната

Как видно из изложенного, управление посадкой и снятием подъемного сосуда с жесткого основания позволяет снизить динамическую нагрузку на канат и подвесные сосуды и тем самым увеличить их долговечность, что способствует повышению безопасности эксплуатации подъемной установки.

Выводы.

1. Процесс «посадки-снятия» клетки сопровождается многократными изменениями динамических состояний подъемной установки.

2. Динамические состояния образуют две группы: основные и вырожденные. При этом основные состояния подразделяются на инфинитные и финитные. Вырожденные состояния могут быть только финитными. В свою очередь инфинитные и финитные состояния имеют модификации 1-го и 2-го рода, различающиеся между собой по признаку: отсутствует или имеется напуск каната на клетку при ее посадке на кулаки.

3. Использование понятий динамических жесткостей канатов позволило свести сложную граничную задачу с уравнениями в частных производных гиперболического типа к решению системы уравнений в обыкновенных производных, получить компактные условия ортогональности собственных форм и функций.

4. Усилия в канатах в характерных точках их сопряжения с подвижными дискретными элементами подъемной установки определяются посредством собственных форм, динамических жесткостей и координат.

натных функций от времени, которые вычисляются интегрированием системы независимых дифференциальных уравнений с переменными коэффициентами.

Библиографический список

1. Дворников В.И., Соломенцев К.А. Математическая модель динамики подъемных машин с бегущими витками трения // Сб. научн. трудов НИИГМ имени М.М. Федорова «Проблеми експлуатації оладнання шахтних стаціонарних установок». – Вип. 96, – Донецк, НИИГМ имени М.М.Федорова, 2003. С.92-102.

2. Дворников В.И., Трибухин В.А. Математическая модель динамики подъемных установки в режимах предохранительного торможения// Сб. научн. трудов НИИГМ имени М.М. Федорова «Проблеми експлуатації оладнання шахтних стаціонарних установок». – Вип. 95, – Донецк, НИИГМ имени М.М.Федорова, 2002. С.96-138.

3. Дворников В.И., Чехлатый А.Н. Переходные состояния подъемной установки при посадке и снятии с оснований сосудов// Уголь Украины, 1982. – №4. С.24-26.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Алиевым Н.А.

*к.т.н. Карлова В.В.
(Горный факультет УИПА, г.Стаханов, Украина)*

СПОСОБ СЪЕМОК ПОДКРАНОВЫХ ПУТЕЙ В ЦЕХАХ С БОЛЬШОЙ ПРОТЯЖЕННОСТЬЮ ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ В АГРЕССИВНЫХ СРЕДАХ

Приведено спосіб інженерно-геодезичних зйомок в цехах заводів з великою довжиною та агресивними середовищами. Цей спосіб підвищує точність геодезичних робіт та техніку безпеки.

***Ключові слова:** руйнування, кранове обладнання, несучі конструкції, підкранові колії, деформації, нейтральна лінія.*

Приведен способ инженерно-геодезических съемок в цехах заводов с большой протяженностью, эксплуатируемых в агрессивных средах. Данный способ повысит точность геодезических работ и улучшит технику безопасности.

***Ключевые слова:** разрушение, крановое оборудование, несущие конструкции, подкрановые пути, деформации, нейтральная линия.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Безопасность работы и нормальные условия эксплуатации грузоподъемных кранов, долговечность и надежность подкрановых конструкций в значительной мере зависят от геометрии подкрановых путей. В результате воздействия на них кранов, осадок фундаментов, деформации подкрановых конструкций и влияния других факторов изменяются их геометрические параметры. При изменении параметров нарушаются условия работы кранов и подкрановых конструкций, что нередко вызывает крупные аварии.

В настоящее время на Украине разработаны и внедрены в производство ряд устройств, обеспечивающих оперативность геодезической съемки подкрановых путей. И тем не менее, проблема рационального проведения съемочных работ далека от своего окончательного решения. Можно привести много примеров по выполнению контрольных геодезических измерений подкрановых путей, и хотя они выполнены технически правильно, их результат не отражает в полной мере действительное состояние исследуемого объекта и не способствует улучшению этого состояния. Поэтому проблема совершенствования геодезических

съемок подкрановых путей, эксплуатируемых в агрессивных средах производства, является актуальной и имеет большое практическое значение.

Постановка задачи.

Разработан новый способ съемок подкрановых путей в цехах с большой протяженностью, эксплуатируемых в агрессивных средах.

Изложение материала и его задачи.

В условиях действующих предприятий время, отведенное на геодезический контроль подкрановых путей, весьма ограничено. Поэтому, чтобы быстро и качественно сделать съемки, необходимо повысить точность определения оси рельса за счет уменьшения влияния ошибок, обусловленных деформациями головки рельсов.

Способ съемок подкрановых путей в цехах с большой протяженностью, эксплуатируемых в агрессивных средах, начинается с определения планового и высотного положения точек.

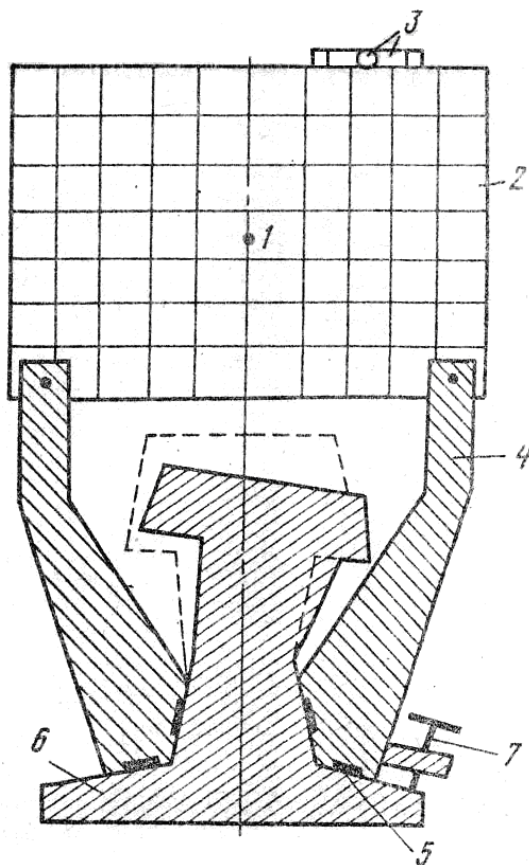


Рисунок 1 – Способ определения положения оси рельса

При осуществлении этого способа экран 2 устанавливают на рельсе 6, приводя его в контакт с шейкой и подошвой рельса 6 ниже его нейтральной линии (рисунок 1). Способ включает ориентирование лазерного излучения параллельно оси рельса, а экрана по горизонтальным и

вертикальным осям. При этом лазерный визир и экран закрепляют на огибающей шейке и подошве рельса ниже его нейтральной линии.

Любой рельс состоит из головки, шейки и подошвы. Суммарная высота всех трех элементов и является высотой рельса. Головка характеризуется шириной по верху и шириной по низу, а также высотой, причем ширина по низу всегда больше ширины по верху. Подошва характеризуется шириной, высотой и толщиной (под ней понимается минимальная высота подошвы в ее краевых частях). Шейка характеризуется ее минимальной толщиной и высотой. Причем уровень минимальной толщины находится несколько ниже нейтральной оси рельса, которая делит его высоту на две равные части. Пересечение вертикальной оси рельса с его нейтральной осью дает точку, через которую можем провести третью ось – главную горизонтальную ось рельса.

Отклонение этой оси от прямой в плане и по высоте объясняется деформацией путей за счет изменения положения несущих колонн при движении кранов, неравномерной осадки фундаментов несущих колонн сооружений, температурного влияния на конструкции и других факторов.

На рисунке показан тип деформации рельса, не связанный с перемещением его оси (исходное положение – пунктирный контур).

Шейка рельса имеет минимальную толщину чуть ниже нейтральной линии. Поэтому в цехах с агрессивной воздушной средой при больших и длительных динамических нагрузках на рельс может возникнуть небольшой изгиб верхней части шейки рельса (вместе с головкой).

Центр 1 светового пятна при этом смещается на некоторый угол, являющийся по сути углом между действительным и мнимым положением вертикальной оси рельса. В данном случае никакого перемещения оси рельса не произошло, а перемещение точки 1 свидетельствует лишь об изгибающей пластической деформации рельса.

Экран 2, снабженный уровнем 3 и шарнирно закрепленными стойками 4 с постоянными магнитами 5, установлен на нижней части шейки и подошвы рельса 6. Одна из точек 4 снабжена микровинтом 7.

Из рисунка видно, что, несмотря на износ головки рельса и деформацию шейки, центр 1 светового пятна не смещается и отражает истинное положение оси рельса в данный момент.

При использовании способа на расстояниях до 250-300м средняя квадратическая ошибка определения отклонений не превышает 1,0мм.

При отсутствии лазерного визира используют для съемки теодолит и экран. Теодолит устанавливают на солнечной стороне оси рельса «В» у начальной колонны и с одной установки инструмента по экрану определяют отклонение оси от прямолинейности до последней колонны. Затем откладывают проектную ширину колонн от начальной колон-

ны рельсовой оси «В» на вторую, теневую, ось рельса «И» через каждые 54-60м (в зависимости от видимости и шага колонн) до последней колонны по этой оси. Теперь уже с двух или нескольких установок теодолита определяют отклонение фактической оси рельса от проектной с точностью до 2мм.

В цехах с большой протяженностью, агрессивной средой и недостаточной видимостью следует проводить съемку в солнечную (в часы максимального естественного освещения), безветренную погоду.

При подготовке к съемкам нужно учитывать направление розы ветров и координаты цехов, в которых нужно произвести съемки и в которых печи выбрасывают в атмосферу дым, пыль и газы. Эти факторы негативно сказываются на состоянии людей, работающих в цехах и на производстве геодезических съемок.

Выводы и направления дальнейших исследований.

1. Необходимо провести дальнейшие исследования по усовершенствованию методики по оценке надежности подкрановых конструкций и кранового оборудования, эксплуатируемых в агрессивных средах с учетом всех эксплуатационных и коррозионных факторов, оказывающих отрицательное влияние на траекторию движения кранов.

2. Необходимо ввести паспортизацию существующих зданий и сооружений с целью прогнозирования их состояния, проведения планово-предупредительных работ, обеспечения бесперебойной работы подкрановых конструкций и оборудования, повышения точности геодезических работ и улучшения техники безопасности.

Библиографический список

1. *Отчет Условия эксплуатации и исследования состояния металлических конструкций СЗФ. Госстрой СССР, ЦНИИ промзданий. Москва, 1970г., 160с.*

2. *Бондарев Л.Д. Деформация зданий, их причины и методы предотвращения. Изд. Академии наук СССР, Москва, 1987г., 115с.*

3. *Заключительный отчет о научно-исследовательской работе «Изучение причин, вызывающих разрушения несущих конструкций, подкрановых путей и кранового оборудования» Министерство образования и науки Украины, горный факультет Украинской инженерно-педагогической академии. 2002г., 87с.*

4. *Карлова В.В. Разработка и исследование методики контроля подкрановых путей, эксплуатируемых в условиях агрессивных сред. Диссертация на соискание ученой степени к.т.н. 1992г.*

Рекомендовано к печати проф. С.Ф. Алексеенко

*к.геол.-мин.н. Шкурский Е.Ф.,
к.геол.н. Лисица В.Е.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ МАЛОАМПЛИТУДНЫХ СБРОСОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПО РАЗМЕРУ СМЕСТИТЕЛЕЙ

У статті обґрунтована можливість прогнозування просторової позиції і амплітуд малоамплітудних скидів для перспективного планування очисних гірничих робіт.

***Ключові слова:** скидові деформації, їх амплітуда, протяжність, прогнозування, планування очисних гірничих робіт.*

В статье обоснована возможность прогнозирования пространственной позиции и амплитуд малоамплитудных сбросов для перспективного планирования очистных горных работ.

***Ключевые слова:** сбросовые деформации, их амплитуда, протяженность, прогнозирование, планирования очистных горных работ.*

Встреча очистными горными выработками малоамплитудных тектонических разрывов (стратиграфическая амплитуда $H = 0 - 10$ м) существенно осложняет плановость ведения очистных работ, а в отдельных случаях приводит к перенарезке лав. В литературе освещались типы этих разрывов [1], обзор исследований [2], делались попытки количественной оценки степени нарушенности шахтных полей, прогноза малоамплитудной нарушенности шахтных полей отдельных районов Донбасса [4], оценка разрешающей способности буровых работ в отношении деталей тектоники шахтных полей [5].

Нами поставлена задача прогнозирования элементов малоамплитудных сбросов в любой точке их встречи, а отсюда и возможность перехода их очистной горной выработкой (переход, частичный переход, непереходимость – перенарезка). Такая задача решалась в Алмазно-Марьевском геолого-промышленном районе Донбасса для надвиговых и взбросовых дислокаций малоамплитудного характера. Исследования проводились в Должанско-Ровенецком геолого-промышленном районе Донбасса, характеризующемся преимущественно развитием мало- и среднеамплитудных сбросов.

Малоамплитудные сбросовые разрывы угольных пластов образуются обычно в результате растягивающих усилий при неравномерном

распределении напряжений фронта силового потока. При этом «соскальзывание» висячего (опущенного) крыла влечет за собой образование тектонически нарушенной зоны, в которой основная поверхность сместителя располагается в ее нижней части.

При построении эпюр малоамплитудных сбросовых разрывов необходимо очень точно фиксировать координаты встречи разрыва пластовой горной выработкой, иначе общая картина может оказаться весьма сомнительного качества в связи с тем, что сместители сбросов обычно характеризуются крутыми падениями. Любая неточность может резко исказить гипсометрическую характеристику разрыва.

Это замечание справедливо для горизонтальных проекций крутопадающих или даже субвертикальных сбросовых разрывов.

Построение эпюр малоамплитудных разрывов путем вертикального проектирования не является общепринятым в Донбассе и обычно не производится в практике решения задач прогнозной встречи сбросов на ближайших (стратиграфически) угольных пластах.

Общеизвестно, что наиболее протяженные разрывы характерны и большими стратиграфическими амплитудами – чем протяженней разрыв, тем больше его амплитуда [3,5].

Форма сместителей сбросов приближена к эллипсу (рисунок 1) с полуосями короткой L_1 и длинной L_2 .

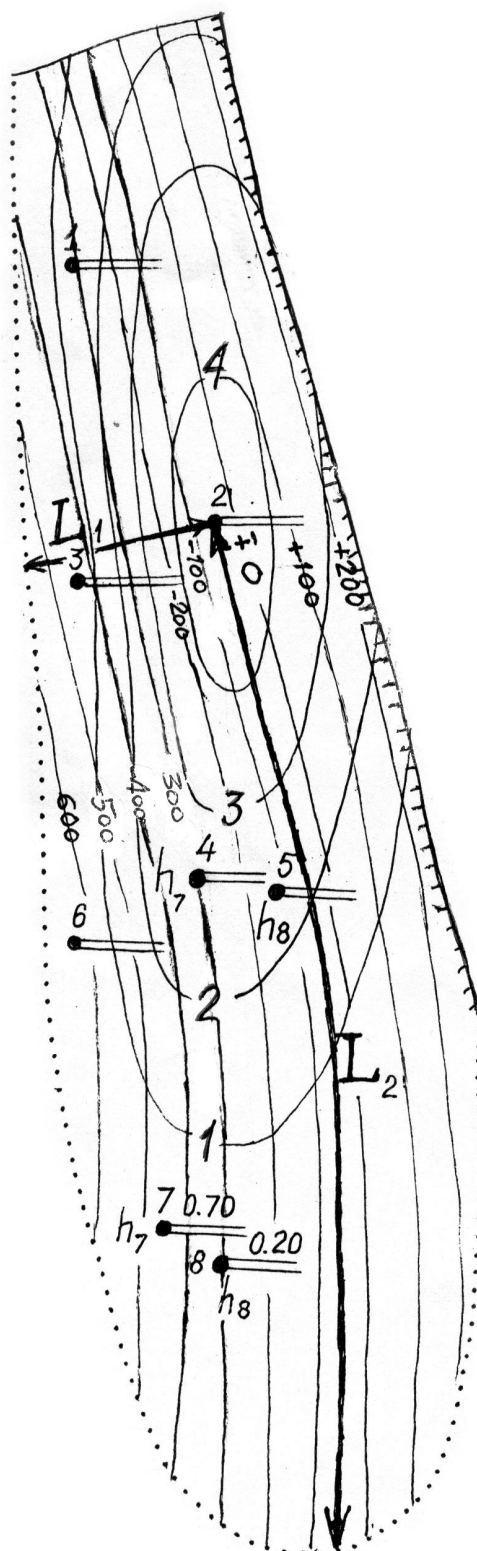
В Должанско-Ровенецком геологопромышленном районе Донбасса нами построены 22 эпюры малоамплитудных сбросов с тем, чтобы определить зависимость между максимальной стратиграфической амплитудой (H_{max}) и протяженностью L_1 и L_2 короткой и длинной полуосей эллипса. Получены эмпирические зависимости (1,2) между длиной осей эллипса и максимальной стратиграфической амплитудой сбросовых дислокаций:

$$L_1 = 54 H_{max} \quad (1)$$

$$L_2 = 238 H_{max} \quad (2)$$

откуда следует, что отношение между протяженностью длинной и короткой полуосей эллипса составляет

$$238:54 = 4,41$$



№№	абсолютная отметка, м	стратигра- фическая амплитуда, м
1	- 306,4	1,30
2	- 48,2	4,20
3	- 423,6	0,80
4	- 299,2	2,65
5	- 121,3	2,30
6	- 614,7	0,45
7	- 462,4	0,70
8	- 302,6	0,20
9	- 26,2	0,20



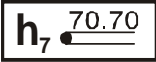




-  длинная полуось эллипса
-  короткая полуось эллипса
-  точка встречи разрыва и ее номер, стратиграфическая амплитуда разрыва и индекс угольного пласта
-  выход разрыва на земную поверхность
-  линия затухания разрыва
-  изолиния амплитуды разрыва и ее значение, м
-  изогипса сместителя разрыва и ее абсолютная отметка

Рисунок 1 – Прогнозирование малоамплитудных сбросов по размеру сместителей

Для сравнения, в Алмазно-Марьевском геологопромышленном районе Донбасса это соотношение составляет $202 : 43 = 4,7$.

Эти зависимости можно использовать для прогнозирования пространственной позиции малоамплитудных сбросовых дислокаций. Прогнозирование производится поэтапно. При встрече малоамплитудного сброса пластовой подготовительной выработкой делается предположение, что сброс встречен с максимальной стратиграфической амплитудой и на этой основе отстраиваются в абсолютных отметках изогипсы поверхности его сместителя и контуры изоамплитуд (обычно с сечением 1 м).

Далее находятся линии встречи поверхности сместителя сброса с выше- и нижележащими угольными пластами. В дальнейшем при получении новых данных (встреча сброса другими пластовыми горными выработками) положение сместителя сброса в изогипсах и его изоамплитуды корректируются. Обычно 3-4 точек подсечения сброса вполне достаточно, чтобы зафиксировать пространственную позицию сброса и получить достаточно обоснованную картину распределения его стратиграфических амплитуд в любой точке сместителя с использованием зависимостей (1, 2).

Прогнозирование пространственной позиции и амплитуд малоамплитудных сбросов позволяет более обоснованно подходить к перспективному планированию очистных горных работ.

Библиографический список

1. Ващенко В.И. Типы малоамплитудной тектонической нарушенности пластов и выбор способов ее прогнозирования / В.И. Ващенко, В.Ф. Приходченко // *Геологія і хімія горючих копалин.* – 1992. – №2. – С. 31-34

2. Забигаило В.Е. К развитию исследований по прогнозу малоамплитудной тектоники / В.Е. Забигаило // *Всес. научн. конф. «Малоамплитудная тектоника. Методы и результаты прогнозирования».* Тез. докл. – К.: Наукова думка, 1991. – С. 3-7.

3. Нагорный Ю.Н. К вопросу о количественной оценке степени нарушенности шахтных полей Донбасса / Ю.Н. Нагорный, В.Н. Нагорный // *Геологический журнал.* – 1972. – №5. – С. 38-46.

4. Приходченко В.Ф. Прогноз малоамплитудной разрывной нарушенности угольных пластов в Алмазном районе Донбасса / В.Ф. Приходченко // *Всес. научн. конф. «Малоамплитудная тектоника. Методы и результаты прогнозирования».* Тез. докл. – К.: Наукова думка, 1991. – С. 129-131.

5. Шкурский Е.Ф. Оценка разрешающей способности буровых работ в отношении деталей тектоники шахтных полей в Донбассе. –

Методы изучения тектоники угольных месторождений в процессе разведки и эксплуатации / Е.Ф. Шкурский. – М.: Недра. – 1981. – С. 53-54.

б. Лисица В.Е. Методика консеквентных приближений при прогнозировании пространственной позиции малоамплитудных разрывных тектонических нарушений угольных пластов по размеру их сместителей / В.Е. Лисица, Е.Ф. Шкурский // Сб. научн. тр. НГАУ. Днепропетровск, 2000. – №9. – Т.2. – С. 67-71.

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

*к.т.н. Козаков В.И.,
Базарова Е.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РЕШЕНИЕ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЗАДАЧ НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Наведені результати способів побудови зображень просторових форм на площині та способів розв'язання задач геометричного характеру за заданими зображеннями цих форм у системі площин проекцій Монжа, а також спосіб зображення предметів на плані та розв'язання задач гірничо-геометричного характеру в проекціях з числовими позначками.

Ключові слова: *гірничо-геометрична задача, площина проекції, проекції з числовими позначками.*

Приведены результаты способов построения изображений пространственных форм на плоскости и способов решения задач геометрического характера по заданным изображениям этих форм в системе плоскостей проекций Монжа, а также способ изображения предметов на плане и решение задач горно-геометрического характера в проекциях с числовыми отметками.

Ключевые слова: *горно-геометрическая задача, плоскость проекции, проекции с числовыми отметками.*

В дисциплине «Начертательная геометрия. Инженерная графика» изучаются методы начертательной геометрии, которые выражаются в графическом построении элементов пространства на плоскости при помощи операции проецирования. В ходе изучения этой дисциплины у студентов развивается пространственное представление и воображение, вырабатывается конструктивно-геометрическое мышление, а также способности к анализу и синтезу пространственных форм и отношений на основе графических моделей пространства при решении горно-геометрических задач. Таким образом, вопрос обучения студентов использованию начертательной геометрии при решении горно-геометрических задач является актуальным.

Общие типовые задачи по начертательной геометрии ранее рассматривались в работах [1, 2]. Однако, в упомянутых работах использо-

вался дифференцированный подход к решению задач, в основе которого лежало применение одной системы проекций.

Цель работы – комплексный метод решения горно-геометрических задач с использованием способа преобразования ортогональной системы Монжа в систему проекций с числовыми отметками.

Объект исследования – горно-технические чертежи.

Предмет исследования – пространственные формы и отношения.

В работе использован ортогональный метод проецирования на плоскость чертежа (эпюра).

Задачи:

- разработать метод решения горно-геометрических задач;
- сформулировать основные положения комплексного метода решения горных задач на чертежах.

Рассмотрим примеры горно-геометрических задач, которые изучаются студентами горных специальностей в курсе начертательной геометрии.

Выполнить построение фрагмента плана угольного пласта и определить углы падения δ и азимута простирания α пласта, а также вычертить наглядное изображение плана горных выработок в прямоугольной изометрической проекции.

В ходе решения данной задачи студенты знакомятся с требованиями ГОСТов горно-графической документации и приобретают навыки решения задач в проекциях с числовыми отметками.

Положение пласта в пространстве и его изображение на плане устанавливается с помощью углов падения δ и азимута простирания α пласта. Эти параметры определяются косвенным методом [3], сущность которого заключается в следующем. Исходное положение угольного пласта, заданное тремя скважинами, перезадается параллельными прямыми, которые в данной задаче являются изогипсами. Для этого из заданных скважин выбираются наибольшая и наименьшая высотные отметки и соединяются между собой (в примере $B_{20}C_{120}$). Полученный отрезок разбивается на равные пропорциональные отрезки с помощью теоремы Фалеса. На отрезке $B_{20}C_{120}$ выбирается точка (в примере N_{60}) с высотной отметкой, равной высотной отметке третьей скважины A_{60} . Через точки A_{60} и N_{60} проводится изогипса (линия простирания), параллельно которой через точки единичных интервалов строятся линии изогипс. Измерение угла азимута простирания α осуществляется по часовой стрелке от северного меридиана до положительного направления простирания. Угол падения пласта определяется с помощью метода прямоугольного треугольника. Построение наглядного изображения осуществляется при помощи стандартной прямоугольной изометрии.

Для придания большей наглядности выполняют разрез. Горным выработкам придают форму прямоугольника (трапеции). Угольный пласт проводят толщиной 3-4 мм, а дневную поверхность оттеняют зеленым цветом.

После приобретения навыков в результате решения рассмотренной горно-геометрической задачи студентам предлагается множество задач, связанных с горной промышленностью, некоторые из которых приведены ниже.

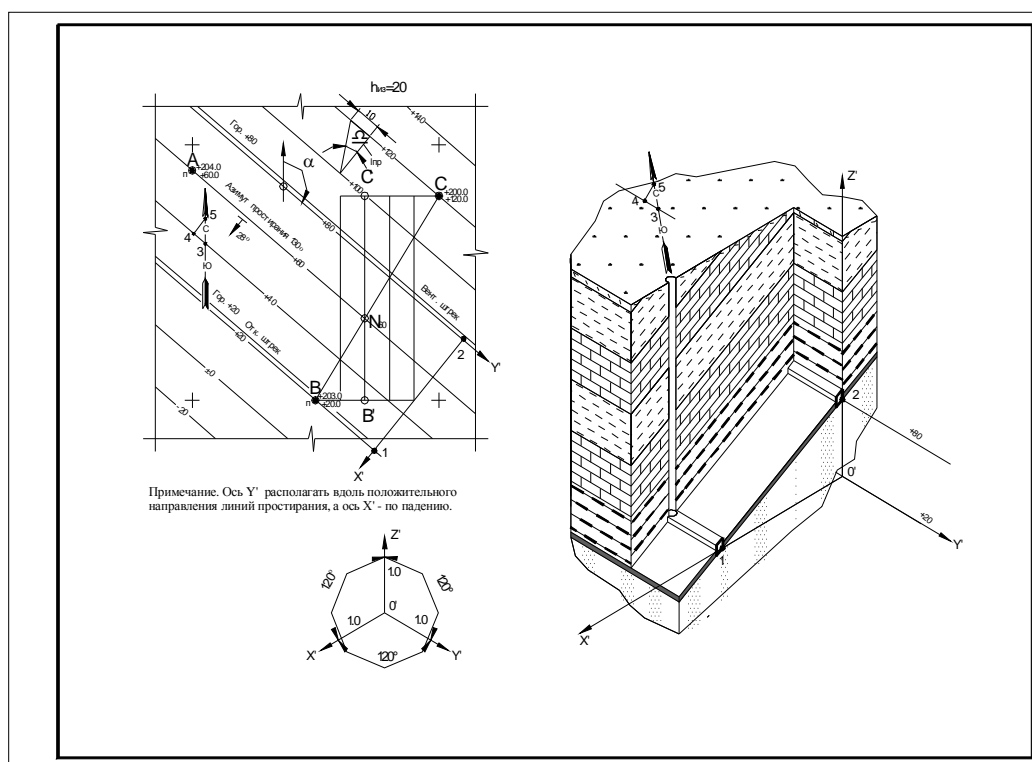


Рисунок 1 – Фрагмент плана горных выработок угольного пласта

Найти точку K встречи двух забоев, исходя из условия, что они начали движение одновременно с равными скоростями, зная при этом, что один забой имеет начало в точке B с высотной отметкой +60, углом падения (восстания) $\delta_0=45^\circ$, а другой забой будет проходить из устья точки A, угол азимута простирания выработки $\alpha=70^\circ$.

Для решения этой задачи студент должен знать следующие темы: 1) задание плоскостей на чертеже, 2) взаимное положение элементов пространства (пересечение прямой с плоскостью, перпендикулярность прямой и плоскости), 3) проецирование поверхностей (чертеж конуса, пересечение прямой с конусом, сечение конуса проецирующими плоскостями), которые излагаются в темах начертательной геометрии в

системе Монжа и изучаются углубленно в проекциях с числовыми отметками.

Решение данной задачи сводится к следующему. Так как длины горных выработок $A_{+20}K_i$, $B_{+60}K_i$ (i – искомая высотная отметка точки) равны, то направление движения забоев A_{+20} и B_{+60} можно представить в виде боковых сторон равнобедренного треугольника $A_{+20}B_{+60}K_i$ с основанием $A_{+20}B_{+60}$. Следовательно, точка встречи K_i как вершина равнобедренного треугольника находится в плоскости, заданной горизонталями +20 и +40, перпендикулярной основанию $A_{+20}B_{+60}$ и проходящей через его середину.

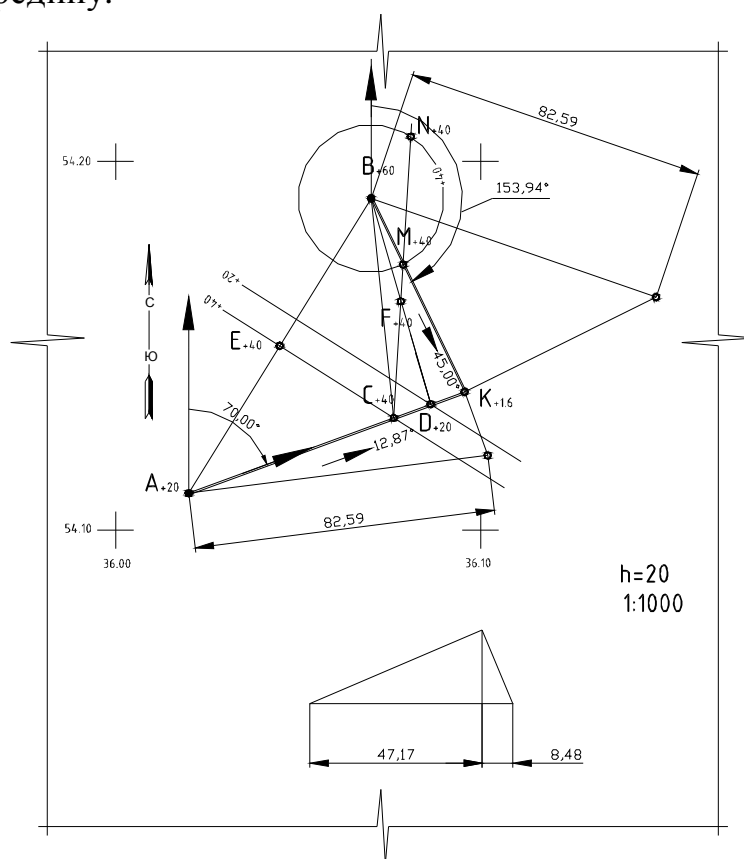


Рисунок 2 – Пример определения точки встречи двух забоев

Заключаем проекцию направления движения забоя выработки A_{+20} в горизонтально-проецирующую плоскость и находим линию пересечения $C_{+40}D_{+20}$, которую соединяем с вершиной конуса B_{+60} , образованной образующей под углом к горизонтальной плоскости проекций 45° . В треугольнике $B_{+60}C_{+40}D_{+20}$ проводим горизонталь через точку C_{+40} . Прямую $C_{+40}F_{+40}$ заключаем в горизонтальную плоскость уровня. Определяем линию пересечения последней с конусом (окружность +40). Полученная окружность в пересечении с горизонталью $C_{+40}F_{+40}$ определяет точки M_{+40} и N_{+40} . Из двух точек принимается M_{+40} и через $B_{+60}M_{+40}$ про-

водится линия до пересечения с вектором A_{+20} . Точка $K_{+1.6}$ является искомой точкой встречи двух забоев.

При проведении исследований горного давления в массиве были определены максимальное значение в точках A_{+40} , B_{+60} , C_{+0} и D_{+30} . Найти точку, равноудаленную от заданных, в которой будет суммарная повышенная зона горного давления на боковые поверхности горной выработки (например, лава).

Решение данной задачи сводится к следующему. Искомой точкой является центр сферы. Для решения задачи применяется способ замены плоскостей проекций.

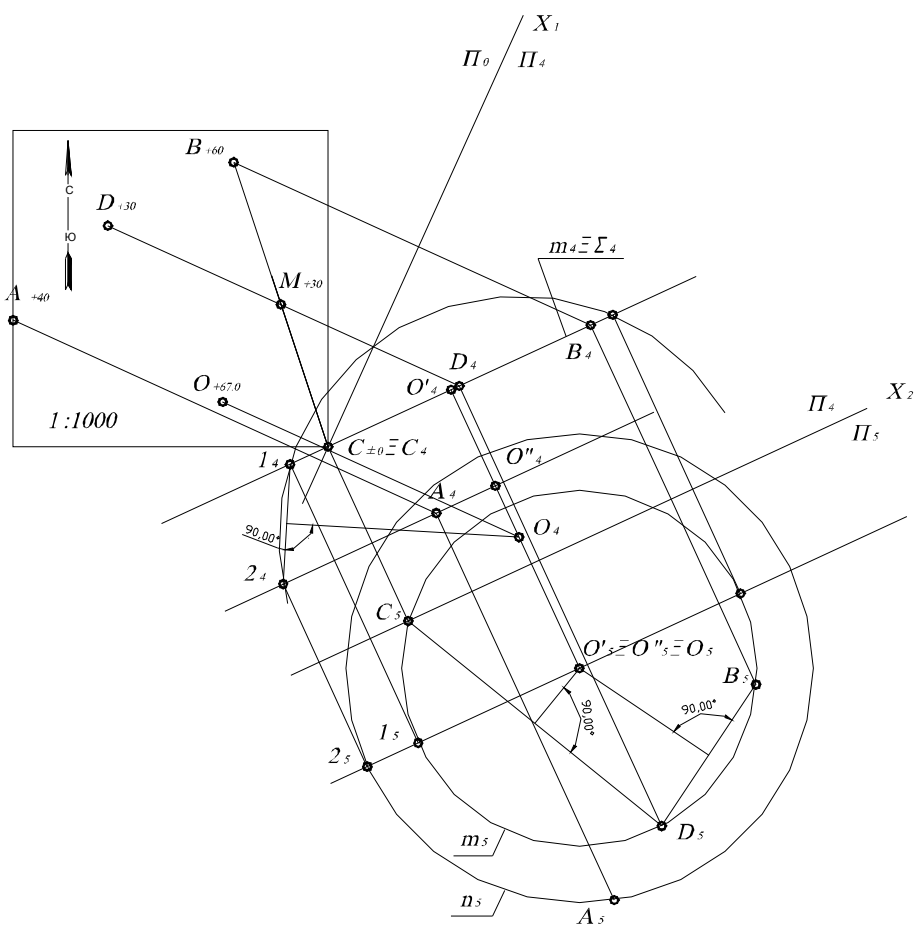


Рисунок 3 – Определение точки, равноудаленной от нескольких объектов

Заключаем любые три точки, например, B_{+60} , C_{+0} и D_{+30} , в плоскость Σ общего положения, в которой строится горизонталь $D_{+30}M_{+30}$. С помощью способа замены плоскостей проекций выполняется переход от системы проекций с числовыми отметками к системе плоскостей проекций Монжа ($B_{+30}M_{+30} \perp \Pi_4$). На чертеже $X_1 \perp B_{+30}M_{+30}$. На плоскости Π_4 в масштабе чертежа строятся проекции точек A_4 , B_4 , C_4 и D_4 . Плоскость Σ

в данной системе плоскостей проекций является проецирующей ($\Sigma \perp \Pi_4$). После первого преобразования чертежа выполняем вторую замену плоскостей проекций. Вводим плоскость $\Pi_5 \parallel \Sigma$. На чертеже проводим новую ось $X_2 \parallel V_4C_4D_4$. Строим проекцию параллели m (m_5), проходящую через проекцию $V_5C_5D_5$ и определяем границы проекции параллели на плоскости Π_4 (m_4). Строим проекции параллели, проходящей через точку A (n_5, n_4). Проекцией сферы на плоскости Π_4 является окружность, проходящая через крайние точки проекций параллелей m_4 и n_4 . Центр O_4 этой окружности является проекцией центра сферы. На плоскости Π_5 проекция центра сферы совпадает с проекциями центров параллелей.

Используя законы проецирования на чертеже, находим центр сферы на плане. Высотная отметка определяется на Π_4 расстоянием от центра сферы O_4 до оси X_1 . Найденная точка O_{+67} является искомой. Получив данные о координатах на плане и высотной отметке O_{+67} , становится возможным проведение соответствующих мероприятий.

Приведенные выше постановка и методы решения горно-геометрических задач на наш взгляд помогут повысить эффективность в учебном процессе. Кроме того, данный материал может быть применен не только в горном деле, но и в других отраслях промышленности.

Библиографический список

1. Ломоносов Г.Г., Арсентьев А.И., Гудкова И.А. и др. Горно-инженерная графика. – М.: Недра, 1976. - 263с.
2. Ломоносов Г.Г. Инженерная графика. – М.: Недра, 1984. - 287с.
3. Козаков В.И., Кубышкина И.А. Курс лекций по начертательной геометрии. – Алчевск: ДонГТУ, 2005. – 184с.

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

*к.т.н. Ларченко В.Г.,
Хоружая Н.В.
(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина)*

СПОСОБЫ ИЗМЕРЕНИЯ ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ И ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ ОБЪЕКТОВ

Запропоновані способи і пристрої визначення деформацій земної поверхні і об'єктів, які підробляються, засновані на одночасному, незалежному визначенню горизонтальних і вертикальних деформацій земної поверхні чи споруджень, значно зменшують трудомісткість спостережень, підвищують їхню точність і комфортабельність.

Ключові слова: *горизонтальні, вертикальні деформації споруджень, які підробляються, способи натурних спостережень.*

Предложены способы и устройства определения деформаций земной поверхности и обрабатываемых объектов, основанные на одновременном, независимом определении горизонтальных и вертикальных деформаций земной поверхности или обрабатываемый объектов, значительно снижающие трудоемкость наблюдений, повышающие их точность и комфортабельность.

Ключевые слова: *горизонтальные, вертикальные деформации сооружений, способы натурных наблюдений.*

Увеличение глубины разработки полезных ископаемых приводит к расширению зон вредного влияния земной поверхности, а следовательно, и к увеличению количества объектов, подверженных вредному влиянию и требующих мер охраны. Одновременно с увеличением глубины уменьшаются деформации земной поверхности, увеличивается дискретность, возникает возможность подрабатывать ответственные сооружения, которые на вышележащих горизонтах не подрабатывались. Подработка густонаселенного, застроенного многоэтажными жилыми и общественными зданиями с разветвленной сетью газопроводов, водопроводов и канализаций района, требует заложения наблюдательной станции больших размеров и трудоемких инструментальных наблюдений для определения сдвижений и деформаций подрабатываемых объектов, степени их повреждения, выбора мер охраны подрабатываемых сооружений.

Анализ публикаций, обзор патентов свидетельствуют об актуальности решения конкретной практической задачи, так как предлагаемые способы и полученные авторами патенты Украины являются новыми, позволяют повысить точность наблюдений и их комфортабельность, многократно снижают их трудоемкость.

Разработать новые способы определения деформаций земной поверхности и обрабатываемых объектов с целью снижения трудоемкости работ, повышения точности и комфортабельности наблюдений, расширения условий их применения.

Для совершенствования наблюдений, снижения их трудоемкости, повышения комфортабельности и точности определения деформаций земной поверхности и обрабатываемых объектов [1] необходимо установить два стенных (или грунтовых) репера 1 на концах исследуемого интервала. Через блок 3, от одного из стенных (или грунтовых) реперов 1 протянуть инварную проволоку 2 на роликах 5 с постоянным подвешенным натяжным грузом 4 для создания горизонтального участка и отсутствия прогиба проволоки 2 (рис.1). На проволоке 2 напротив второго стенного репера 1 установлена неподвижная шкала с делениями 6 и увеличительной лупой 7 для точности взятия отсчетов. Ко второму стенному (или грунтовому) реперу 1 прикреплена игла 8 в качестве отсчетного индекса, с помощью которой производят определение деформаций исследуемого участка. От влияния внешнего воздействия на все устройство устанавливают и закрепляют защитную металлическую или пластиковую трубу 9 со смотровым окном 10 на стене обрабатываемого здания (или в земной поверхности 11) (рис.1) в горизонтальном положении. Во время оседания и деформаций здания (или земной поверхности 11), проволока 2 будет двигаться и на шкале 6 с помощью увеличительной лупы 7 будет видна величина смещения проволоки 2 по изменению положения иглы 8 (см. рис. 2, а, б). Величину смещения проволоки можно так же фиксировать цифровым фотоаппаратом или фотокамерой.

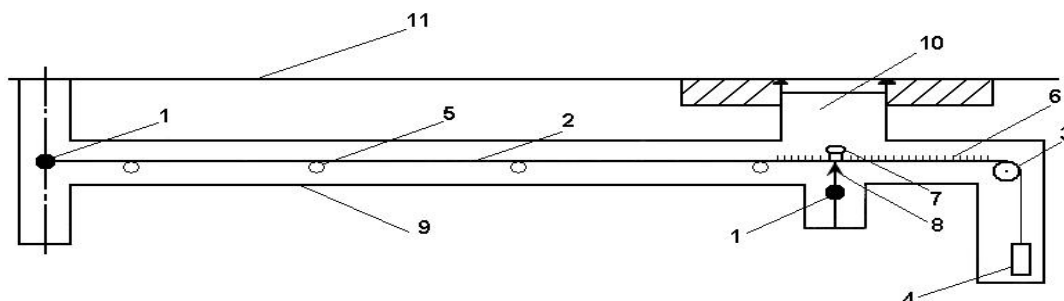


Рисунок 1 – Устройство для измерения горизонтальных деформаций земной поверхности

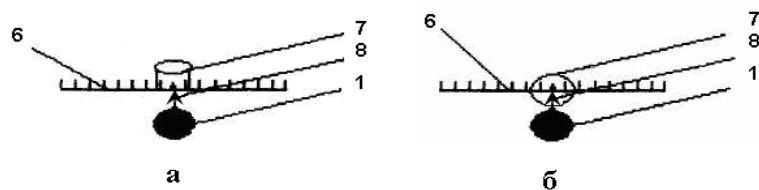


Рисунок 2 – Схематическое изображение наблюдательной части устройства земной поверхности (а) и обрабатываемого здания (б)

Для одновременного определения горизонтальных и вертикальных деформаций необходимо установить в защитной пластиковой или металлической трубе 1 u-образный гибкий шланг 2 (рис.3), в который заливают незамерзающую жидкость 3 (технический спирт с добавлением масла для уменьшения испарения спирта) [2]. На прозрачные трубки 4 одевают шланг 2, а сверху на трубки крышки 5 с отверстиями для воздуха. Концы прозрачных трубок 4 прикреплены к концам защитной металлической или пластиковой трубы 1 (или к реперу 6) резиновыми или металлическими хомутами 7 во избежания вибраций и отклонений прозрачных трубок 4 от вертикали, а u-образный гибкий шланг 2 пропущен по низу защитной трубы 1. При оседании пород или сооружений один конец шланга 2 будет испытывать большее оседания, а жидкость 3 в шланге 2 будет оставаться на одном уровне. Относительное оседание одного из концов шланга 2 будет видно по разности отчетов по вертикальной шкале 8 с миллиметровыми делениями (исходный уровень жидкости установлен на нулевом делении +10; 0; -10 мм). Чтобы наблюдать за отсчетами в процессе наклона сооружений, в защитной трубе сделано еще одно смотровое окно 9. Данное устройство не будет мешать наблюдениям по горизонтальной шкале 10, установленной на проволоке 11, соединенной с репером 6, блоком 12, натяжным грузом 13 и поддерживающей проволоку 11 от прогиба опорных роликов 14. Увеличительная лупа 15 и игла 16 также не будут мешать взятию отсчетов по вертикальной шкале 8.

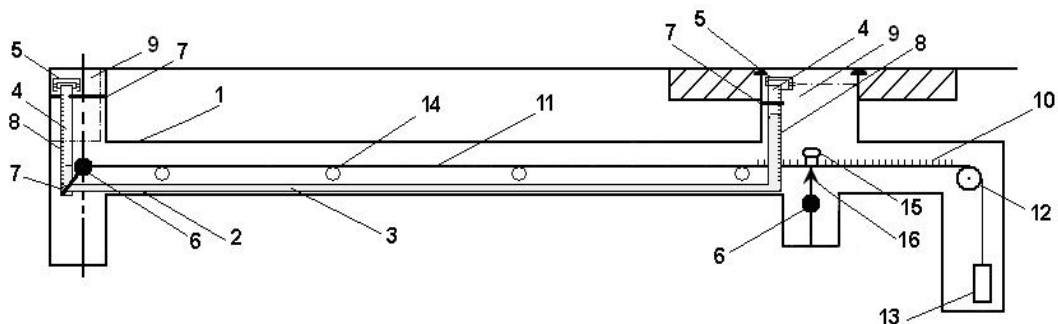


Рисунок 3 – Устройство для измерения горизонтальных и вертикальных деформаций земной поверхности

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Предложенные способы и устройства [1,2] позволяют определять горизонтальные и вертикальные деформации земной поверхности и подрабатываемых объектов с высокой точностью, исключают влияние человеческого фактора, многократно позволяют уменьшить трудоемкость наблюдений и повысить их комфортабельность, дают возможность обоснованно принимать меры охраны инженерных сооружений, природных объектов, а в конечном итоге, позволят повысить безопасность при эксплуатации подрабатываемых инженерных сооружений и коммуникаций, а также уменьшить ущерб окружающей среде.

Библиографический список

1. Пат. 31047 U Україна, МПК⁸ G 01 C 3/08. Пристрій для виміру горизонтальних деформацій земної поверхні або підробляємих будинків / В.Г. Ларченко, Н.В. Хоружа (Україна); Донбаський державний технічний університет (Україна). - № и 200712444, заяв. 09.11.2007, опубл. 25.03.2008, Бюл. № 6. - 4 с.: іл.

2. Пат. 35377 U Україна, МПК⁸ G 01 C 3/08. Пристрій для виміру горизонтальних і вертикальних деформацій товщі гірничих порід і споруд земної поверхні / В.Г. Ларченко, Н.В. Хоружа (Україна); Донбаський державний технічний університет (Україна). - № и 200805642, заяв. 30.04.2008, опубл. 10.09.2008, Бюл. № 17. - 4 с.: іл.

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

*к.т.н. Нечепуренко М.С.,
Сиротіна К.Ю.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ЩОДО ЗАДАЧІ З ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ КРІПЛЕННЯ РОБОЧОЇ ПОВЕРХНІ ВІБРАЦІЙНОГО ГРОХОТУ

У статті розглянутий метод розрахунку відстані між пружними перетворювачами рухів в конструкції кріплення робочої поверхні грохоту. Визначено необхідну кількість пружних перетворювачів для запобігання неприпустимого прогину робочої поверхні.

Ключові слова: *робоча поверхня, кріплення, пружний перетворювач руху, припустимий прогин.*

В статье рассмотрен метод расчета расстояния между упругими преобразователями движений в конструкции крепления рабочей поверхности грохота. Определено необходимое количество упругих преобразователей для предотвращения недопустимого прогиба рабочей поверхности.

Ключевые слова: *рабочая поверхность, крепление, упругий преобразователь движения, допустимый прогиб.*

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями.

Особливу роль серед факторів, які визначають експлуатаційні показники робочої поверхні грохоту, займає спосіб кріплення робочої поверхні до опорних конструкцій грохоту. Існує велика розмаїтість конструкцій, що застосовуються на практиці. Загальні вимоги, які до них пред'являються, визначаються насамперед функціональним призначенням самої робочої поверхні. Однією з вимог є наступне:

конструкція кріплення повинна забезпечувати стабільний стан робочої поверхні впродовж всього строку її служби, а саме рівномірний натяг по всій площі, відсутність провисання між опорами, підхльостування й зіткнень із опорними елементами [1].

Аналіз досліджень і публікацій. В конструкції грохоту із кріпленням робочої поверхні через пружні перетворювачі рухів (ППР) до короба [2] вирішується конструкторське завдання: яка кількість перетворювачів необхідно встановлювати для кріплення сита грохоту щоб,

уникнути прогину сита, що допускається, під впливом матеріалу, що просівається?

Раніше була розглянута робоча поверхня грохоту як пластинка [3]. У результаті розрахунку «пластинки» на вигин визначалася кількість пружних перетворювачів рухів необхідних для кріплення робочої поверхні. Однак, цей розрахунок вірний для визначення кількості ППР по ширині робочої поверхні. Але дуже важливо знати, яку кількість перетворювачів рухів необхідно встановити по довжині сита, щоб уникнути неприпустимого прогину робочої поверхні.

Постановка завдання. Рішення питання про кількість опор у даній конструкції грохоту є невід'ємна частина завдання по визначенню параметрів кріплення сита у вібраційному грохоті. Певна кількість опор має на увазі правильне їхнє розміщення, яка б дозволила поліпшити технологічний процес вібраційного переміщення й просівання матеріалу. Завдання, розглянуте в даній статті - місце розташування пружних перетворювачів рухів по довжині робочої поверхні грохоту для запобігання її неприпустимого прогину.

Виклад матеріалу і його результати. Як уже говорилося вище, приймаємо допущення, що робоча поверхня грохоту є пластинка. При вигині пластинки різні її точки одержують переміщення, які залежать від величини зовнішніх сил, геометричних розмірів і характеру кріплення пластинки, а так само від властивостей матеріалу, з якого вона зроблена. У вузлах кріпленнях виникають горизонтальні реакції й у пластинці з'являються розтяжні зусилля й напруги, рівномірно розподілені по товщині, бо пластинка закріплена таким чином, що при вигині краї не можуть зближатися. У цьому випадку величина цих напруг залежить від величини прогину.

Як показують дослідження, якщо максимальний прогин не перевищує однієї п'ятої товщини пластинки, розтягуючі (стискаючі) напруги малі в порівнянні з прогибними й ними можна зневажити, не виходячи за межі припустимої для інженерних розрахунків погрішності [4].

Таким чином, будемо вважати, що при навантаженні пластинки відбувається циліндричний вигин, при якому серединна площина переходить у циліндричну поверхню.

З попереднього розрахунку [3] приймаємо, що для кріплення робочої поверхні використовуємо 4 пружних перетворювачі рухів, які розставлені симетрично по периметру робочої поверхні (рис. 1). Додаткові пружні перетворювачі рухів установемо по довжині робочої поверхні.

Як відомо, найбільші зусилля робоча поверхня одержує в місці завантаження матеріалу, а мінімальні - діють на протилежному кінці. Тому розглянемо найбільш напружену ділянку робочої поверхні.

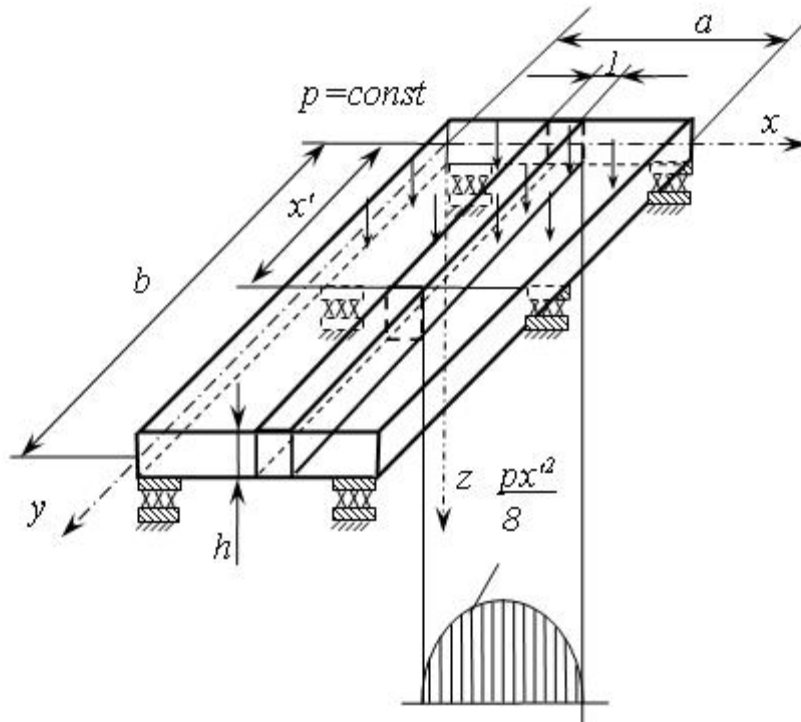


Рисунок 1 – Розрахункова схема

Умови завдання наступні: є розміри пластинки a , b і h , рівномірне навантаження p . Визначимо відстань x' , на якому необхідно встановити додатковий перетворювач рухів (рис. 1).

Диференціальне рівняння вигнутої пружної поверхні пластинки має вигляд:

$$\frac{d^2 H}{dy^2} = -\frac{M_y}{D}. \quad (1)$$

Реакції опор і погонний згинальний момент визначимо так само, як для звичайних балок.

Згинальний момент у поточному перетині

$$M_y = \frac{px'}{2}y - \frac{py^2}{2}, \text{ Н}\cdot\text{м/м} \quad (2)$$

Найбільший згинальний момент виникає в середині прольоту:

$$(M_y)_{max} = \frac{px'^2}{8}, \text{ Н}\cdot\text{м/м} \quad (3)$$

Максимальну напругу визначимо з наступної формули:

$$(\sigma_y)_{max} = \frac{(M_y)_{max}}{h^2/6}, \text{ МПа} \quad (4)$$

Прогин обчислимо по рівнянню (2), підставивши в нього вираження згинального моменту M_y у поточному перетині (3):

$$\frac{d^2 H}{dy^2} = -\frac{1}{D} \left(\frac{px'}{2} y - \frac{py^2}{2} \right). \quad (5)$$

Після дворазового інтегрування рівняння одержимо

$$H = C_1 + C_2 y - \frac{1}{D} \left(\frac{px' y^3}{12} - \frac{py^4}{24} \right). \quad (6)$$

Постійні інтегрування C_1 і C_2 визначимо по граничних умовах: $H=0$ при $y=0$ і $H=0$ при $y=x'$. Відповідно до першої умови $C_1=0$, тоді по другій умові $C_2=px'^3/24D$.

Після підстановки постійних інтегрування будемо мати вираження для прогину

$$H = \frac{P}{24D} (x'^3 y - 2x' y^3 + y^4), \text{ мм} \quad (7)$$

Максимальний прогин (при $y=x'/2$)

$$H_{max} = \frac{5}{384} \frac{px'^4}{D}, \text{ мм} \quad (8)$$

Визначимо циліндричну жорсткість D

$$D = \frac{Eh^3}{12(1-\mu^2)}, \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (9)$$

де E , μ - модуль пружності матеріалу пластинки й коефіцієнт Пуассона відповідно.

Кінцевою дією розрахунку робочої поверхні на вигин є дотримання наступної умови:

$$H_{max} < \frac{1}{5}h, \quad (10)$$

де H_{max} – припустимий прогин робочої поверхні, мм.

Для визначення відстані x' дорівняємо рівняння (8) і (10). Одержимо

$$\frac{5}{384} \frac{px'^4}{D} = \frac{1}{5}h. \quad (11)$$

З рівняння (11) знайдемо відстань x' по формулі

$$x' = \sqrt[4]{\frac{384 \cdot D \cdot h}{10 \cdot p}}. \quad (12)$$

Таким чином, якщо встановити додатковий ППР на відстані x' від перетворювачів руху у зоні навантаження матеріалу по довжині робочої поверхні, відбудеться неприпустимий прогин, тобто

$$H_{max} = \frac{1}{5}h. \quad (13)$$

Тому, допустима відстань $x'_{дон}$ між ППР на ділянці робочої поверхні грохоту в місті завантаження матеріалу повинна бути менше, ніж x' , тобто,

$$x'_{дон} < x', \quad (14)$$

та виконувалася умова (10).

Одержання величини $x'_{дон}$ дає можливість визначити, чи варто встановлювати додаткові перетворювачі по довжині робочої поверхні та на якій відстані. Далі рішення завдання розподілу ППР для кріплення робочої поверхні грохоту вирішується шляхом аналізу конструкції.

Допустимо, що $x'_{дон} < x'$ (виконується умова (10) та $x' \ll b$, тому вважається доцільним встановити додаткові ППР на відстані x' від перетворювачів руху у зоні завантаження матеріалу. Таким чином, кіль-

кість встановлених ППР по всій площині робочої поверхні грохота складе 6.

Наприклад, якщо, що $x' \approx b$, тоді доцільно відстань b між вже встановленими перетворювачами руху зменшити до величини $x'_{дон}$, причому особливу увагу необхідно приділити зоні завантаження робочої поверхні матеріалом. В такому випадку необхідність в додаткових перетворювачах руху зникає. Таким чином, кількість встановлених ППР по всій площині робочої поверхні грохота складе 4.

Висновки і напрям подальших досліджень. Таким чином, розглянутий вище розрахунок і розрахунок, приведений у роботі [3], дозволяють ухвалити рішення щодо кількості необхідних пружних перетворювачів рухів у конструкції кріплення робочої поверхні грохоту, використання яких дозволить забезпечувати стабільний стан робочої поверхні впродовж всього строку її служби, а саме рівномірний натяг по всій площі, відсутність провисання між опорами, підхльостування й зіткнень із опорними елементами. Мінімально можлива кількість ППР, яку можна використовувати в розглянутій конструкції кріплення робочої поверхні - 4. Максимальна кількість ППР визначається за результатами розглянутих методик.

Рішення розглянутого завдання дозволяє перейти до наступних завдань. Як відомо, у розглянутій конструкції кріплення робочої поверхні [2] немаловажну роль грає безпосередньо місце з'єднання робочої поверхні й пружного перетворювача рухів. Тому, рішення, скільки ППР необхідно для розглянутої конструкції грохоту й на якій відстані між собою вони можуть перебувати, дозволяє ставити наступні завдання: яким чином необхідно встановити пружні перетворювачі рухів для одержання більш ефективного процесу просівання?

Бібліографічний список

1. Вайсберг Л.А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. – М.: Недра, 1986, 144 с.
2. А.с. 1103910 СССР, МКИ В07 В1/40. Грохот/ М.С.Нечепуренко, И.Г.Резников, В.А.Гордиенко и др. Заявл.11.03.83. Опубл. 23.07.84, Бюл.№27.
3. Сиротина Е.Ю. К задаче определения параметров крепления сита в вибрационном грохоте / Всеукраїнський науково-технічний журнал «Вібрації в техніці та технологіях», 1(46)/2007. С. 98-100.
4. Сопротивление материалов / Под ред. акад. АН УССР Писаренко Г.С. – 5-е изд., перераб. и доп. – К.: Вища шк. Головное изд.-во, 1986.

Рекомендовано до друку д.т.н., проф. Фінкельштейном З.Л.

*Касьян С.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УПРОЧНЕНИЯ НЕУСТОЙЧИВОЙ КРОВЛИ ХИМИЧЕСКИМ АНКЕРОВАНИЕМ НА СОПРЯЖЕНИЯХ ЛАВ С ПОВТОРНО ИСПОЛЬЗУЕМЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

Розроблено три схеми зміцнення нестійкої покрівлі від обвалення та обтунтовані параметри зміцнення нестійкої покрівлі хімічним анкеруванням на сполученнях лав з виробками, що використовуються повторно.

***Ключові слова:** зміцнення порід, хімічне анкерування, сполучення лави з виробкою, що використовується повторно.*

Разработаны три схемы упрочнения неустойчивой кровли от обрушения и обоснованы параметры упрочнения неустойчивой кровли химическим анкерованием на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

***Ключевые слова:** упрочнение пород, химическое анкерование, сопряжение лавы с повторно используемой выработкой.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Упрочнение неустойчивой кровли в лавах и на их сопряжениях с выработками необходимо для предотвращения вывалов породы в призабойное пространство, обеспечения безопасности работ, снижения себестоимости добычи угля и повышения нагрузки на лаву.

По мере отработки запасов угля, увеличивается глубина ведения работ и, как следствие, снижается устойчивость примыкающих к лавам выработок, ухудшается состояние кровли на сопряжениях лав с выработками, особенно с выработками, используемыми повторно в качестве вентиляционных, на которых упрочнение пород не применяется. Доля их, от общей протяженности примыкающих к лавам выработок, составляет 37 %.

Анализ исследований и публикаций.

Для упрочнения неустойчивой кровли угольных пластов в лавах и на их сопряжениях с выработками широко применяются химическое анкерование и нагнетание скрепляющих составов в массив через шпур [1].

В методическом руководстве по укреплению углепородных массивов химическим анкерованием [2] обоснована целесообразность применения упрочнения кровли при мощности обрушенных пород – более 0,4 м, и крепости от 1 до 6 по шкале проф. М.М. Протоdjаконова. Разработаны технологические схемы и параметры укрепления массива горных пород в очистных и подготовительных забоях химическим анкерованием.

В методиках определения расстояния между анкерами, предложенных в работах [2, 3], не учтено влияние анкера на изменение напряженно-деформированное состояние упрочненного массива и механизм работы упрочненных слоев как составных балок. В связи с этим ограничивается область применения анкеров для сильно трещиноватых пород, завышается, согласно расчету, количество анкеров.

Так как треть подготовительных выработок на угольных шахтах поддерживается для повторного использования, а упрочнение кровли применяется только на протяженных участках лав или сопряжениях лав с транспортными выработками, необходимо уделить надлежащее внимание обоснованию параметров технологии упрочнения неустойчивой кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Постановка задачи.

Цель работы – обосновать параметры упрочнения неустойчивой кровли химическим анкерованием на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Объект исследования – упрочнение неустойчивой кровли химическим анкерованием на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Предмет исследования – параметры упрочнения кровли химическим анкерованием на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Метод исследования – аналитический.

Задачи:

- разработать схемы упрочнения неустойчивой кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками;
- обосновать параметры упрочнения неустойчивой кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Изложение материала и его результаты.

Для упрочнения неустойчивой кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками разработаны три схемы упрочнения: схема заблаговременного упрочнения кровли (рисунок 1.а); схема оперативного упрочнения кровли (рисунок 1.б); схема упрочнения кровли над печью, одним или двумя анкерами (рисунок 1.в).



Рисунок 1 – Схемы упрочнения кровли

Основой для всех схем упрочнения кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками принята новая схема установки анкеров [4], которая усовершенствована для применения к упрочнению неустойчивой кровли на сопряжениях лав с вентиляционными выработками. Схема установки анкеров представлена на рисунке 2.

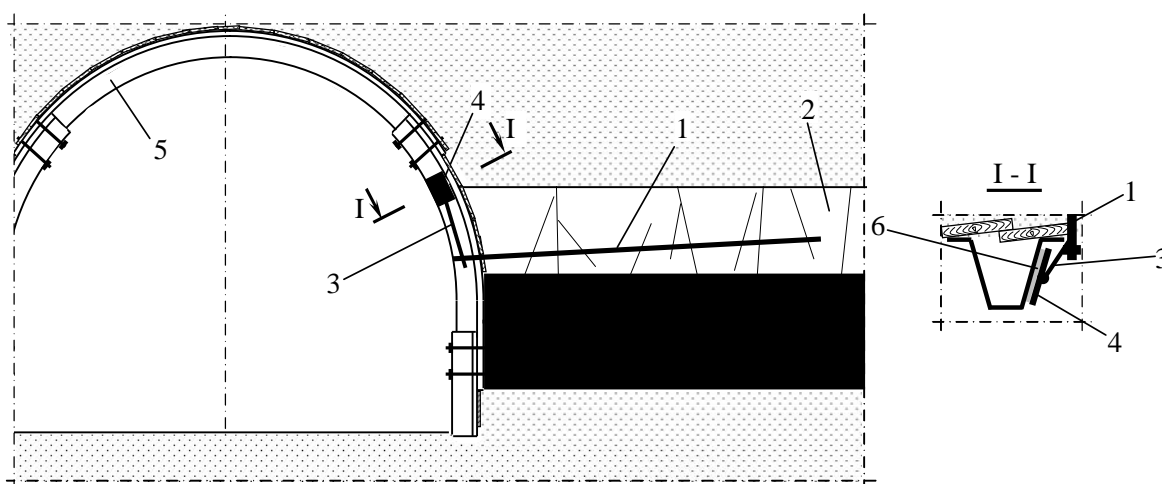


Рисунок 2 – Схема установки анкеров на сопряжении лавы с повторно используемой выработкой

Технология заблаговременного анкерования кровли на сопряжении лавы с повторно используемой выработкой заключается в следующем: после прохода первой лавы со стороны массива угля, на участке неустойчивой кровли 2, над угольным пластом в направлении перпендикулярном к оси выработки бурят шпур, в шпур доставляют ампулы со скрепляющим составом на основе полиэфирной смолы ПН-1, которая разрушается анкером 1 (рисунок 2), тем самым, закрепляя его по длине шпура. Конец анкера должен выступать в выработку на величину сме-

щения стенки выработки. За 2 – 5 м до подхода второй лавы анкер соединяют стяжкой 3 с металлической плитой 4, которая приклеена к стойке 5 (верхняку) арочной крепи выработки или на боковую поверхность выработки к необрушающемуся слою пород быстротвердеющим синтетическим клеем 6 (на основе полиэфирной смолы). После снятия полосы угля, обнаженная непосредственная кровля, укрепленная анкером, удерживается стяжкой от обрушения.

При оперативном упрочнении аналогично бурят шпур, устанавливают анкер, приклеивают металлическую плиту и соединяют их стяжкой, но непосредственно перед второй лавой.

Упрочнение кровли над печью производится одним или двумя химическими анкерами, установленными перпендикулярно основной системе трещин.

Использование предлагаемых схем упрочнения неустойчивой кровли от обрушения на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками, по сравнению с существующими, позволяет: упростить технологию упрочнения непосредственной кровли за счет приклеивания стяжки, которая работает на растяжение, а не на изгиб; уменьшить трудоемкость выполнения работ и затраты металла за счет отсутствия верхнего шпура и анкера; расширить область применения технологии упрочнения при вывалах высотой от 0,3 м до 0,6 м и высотой более 2 м, при которых типовые схемы не применяются; при заблаговременной установке анкеров за первой лавой работы выполняются на свежей струе воздуха, упрощаются условия транспорта материалов и энергоснабжение.

К параметрам технологии упрочнения на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками относятся: длина анкера; угол наклона анкера относительно плоскости напластования и относительно оси выработки; расстояние между анкерами; диаметр анкера; площадь сечения стяжки и приклеиваемой металлической плиты; относительные деформации скрепляющих составов.

Длина анкера и его угол наклона принят для нижнего шпура аналогично существующей технологии [1]; угол между анкером и осью выработки зависит главным образом от расположения трещин тектонического происхождения у нарушений и трещин горного давления под влиянием проведения выработки и работы двух лав. Анкеры рекомендуется располагать перпендикулярно основной системе трещин.

При определении расстояния между анкерами необходимо учитывать, что деформация неустойчивой кровли до разрушения происходит в форме совместного изгиба пачек слоев [5] и при достижении предельных пролетов разрушение слоев кровли происходит в зависи-

мости от соотношения мощностей (h) и протяженности пролетов слоев (l): при отношении $h/l < 1/10$ момент трещинообразования соответствует моменту полной потери данным слоем несущей способности; при $h/l > 1/10$ в кровле образуются трехшарнирные арки. В классификации ДонУГИ [1] устойчивость нижнего слоя кровли в лаве обоснована геомеханическими критериями: мощностью нижнего слоя непосредственной кровли (h) и расстоянием между трещинами (a). Диапазоны изменения отношения h/a для категории Б₁ от 0,1 до 2, для Б₂ от 0,125 до 0,75, для Б₃ от 0,2 до 1. Следовательно, можно рассчитывать задачи, когда в кровле образуются трехшарнирные арки (рисунок 3 а) и даже составные трехшарнирные арки (рисунок 3 б) для рассматриваемой области устойчивости при соотношениях $h/l > 0,75$.

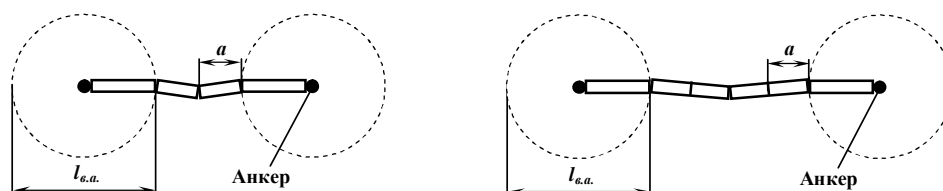


Рисунок 3 – Схема разлома кровли при образовании трехшарнирных арок (а) и составных трехшарнирных арок (б)

Для определения расстояния между анкерами получена формула (1), которая учитывает количество пролетов (для трехшарнирной арки количество пролетов – 2, для составной трехшарнирной арки – 4), зону влияния анкера и расстояние между трещинами. Зона влияния анкеров, т.е. зона в которой эквивалентные напряжения при анкерировании отличаются от эквивалентных напряжений без анкеров, определена аналитически методом конечных элементов для нетронутого массива, она составляет 0,35 м. Формула для расчета расстояния между анкерами не учитывает мощность неустойчивых пород, т.к. установлена зависимость увеличения нагрузки для мощности до 1,0 м [6]

$$l_{м.а.} = l_{в.а.} + a \cdot n, \text{ м}, \quad (1)$$

где $l_{в.а.}$ – зона влияния анкера, м;
 a – расстояние между трещинами, м;
 n – количество пролетов.

Расчетные значения расстояний между анкерами приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Определение расстояния между анкерами

Показатели анкерования	Значение показателей							
	при трехшарнирной арке и количестве пролетов 2				при составной трехшарнирной арке и количестве пролетов 4			
Расстояние между трещинами, м	0,1	0,2	0,3	0,4	0,1	0,2	0,3	0,4
Минимальное расстояние между анкерами, м	0,55	0,75	0,95	1,15	0,75	1,15	1,55	1,95

Для определения необходимого диаметра анкера при химическом анкерowaniu кровли руководствуемся максимальными усилиями (0,029 МН), определенными аналитическим методом по математическим моделям в программном комплексе «Ли́ра». Минимальный диаметр анкера составляет

$$d_a = \sqrt{\frac{N_a \cdot 4 \cdot k}{\pi \cdot [\sigma_m]}}, \text{ м}, \quad (2)$$

где k – коэффициент запаса прочности, равный 2;

N_a – усилие в анкере, МН;

$[\sigma_m]$ – допускаемые напряжения в анкере, МПа.

$$d_a = \sqrt{\frac{0,029 \cdot 4 \cdot 2}{3,14 \cdot 210}} = 0,019 \text{ м}.$$

Далее определяем минимальную площадь сечения стяжки с учетом коэффициента запаса прочности металла, и допустимых напряжений, которые принимаем аналогичные расчету диаметра анкера

$$S_{cm} = \frac{N_{cm} \cdot k}{[\sigma_{\perp}]}, \text{ м}^2, \quad (3)$$

где N_{cm} – усилие в стяжке, МН;

$[\sigma_{\perp}]$ – допустимая адгезионная прочность пород, МПа;

$$S_{cm} = \frac{0,019 \cdot 2}{210} = 0,00018 \text{ м}^2.$$

Для определения необходимой площади приклеиваемой плиты руководствуемся максимальными усилиями в стяжке (0,019 МН). Площадь приклеиваемой плиты рассчитываем по двум формулам, из которых принимаем максимальное. В первой формуле учитываем усилия на отрыв, во второй – усилие на сдвиг, т.к. плита приклеивается на наклонную поверхность, и угол образуемый поверхностью пород и стяжкой составляет 17 °.

Рассчитываем необходимую площадь приклеиваемой плиты при отрыве, с учетом адгезии пород 4 МПа

$$S_{omp} = \frac{N_{cm}}{[\sigma_{\perp}] \cdot \sin \alpha}, \text{ м}^2, \quad (4)$$

где N_{cm} – усилие в стяжке, МН;

$[\sigma_{\perp}]$ – допустимая адгезионная прочность пород, МПа;

α – угол между поверхностью пород и стяжкой, град.

$$S_{omp} = \frac{0,019}{4 \cdot 0,29} = 0,016 \text{ м}^2.$$

Рассчитываем необходимую площадь приклеиваемой плиты при сдвиге, с учетом допустимой прочности на сдвиг 17 МПа

$$S_{cдв} = \frac{N_{cm}}{[\sigma_{\parallel}] \cdot \cos \alpha}, \text{ м}^2, \quad (5)$$

где N_{cm} – усилие в стяжке, МН;

k – коэффициент запаса прочности ($k = 2$);

$[\sigma_{\parallel}]$ – допустимая прочность на сдвиг, МПа;

α – угол между поверхностью пород и стяжкой, град.

$$S_{cдв} = \frac{0,019}{17 \cdot \cos 17} = 0,0011 \text{ м}^2.$$

Деформации скрепляющего состава при упрочнении кровли или при закреплении анкеров не должны быть меньше, чем деформации массива [7], т.е. $0,05 \cdot 10^{-2}$.

Выводы и направления дальнейших исследований:

– для анкерования неустойчивой кровли разработаны три схемы упрочнения: заблаговременное, оперативное и упрочнение кровли над печью;

– определены следующие параметры технологии анкерования: длина анкера 2 – 3 м; расстояние между анкерами 0,75 – 1,95 м; угол наклона анкера относительно плоскости напластования 0 – 5 град; угол между анкером и осью выработки 80 – 90 град; диаметр анкера 0,020 м; площадь сечения стяжки 180 мм²; минимальная площадь металлической плиты 0,016 м²; относительные деформации скрепляющих составов $0,05 \cdot 10^{-3}$.

Полученные результаты рекомендуется использовать в паспортах упрочнения неустойчивых кровель на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Библиографический список

1. *Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения 35°. Руководство КД 12.01.01.503. – 2001. – Офиц. изд-е. – К.: Минтопэнерго Украины, 2002. – 141 с.*

2. *Методическое руководство по укреплению угленородных массивов химическим анкерованием. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1987. – 40 с.*

3. *Управление кровлей в сложных горногеологических условиях / В.Ф. Андрушко, С.А. Саратиканц, Ю.Г. Спицын, С.А. Гердвилис, Ю.В. Бондаренко, И.И. Булавкин, Н.И. Лобков, Н.А. Шаповал, Ф.Н. Воскобоев, Л.Н. Великанов, И.П. Курченко, О.С. Аносов. Под редакцией К.Ф. Сатицкого. – Киев.: Техника, 1985. – 126 с.*

4. *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. Скляпович. № u200612763; Заявл. 04.12.2006; Опубл. 25.04.2007.*

5. *Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. М.: Недра, 1980. – 360 с.*

6. Клишин Н.К. Анкерование неустойчивой кровли в лавах / Н.К. Клишин, К.З. Склепович, С.И. Касьян, О.Л. Кизияров // Уголь Украины: – 2008. – №10. – С. 17-19.

7. Касьян С.И. Деформации кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками / Касьян С.И. // Сб. науч. тр. – Алчевск: ДонГТУ. – 2007. – Вып. №25. – С. 116 - 122.

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

*Павлов Е.Е.
(ДонГТУ, Украина, sggs-donstu.ucoz.ru)*

АНАЛИЗ НЕГАТИВНЫХ ПОСЛЕДСТВИЙ ПЕРЕБОРОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Шахтними інструментальними вимірами вивчені статистичні закономірності розподілу порожнеч в закріпленому просторі гірських виробок, споруджених буропідричним і комбайновим способами.

Ключові слова: *виробка, покрівля, затягування, негативні наслідки, аорчне кріплення.*

Шахтными инструментальными замерами изучены статистические закономерности распределения пустот в закрёпленном пространстве горных выработок, проходимых буровзрывным и комбайновым способами.

Ключевые слова: *выработка, кровля, затяжка, негативные последствия, аорчная крепь.*

На больших глубинах ведения горных работ первопричиной деформаций 55% горных выработок являются смещения породных обнажений по периметру выработки (бока и кровля), 45% в результате пучения пород почвы [1]. Величины допустимых отклонений (в сторону увеличения) геометрических размеров от проектных со стороны кровли и стен выработки в реальных условиях значительно превышают нормативные [2]. В результате из-за перебора сечения увеличивается объем работ по забутовке закрёпного пространства, которые к тому же небезопасны, т.к. выполняются вручную и нередко в незакрепленной части выработки.

Согласно техническим условиям сооружения выработок, для равномерного распределения нагрузки по всему контуру рамной крепи со стороны массива горных пород пустоты закрёпного пространства следует заполнять породой. Однако, в связи с отсутствием забутовки закрёпного пространства или ее плохого качества (недостаточная плотность, неравномерность и др.) значительно возрастают сосредоточенные случайные нагрузки на крепь, что резко снижает ее несущую способность, ведет к деформациям ее элементов, поломкам и даже завалам выработки. Следовательно, анализ негативных последствий переборов по-

перечного сечения выработок является актуальной задачей для совершенствования технологии проведения и крепления горных выработок.

Целью исследований является анализ состояния горных выработок и неровностей их породного контура. Задачами исследования являлось изучение закономерностей распределения пустот в закрепном пространстве горных выработок, проходимых буровзрывным и комбайновым способами. Исследования проводились путем шахтных инструментальных замеров пустот закрепного пространства и статистической обработки полученных результатов.

Шахтные исследования пустот закрепного пространства и неровностей контура горных выработок проводились в 2008 г. на шахте Машинская ГП «Луганскуголь» шахтоуправления «Луганское» в подготовительных выработках (2 восточный конвейерный бремсберг пл. ℓ_6^H ; 5, 7 западные конвейерные бремсберги пл. ℓ_6^H ; 7 восточный конвейерный ходок пл. ℓ_6^H).

Сведения о свойствах пород вокруг подготовительных выработок (до 20 м выше и до 10 м ниже горизонта расположения выработки) приведены в табл. 1, а данные об условиях проведения выработок – в табл. 2.

Таблица 1 - Физико-механические свойства пород в обследованных подготовительных выработках

№ слоя и место залегания	Наименование	Мощность, м	Прочность пород на одноосное сжатие, МПа
1	Песчаник	10,0-16,0	40-50
2	Алевристый агил-лит	2,0-2,5	20-30
3	Пласт	1,1-1,2	10
4	Песчаник	2,12	40-50
5	Алевролит	2,0-3,0	30-40

Методикой исследования предусматривалось измерение пустот закрепного пространства и смещений узлов податливости стальной рамной крепи, а также размеров выработки в свету.

Для измерения закрепного пространства была изготовлена замерная рейка. При этом к ней предъявлялись следующие требования: рейка должна быть легкой, компактной при транспортировании, достаточной длины для замера пустот в недоступных по высоте местах, жесткой для преодоления препятствий при досылании в закрепное пространство, обеспечивать удобство отсчета и необходимую точность (± 30 мм.)

Для легкости раскладная рейка выполнена из алюминиевого прута диаметром 8 мм. Этот диаметр обеспечивает жесткость рейки даже при небольшом (7-10 мм) зазоре между затяжкой и выдерживает усилие, необходимым для ее внедрения между затяжкой.

Таблица 2 – Технико–экономические условия проведения выработок

Условия проведения	Наименование выработок			
	2-й восточный конвейерный бремсберг пл. l_6^H	5-й западный конвейерный бремсберг пл. l_6^H	7-й западный конвейерный бремсберг пл. l_6^H	7-й восточный конвейерный ходок пл. l_6^H
Способ проведения выработки	БВР	Комбайн	Комбайн	Комбайн
Угол падения пород, град	6-9	6-9	6-9	6-9
Ориентация выработки	по восстанию	по восстанию	по восстанию	по восстанию
Тип крепи	КМП-А3	КМП-А3	КМП-А3, анкера	КМП-А3; анкера
Плотность установки крепи, рам/м	2	1,66	1,25	1,25
Проектные размеры:				
- ширина, мм	4750	4750	4750	4750
- высота, мм	3500	3500	3500	3500

Замерная рейка (рис.1) состоит из двух алюминиевых прутков длиной по 1000 мм, которые соединены между собой с помощью болтов. Отверстия под болты располагаются от края прутков на расстоянии 50 и 150 мм, для того, чтобы можно было фиксировать длину рейки в распрямленном (1800 мм) и сложенном (1100 мм) состоянии. Т.к. в шахтных условиях видимость недостаточна, для удобства считывания показаний раскладная рейка раскрашена в шахматном порядке по 100 мм в светлые цвета (белый и желтый), а также через каждые 50 мм расчерчена тонкими линиями черного цвета.

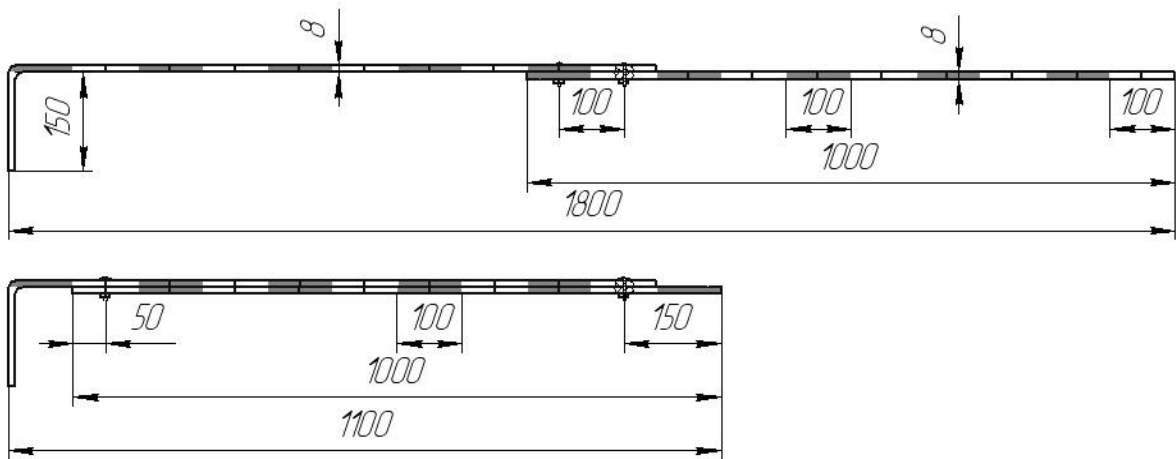


Рисунок 1 – Схема замерной рейки

Достоинством такой конструкции замерной рейки является: простота изготовления; удобство при замерах в труднодоступных местах (до 1000 мм глубины закрепного пространства и при высоте выработки 3500 мм); компактность при транспортировании.

Измерения пустот закрепного пространства проводились в пяти характерных точках контура выработки (рис.2), важных с точки зрения взаимодействия рамной крепи с массивом горных пород. Две из них располагались симметрично по бокам выработки на высоте около 1000 мм от почвы (точки 1; 5), чтобы следить за контактом рамной крепи с породным контуром при боковых смещениях пород. Две другие точки выбраны в области замков податливости (т. 2; 4), для контроля раскли-

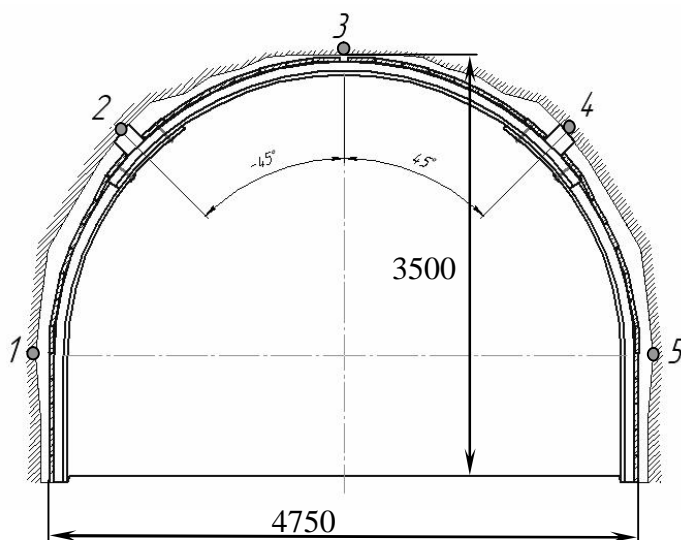


Рисунок 2 – Схема размещения замерных точек

нки рамной крепи с породой, и одна точка – по центру верхняка рамной крепи (т. 3), показывающая контакт рамной крепи с породным контуром при смещениях пород кровли.

Замерную рейку задвигали в указанных точках между затяжкой до породного обнажения за крепью, иногда раздвигая случайные куски породы. Далее показания фиксировались в журнале замеров с учетом толщины железобетонной затяжки.

Для получения необходимой представительности и достоверности результатов измерений, методикой было предусмотрено проводить замеры на типичных участках протяженностью 50 м в каждой выработке. Замерные сечения отстояли друг от друга через 5 метров, т.е. всего было использовано 10 замерных сечений в каждой выработке.

Абсолютная погрешность линейных замеров составила ± 30 мм, относительная погрешность - 2...5%, что вполне допустимо для данного класса шахтных инструментальных наблюдений.

Чтобы анализировать негативные последствия переборов пустот закрепного пространства, необходимо знать, как взаимодействует крепь с массивом горных пород в момент проведения горной выработки. Для этого провели замеры пустот закрепного пространства в подготовительных выработках проведенных буровзрывным и комбайновым способами. Результаты измерений приведены на графиках рис.3. Контур выработки изображен в виде угла α , равный -90° , -45° , 0° , 45° и 90° , соответствующий точкам 1, 2, 3, 4 и 5 (рис. 2).

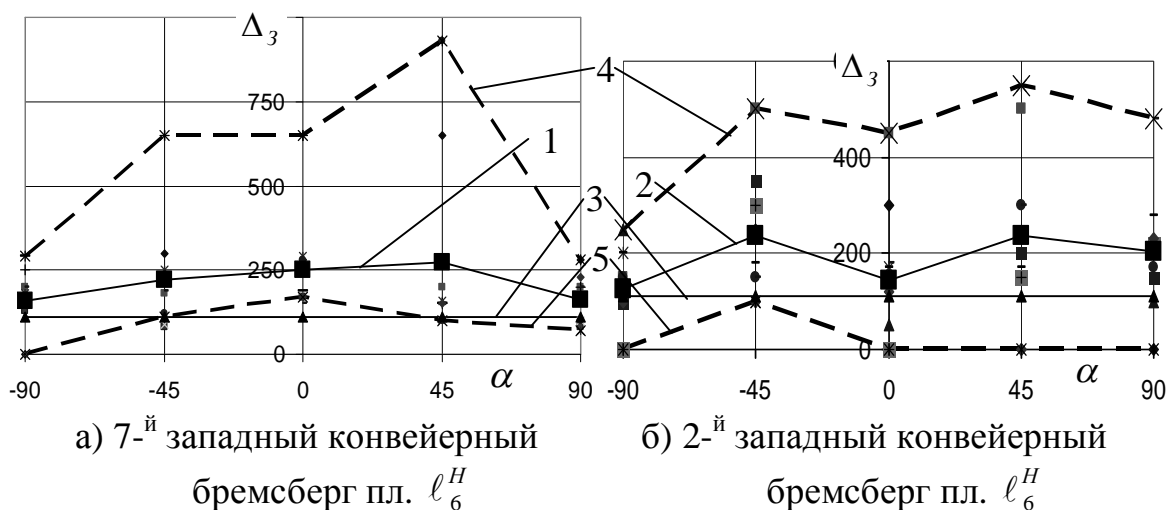


Рисунок 3 – Распределение пустот закрепного пространства в характерных точках взаимодействия крепи с массивом

Из графиков (рис.3) видно, что пустоты закрепного пространства Δ_3 при комбайновом проведении выработки (кривая 1) составляют в среднем 215 мм, а при буровзрывном способе (кривая 2) около 190 мм, тогда как допустимые по нормам (кривая 3) значения переборов [2] для данных выработок составляют 110 мм. Отсюда можно сделать вывод, что переборы при буровзрывном способе превышают нормативные в 1,7 раза, а при комбайновой выемке почти в 2 раза.

Можно также отметить, что при комбайновой выемке средняя ширина пустот закрепного пространства превышает ширину пустот в выработке, пройденной буровзрывным способом, в 1,15 раза, что совпадает с выводами работы [3], а максимальные (кривая 4) в 1,7 раза. Наименьшие зазоры (кривая 5) чаще прослеживаются при буровзрывном проведении выработки.

При буровзрывном и комбайновом способе проведения выработок максимальные зазоры наблюдаются в кровле выработок, а наименьшие - в боках, о чем также говорится в работе [4].

Рассмотрим графики зависимости вероятности P встречаемых пустот Δ_3 закрепного пространства в этих же подготовительных выработках, приведенных на рис. 4. При буровзрывном способе, в 70% случаев ширина зазора превышает нормативную (110 мм), в 60% - колеблется от 100 до 300 мм и в 10% от 300 до 600 мм, а при комбайновой выемке, ширина зазора превышающая нормативную составила 80% случаев, 70% от 100 мм до 300 мм и 10% - занимают вывалообразования глубиной до 1000 мм.

Средний объем закрепного пространства при буровзрывном способе проведения выработки составляет $2,2 \text{ м}^3$, а при выемке комбайном избирательного действия $2,6 \text{ м}^3$.

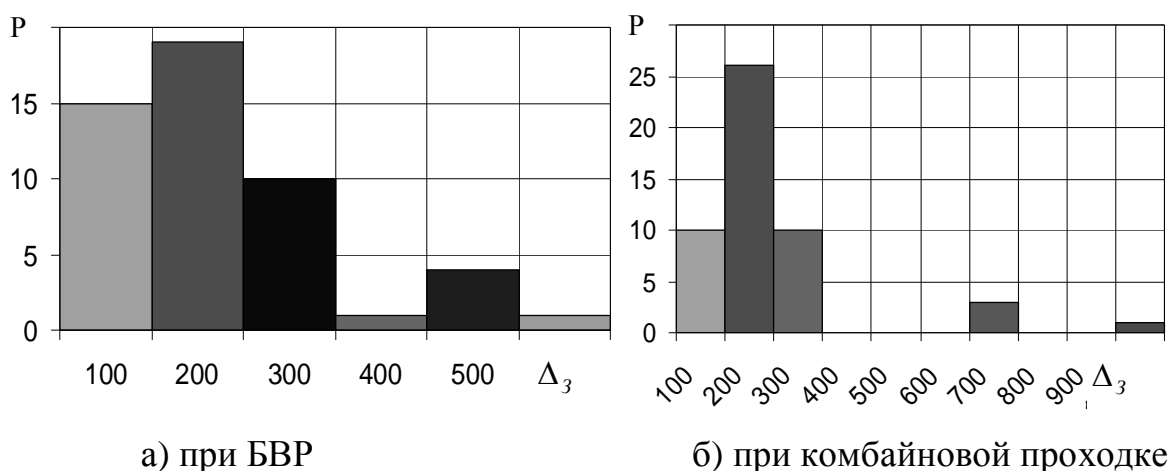


Рисунок 4 – Гистограмма вероятности встречаемых пустот

Для оценки интенсивности проявлений горного давления одновременно проводились замеры смещений элементов спецпрофиля в узлах податливости крепи.

Интенсивность проявления горного давления оценивалась в 5-м западном конвейерном бремсберге пл. ℓ_6^H (рис.5). Замеры проводились на участке, охраняемом целиком угля. Из рисунка видно, что на протяжении 45 м от лавы происходят значительные смещения пород со сто-

роны лавы (линия 1) от 50 мм до 1300 мм и с противоположной стороны

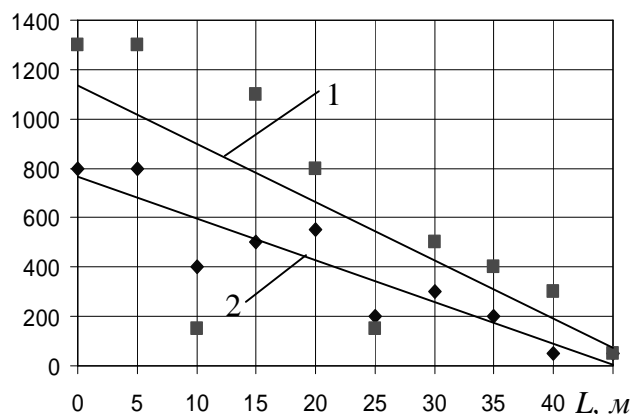


Рисунок 5 – Смещения элементов крепи в узлах податливости

(линия 2) от 50 мм до 800 мм. После продвижения очистных работ в выработке наблюдалось значительное пучение почвы, и смещение элементов крепи. При этом средний размер закрепного пространства при максимальных смещениях оставался в пределах 100 мм. Выработка впоследствии неоднократно перекреплялась, а также проводились подрывки пород из-за большого пучения почвы.

Значительное уменьшение пустот закрепного пространства за счет смещения пород можно заметить в подготовительной выработке, находящейся в зоне влияния очистных работ. На рис. 6 приведены размеры пустот закрепного пространства в кровле (линия 1) и боках (линия 2) выработки на расстоянии от 10 до 90 м впереди очистного забоя. На данном участке длиной $L=90$ м заметное

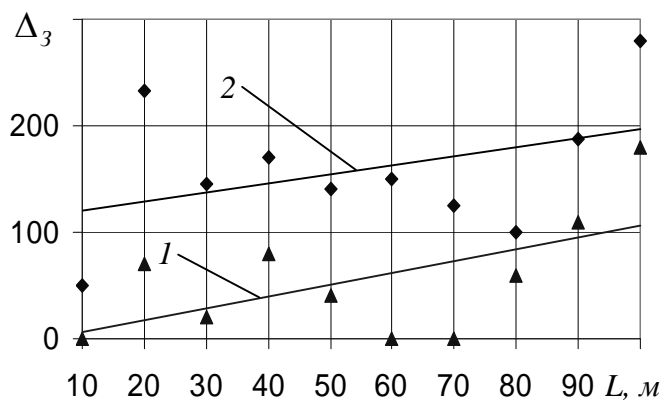


Рисунок 6 – Пустоты закрепного пространства 7 ходка по пл. ℓ_6^H

уменьшение пустот со 100 до 10 мм наблюдалось в кровле, т.е. в 10 раз, а в боках и в зоне узлов податливости уменьшение зазора закрепного пространства за счет смещений пород произошло с 200 до 120 мм, т.е. в 1,7 раза.

Можно отметить, что даже при интенсивном смещении пород кровли, пустоты в боках и в районе узлов податливости, не обеспечивали нормальных условий работы крепи, поскольку высокая работоспособность крепи обеспечивается при заполнении закрепного пространства по всему контуру выработки, а пустоты равны $\Delta_3 = 0$ мм.

Для проверки гипотезы о нормальном распределении статистической совокупности воспользуемся критерием Пирсона, основанного на

сравнении эмпирических и теоретических частот¹. В результате расчетов для выработок, проведенных буровзрывным и комбайновым способом, гипотеза о нормальном распределении совокупности не подтвердилась. На графиках (рис. 7) приведена гистограмма зависимости количества случаев n для отдельных интервалов пустот Δ_3 к общему количеству замеров и усеченное логнормальное распределение (кривая 1).

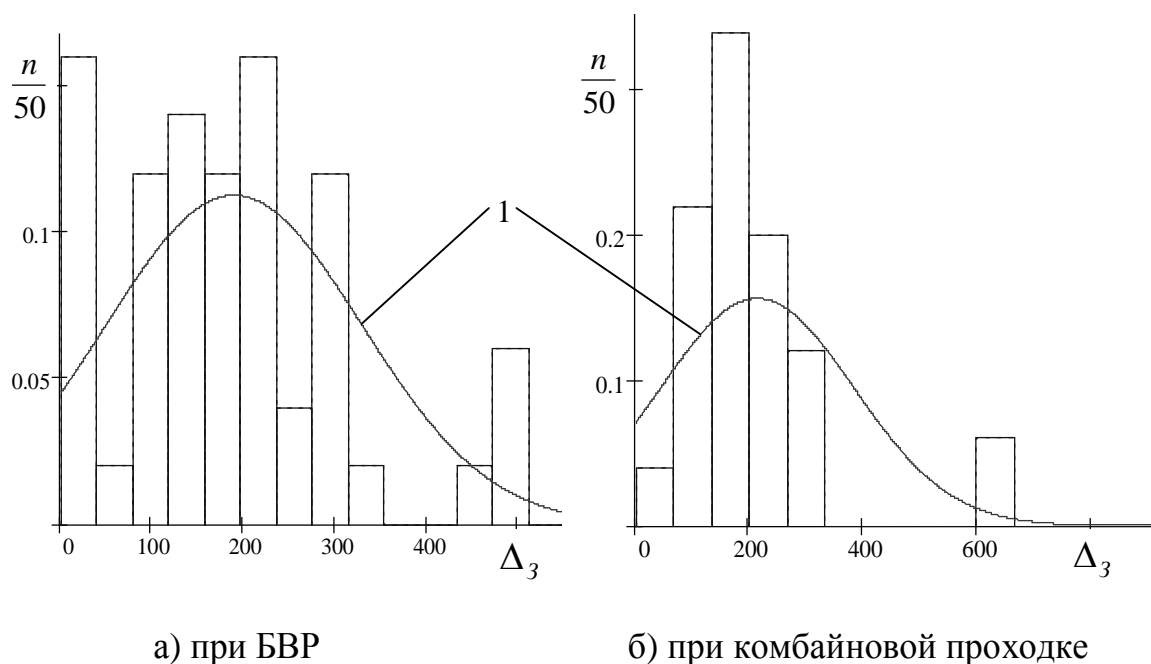


Рисунок 7 – Гистограмма и усеченное логнормальное распределение результатов замеров пустот

Полное заполнение пустот закрепного пространства встречается в 16% случаев при буровзрывном проведении выработки и в 4% - при комбайновом, когда идеальным является 100% заполнение пустот, т.е.

$$\frac{n}{50} = 1.$$

В результате проведенных шахтных замеров установлено:

1. Пустоты закрепного пространства превышают нормативные при буровзрывном способе в 1,7 раза, а при комбайновой выемке в 2 раза.
2. Закрепное пространство не заполнено забутовкой.
3. При комбайновой выемке средняя ширина пустот закрепного пространства превышает ширину пустот в выработке, пройденной буровзрывным способом, в 1,15 раза.

¹ Методика разработана асс. Диденко М.А. кафедры СГ и ГС ДонГТУ

4. Из-за отсутствия или плохого качества забутовки нарушаются проектные нормы по креплению выработок, существенно снижается грузонесущая способность крепи (в 2-5 раз).

Выражаю благодарность научному руководителю проф. Г.Г. Литвинскому за ценные советы по методике выполнения и обсуждения результатов работы.

Библиографический список

1. Вывалообразования в горных выработках шахт Донбасса / К.В. Кошелев, И.И. Бурма, Д.А. Герасимчук, О.К. Кошелев. – К.: Техника, 1994. – 135 с.

2. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки / Госстрой СССР. - М.: ЦИТИ Госстрой СССР, 1985. – 15 с.

3. Якоби О. Практика управления горным давлением: пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

4. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компаниец, А.Г. Файвищенко, В.М. Клеценков. – М.:Недра, 1991. – 235 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Литвинским Г.Г.

*Бубунец Ю.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПОТЕНЦИАЛЬНАЯ ПРОГНОЗИРУЕМОСТЬ МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Наведені результати статистичних досліджень метановості виробок вугільних шахт, вивчені питання правомірності застосування нормального закону розподілення при визначенні очікуваної метановості виробок, запропоновано виділення зон потенційної прогнозованості метановиділення за допомогою індикаторів хаотичності.

Ключові слова: метановість, прогноз, індикатор хаотичності, прогнозна модель.

Приведены результаты статистических исследований метанообильности выработок угольных шахт, изучены вопросы правомерности использования нормального закона распределения при определении ожидаемой метанообильности выработок, предложено выделение зон потенциальной прогнозируемости метановыделения с помощью индикаторов хаотичности.

Ключевые слова: Метанообильность, прогноз, индикатор хаотичности, прогнозная модель.

Проектирование разработки выемочных участков на угольных шахтах, разрабатывающих газоносные пласты, требует выполнения прогноза метанообильности выемочного участка. Определение ожидаемой метанообильности горных выработок для действующих шахт выполняется по фактической метанообильности выработок - аналога данного шахтопласта [1]. В основу данного прогноза положено, что метановыделение рассматривается как случайная величина и подчиняется нормальному закону распределения. Проведенные исследования временных рядов метановыделений выемочных участков в большинстве случаев не подтверждают выполнения нормального закона ни для рядов по всему выемочному столбу, ни по их значимым частям.

Анализ исследований и разработок показывает, что рост средних скоростей подвигания забоев и размеров выемочных столбов обусловил динамику геомеханических и аэрогазодинамических процессов, выходящую за пределы известных и широко апробированных нормативно-

методических положений. В связи с отмеченными современными технологическими особенностями необходимо применять комплексные подходы для прогноза метанообильности выработок, в частности в работах [2,3] предложен адаптивный прогноз метанообильности на основе пространственных информационно-аналитических моделей.

В работе [4] исследована неравномерность распределения метана в угольном пласте и результаты исследований говорят о том, что распространённое представление о метаноносности угольных пластов и их структуре препятствует внедрению новых способов предотвращения внезапных выбросов метана и угля, внезапных выделений метана в горные выработки, поэтому для обеспечения метанобезопасности при подземной добыче угля необходимо производить идентификацию участков пласта с повышенной природной метаноносностью.

Определение ожидаемой метанообильности в очистной выработке и на выемочном участке по фактическим данным выработки-аналога, требует комплексного исследования динамики метановыделения на основе теории хаоса и динамики нелинейных систем, с целью установления его потенциальной прогнозируемости для применения соответствующих прогнозных моделей.

Расчет ожидаемого среднего метановыделения в очистной выработке и на выемочном участке по фактическим данным выработки - аналога учитывает нагрузку на очистной забой, длину лавы, глубину разработки и ширину условного пояса дренирования зависящую от системы разработки [1]. Для учета возможных колебаний метановыделения применяется коэффициент неравномерности k_n . Множитель k_n рассчитывается в предположении, что метановыделение, рассматриваемое как случайная величина, подчиняется нормальному закону распределения.

Нами были проведены исследования временных рядов метановыделения на шахтах ОАО «Краснодонуголь», разрабатывающих высокогазоносные пласты. В частности на рисунках 1,2 приведены гистограмма и теоретическая кривая нормального закона распределения среднесуточной метанообильности, соответственно, выемочного участка и очистного забоя 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская – Западная».

Проверка соответствия эмпирического распределения нормальному закону по критерию Пирсона показывает, что наблюдаемое значение критерия $\chi^2_{наб}=29,4$, значительно превышает критическое значение $\chi^2_{кр}=12,6$ при уровне значимости $\alpha = 0,05$. Следовательно, нет оснований принять гипотезу о нормальном распределении среднесуточных значений метанообильности выемочного участка и очистного забоя для условий 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская-западная».

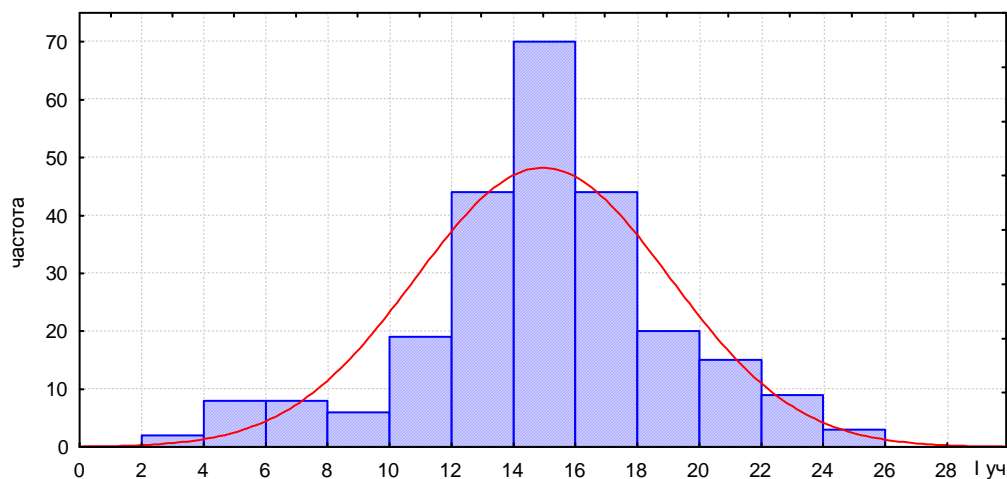


Рисунок 1 – Гистограмма и теоретическая кривая нормального закона распределения среднесуточной метанообильности выемочного участка 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская-западная»

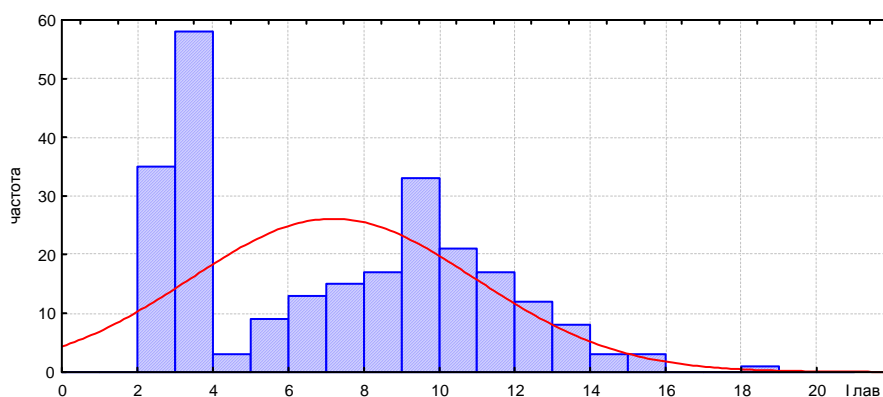


Рисунок 2 – Гистограмма и теоретическая кривая нормального закона распределения среднесуточной метанообильности очистного забоя 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская-западная»

Некоторые авторы [5] предлагают избавляться во временных рядах метановыделений от трендов, что зачастую приводит к нормальному закону распределения. С этой целью, представленные выше ряды подвергнуты преобразованию к первым разностям по формуле $u_t = x_t - x_{t-1}$. Результаты проверки рядов разностей представлены на рисунках 3 и 4.

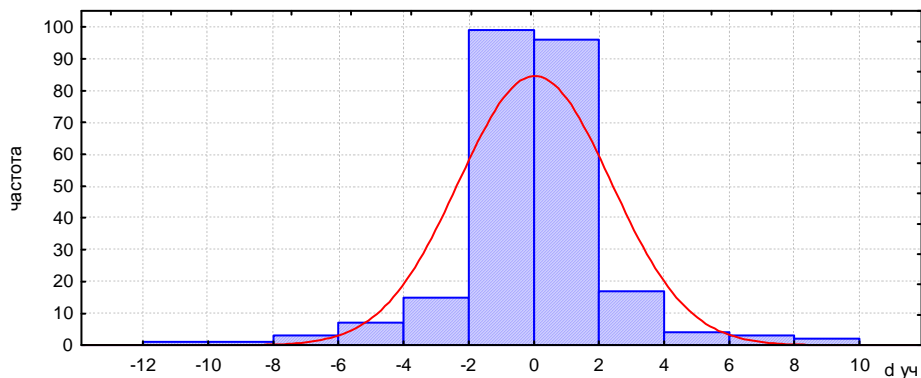


Рисунок 3 – Гистограмма и теоретическая кривая нормального закона распределения для первой разности среднесуточной метанообильности выемочного участка 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская – Западная»

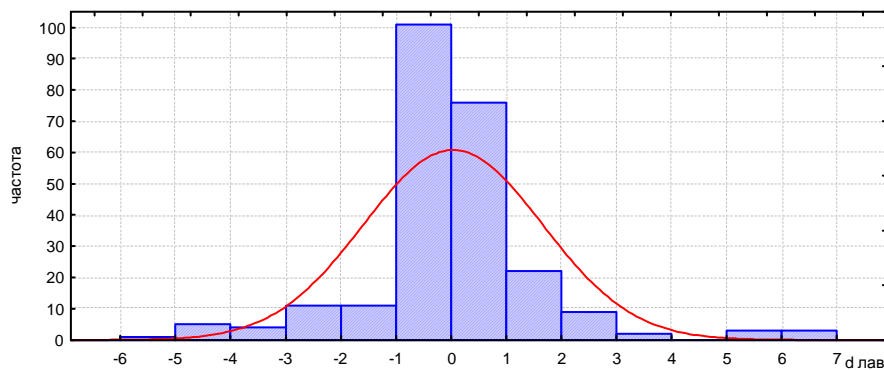


Рисунок 4 – Гистограмма и теоретическая кривая нормального закона распределения для первой разности среднесуточной метанообильности очистного забоя 1 восточной лавы шахты «Самсоновская – Западная»

Результаты проведенных исследований и представленные графики с рассчитанными критериями Пирсона демонстрируют:

а) не соответствие эмпирических распределений метановыделений нормальному закону распределения;

б) эмпирические распределения разностей метановыделения для различных выемочных участков и очистных забоев на разных шахтопластах имеют много общего, а именно, все распределения имеют острые пики и толстые хвосты (т.е. встречаемые частоты редких значений - за пределами трех сигм значительно превышают ожидаемые при нормальном законе распределений в 5-10 раз, следовательно, даже с помощью коэффициента неравномерности эти экстремальные значения не могут быть спрогнозированы).

В настоящее время в результате статистических исследований установлено, что существует множество других вероятностных распределений, в том числе степенные. "Хвосты" этих распределений убывают гораздо медленнее, за что они получили название "распределений с тяжелыми хвостами". Эти законы распределения вероятностей имеют фундаментальный характер для процессов, попадающих под категорию катастрофических. Степенные распределения "с тяжелыми хвостами" описывают не только катастрофы и стихийные бедствия с большими ущербами, но и абсолютное большинство кризисных явлений и аварийных ситуаций.

Следовательно, ряды метановыделений с распределениями степенного вида необходимо прогнозировать с учетом возможных рисков их хаотической динамики, что делает невозможным ограничиваться использованием коэффициента неравномерности, даже если он будет модифицирован. Нужны принципиально новые решения, основанные на более реалистичных моделях стохастических процессов метановыделения.

Для исследований правомерности представления временного ряда метановыделения случайной величиной применяется метод случайного перемешивания данных. Если при этом автокорреляционная функция ряда принципиально не изменяется, то порядок следования данных в ряду не существенен, и рассматриваемую величину правомерно представить случайной величиной.

Для ряда лав была выполнена процедура перемешивания, которая показала принципиальное изменение автокорреляционной функции.

Автокорреляционная функция, рисунок 5, медленно спадает. Такое поведение автокорреляционной функции свидетельствует о том, что в системе обнаруживаются фундаментальные внутренние статистические закономерности, получившие название «долговременная память». Наличие долговременной памяти свидетельствует о неслучайности сложившегося для каждого показателя чередования спадов и подъёмов их значений.

Автокорреляционная функция для перемешанных значений среднесуточной метанообильности, рисунок 6, не выходит за пределы, соответствующие белому шуму. Значит, порядок следования значений метановыделений во временном ряду имеет значение, и, следовательно, при прогнозе ожидаемой метанообильности выработок необходимо моделировать метановыделение как случайный процесс.

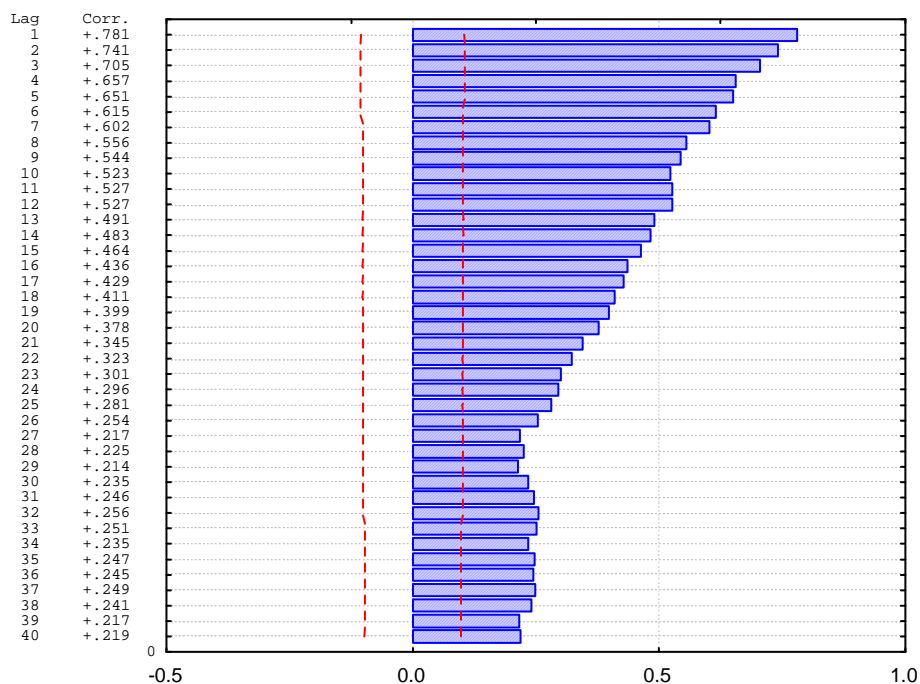


Рисунок 5 – Автокорреляционная функция среднесуточной метанообильности выемочного участка 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская-западная»

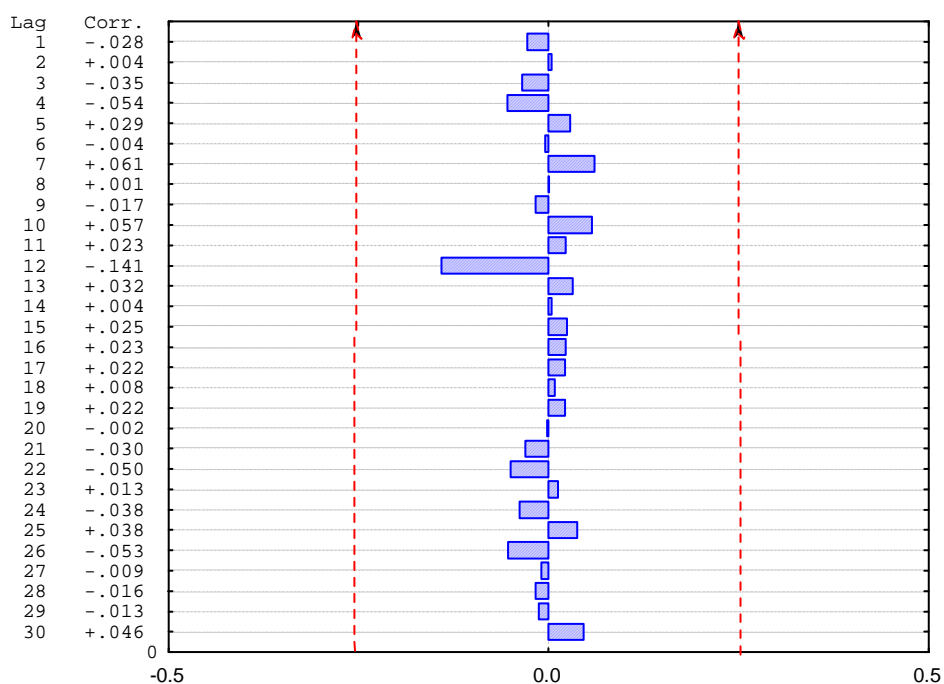


Рисунок 6 – Автокорреляционная функция для перемешанных значений среднесуточной метанообильности луч выемочного участка 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская-западная»

Комплексное исследование динамики метановыделения на основе теории хаоса и динамики нелинейных систем позволяет учитывать смешанную природу процессов метановыделения, заключающуюся в том, что на одних участках временного ряда показатель является детерминированным, на других – не поддается достоверным прогнозам, а на третьих – подчиняется нормальному закону распределения. Поэтому прогнозу по фактической метанообильности выемочного участка должно предшествовать исследование потенциальной прогнозируемости (выявление долговременной памяти, трендов, циклов и тенденций их развития) метановыделений выработки-аналога. Это возможно осуществить при помощи простых индикаторов хаотичности (показатель Херста и др.)[6].

Использование показателя Херста, характеризующего отношение силы тренда (детерминированный фактор) к уровню шума (случайный фактор) для рядов метановыделения и факторов, на них влияющих, позволяет проводить эффективное зонирование ряда метановыделений по степени детерминированности процесса, а, следовательно, сделать прогноз метановыделения более гибким и не привязанным к одной, на весь ряд, модели.

Применение указанных методов теории хаоса в нескольких различных по условиям отработки лавам на этапе ретроспективного анализа выявило некоторые закономерности, которые продемонстрированы на графиках, рисунки 7,8.

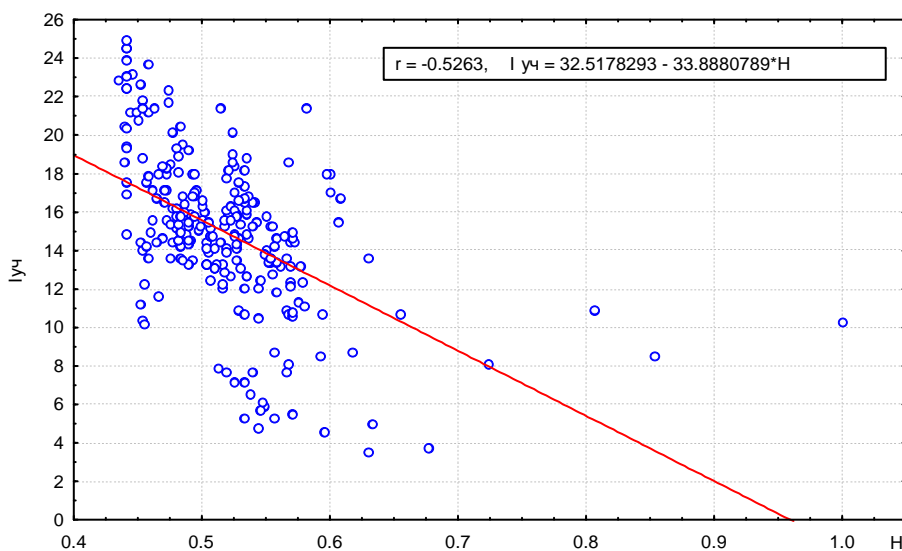


Рисунок 7 – Зависимость $I_{уч}$ от показателя Херста - H для ряда разностей скорости подвигания по выемочному участку 1-й восточной лавы шахта «Самсоновская-западная»

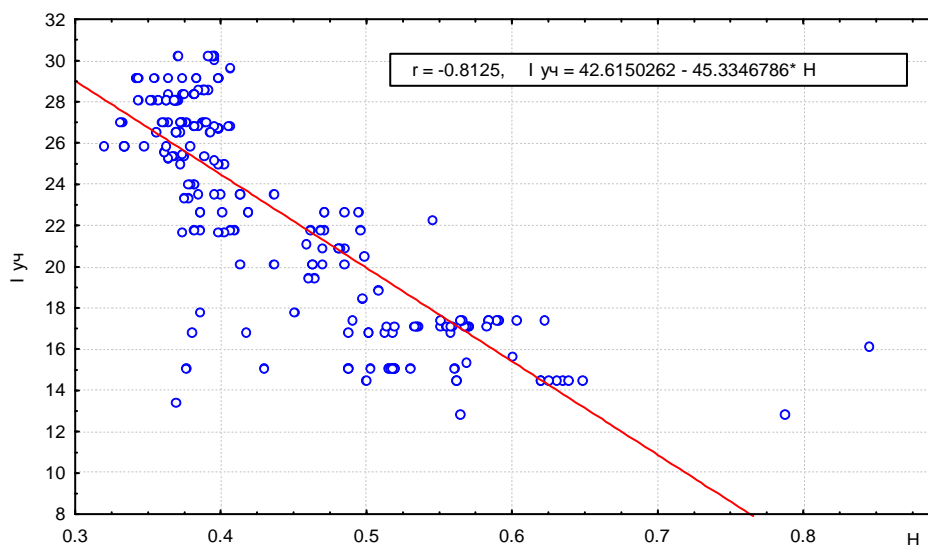


Рисунок 8 – Зависимость $I_{уч}$ от показателя Херста H для ряда разностей скорости подвигания по выемочному участку 25-й орловской лавы шахты «Молодогвардейская»

Оба графика показывают, что при увеличении H (это означает усиление детерминированной составляющей разности подвигания очистного забоя) происходит значительное уменьшение уровня метановыделения выемочного участка. Напротив, при сильно хаотическом изменении скорости подвигания (H менее 0,5) метановыделение существенно увеличивается. Связь между $I_{уч}$ и H существенная, коэффициент корреляции $r = 0,5-0,8$ при объеме выборки $n=285$ наблюдений. Следовательно, контроль за хаотичностью ведения очистных работ (например, по показателю Херста) позволит управлять метановыделением в лаве и на участке.

Необходимо отметить, что в анализируемых рядах связь между метановыделением и скоростью подвигания в явном виде не просматривается (коэффициент корреляции $r = 0,2-0,3$), рисунки 9,10, в то время как применение показателя хаотичности делает связь между факторами очевидной, а возможные выводы – конструктивными.

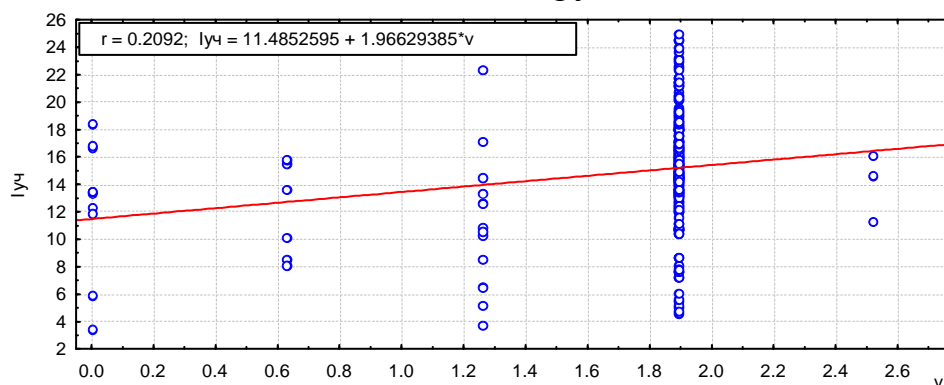


Рисунок 9 – Зависимость $I_{уч}$ от скорости подвигания по выемочному участку 1-й восточной лавы шахты «Самсоновская-западная»

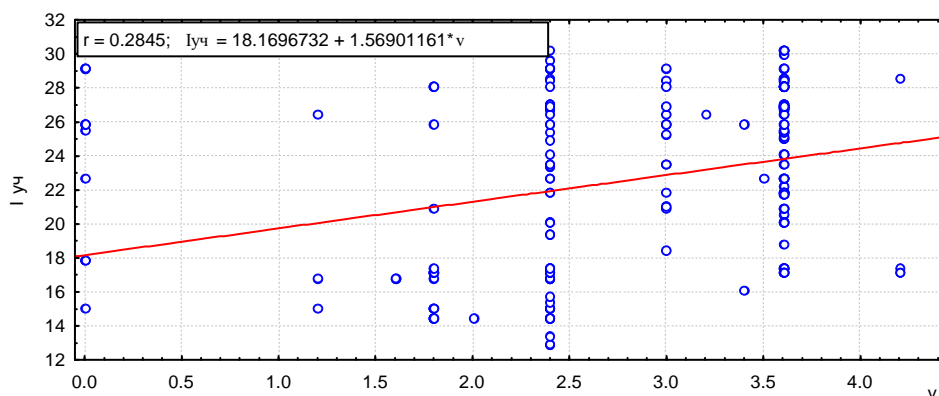


Рисунок 10 – Зависимость $I_{\text{уч}}$ от скорости подвигания по выемочному участку 25-й орловской лавы шахты «Молодогвардейская»

Таким образом, прогноз ожидаемого метановыделения в очистной выработке и на выемочном участке по фактическим данным выработки-аналога необходимо осуществлять по зонам потенциальной прогнозируемости, выделяемых с помощью индикаторов хаотичности.

В пределах выделенных зон целесообразно применять различные прогнозные модели:

- на участке детерминированного поведения метановыделения использовать прогнозную модель SSA [7,8], учитывающую взаимосвязи метановыделения и влияющих факторов;
- на участке с характером процесса близким к случайному блужданию, использовать ARIMA-модели [9];
- на участке хаотичного поведения процесса использовать методы, основанные на прогнозе среднего значения с помощью различных моделей сглаживания [10].

Библиографический список

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт об охране труда. –К.:Основа, 1994. – 312 с.
2. Полевищиков Г.Я., Преслер В.Т., Тризно С.К., Головков М.А. Автоматизированные системы прогноза газопроявлений в угольных шахтах // ФТПРПИ, 1996. - № 3 – С. 54-60.
3. Козырева Е.Н. Определение параметров комплексного управления газовой выделением на выемочном участке // Горный информационно-аналитический бюллетень № 5 – М.: Изд-во МГГУ, 2001. – С. 130-134.
4. Колесниченко Е.А., Колесниченко И.Е. Проблема промышленного извлечения рассеянного в угольных пластах метана и метанобезопасности в шахтах // Горная промышленность, № 5, 2006. – С.53-54.
5. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт М., Недра, 1984, 248с.

6. Hurst, H.E. "Long-term Storage of Reservoirs," *Transactions of the American Society of Civil Engineers* 88, 1991.

7. Голяндина Н.Э. Метод «Гусеница»-SSA: анализ временных рядов: Учеб. пособие. СПб: Изд-во СПбГУ, 2004. 76 с.

8. Подлипенская Л.Е., Бубунец Ю.В. Исследование динамики метановыделения выемочного участка// Сб. научн. трудов ДонГТУ, вып. 23 – Алчевск: ДонГТУ, 2007. – С. 56 - 66.

9. Бокс Дж., Дженкинс Г. Анализ временных рядов. Прогноз и управление /Пер. с англ./, вып. 1, М.: Мир, 1974 – 406с.

10. Кендел М.Д., Стьюарт А. Многомерный статистический анализ и временные ряды.– М.: Наука, 1976.

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

*Ермаков А.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РОЛЬ УГЛЯ В ПОТРЕБЛЕНИИ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ

У статті наведено аналіз потреб у вугіллі та перспектив розвитку вуглевидобутку в світі та Україні.

***Ключові слова:** вугілля, потреби, енергоресурси, запаси, аналіз.*

В статье приведен анализ потребности в угле и перспектив развития угледобычи в мире и Украине.

***Ключевые слова:** уголь, потребление, энергоресурсы, запасы, анализ.*

В XXI веке мировое сообщество может столкнуться с серьезными проблемами, которые способны затормозить поступательное развитие человечества, так как потребности в энергоресурсах растут быстрее, чем возможности их полного удовлетворения. Доли общемировых источников энергии, по данным Администрации энергетического информирования США за 2005г. [1], составляют: нефть – 35,9 %, уголь – 27,7 %; природный газ – 19,3 % биомасса – 7,2 %; гидроэнергия – 6,0 %; ядерная энергетика – 5,9%; биотопливо (этанол) – 1,8%; геотермальная и ветровая энергии – 0,2%.

Из представленных данных следует, что на ближайшую перспективу уголь остается в мире основным видом ископаемого топлива. Он обладает большим чистым выходом полезной энергии при производстве электричества и получении тепла для металлургических процессов, является ценным химическим сырьем и обладает относительно малой стоимостью, а природные запасы его огромны. Однако добыча угля опасна и наносит вред окружающей среде, так как при его переработке выделяется больше углекислого газа на единицу полученной энергии, чем при переработке других ископаемых видов топлива.

Достоверные запасы углей всех видов, по данным Мировой энергетической конференции [2], составляют 1520 млрд. тонн, в том числе каменных (битуминозных), включая антрацит, 920 млрд. тонн, бурых (суббитуминозных и пигнитов) 600 млрд. тонн. С технико-экономической точки зрения сегодняшнего времени извлекаемыми признаются лишь 2/3 достоверных запасов (около 1040 млрд. тонн), причем

более 9/10 сосредоточено в США (1/4), на территории стран бывшего СССР (более 1/5), КНР (около 1/4), ЮАР (более 1/10).

Добывается каменного угля около 3,5 млрд. тонн в год [2], в том числе наибольшее количество в КНР (1,2 млрд. тонн в год), в США (более 850 млн. тонн), в Индии (250 млн. тонн), в ЮАР (200 млн. тонн), в России (200 млн. тонн), в Австралии (около 200 млн. тонн) и в Польше (около 90 млн. тонн). Из общего объема добычи около 11 % идет на экспорт. При этом, если ранее в 2/3 экспорта приходилось на коксующиеся угли, то в связи с кризисными явлениями в черной металлургии и ростом потребления угля в теплоэнергетике спрос на энергетические угли в последнее время стал увеличиваться.

В странах с благоприятными горно-геологическими условиями (США, Австралия, Канада, ЮАР) угольная промышленность является рентабельной отраслью. Однако в ряде стран из-за исчерпания лучших запасов и в результате мировой конкуренции угледобыча признана экономически нецелесообразной и прекращена (Франция, Бельгия, Голландия, Португалия, Япония). В отдельных странах (Германия, Испания) добыча каменного угля поддерживается за счет государственного субсидирования, причем объемы субсидий и добычи из-за закрытия шахт постепенно снижаются. Например, в Германии добыча угля за последние 10 лет уменьшилась более чем в два раза [3].

В некоторых странах (Великобритания, Россия, Украина) для повышения уровня рентабельности угледобычи ранее проводилась или проводится в настоящее время реструктуризация отрасли, основной целью которой является создание системы высокоэффективных конкурентоспособных предприятий с бездотационной добычей угля. Положительным примером реструктуризации является опыт Великобритании, где с 1989г. по 1994г. осуществлена радикальная реструктуризация угольной промышленности, которая ранее находилась в государственной собственности и была нерентабельной. За короткий период значительная часть угледобывающих предприятий в Великобритании была ликвидирована, а остальные модернизированы и приватизированы с прекращением государственного субсидирования.

В СССР угольная промышленность была всегда убыточной и систематически в больших объемах фиксировалась из государственного бюджета. С переходом к рыночной экономике в странах бывшего СССР (Россия, Украина, Казахстан) проводится политика, направленная на обеспечение рентабельности угледобычи за счет повышения цен и снижения себестоимости продукции путем кардинальной перестройки отрасли (закрытия убыточных и модернизации потенциально прибыльных шахт, разгосударствления собственности, внедрения рыночных механизмов хозяйствования). Однако в Украине на этом, казалось бы, пра-

вильном пути было допущено больше ошибок, чем получено положительных результатов.

В этом смысле беспрецедентным примером служит опыт России, угольная отрасль которой в результате проведенной в 1993-2003 гг. реорганизации из дотационной вышла на рентабельные показатели хозяйственной деятельности и демонстрируется потенциал количественного роста. В структуре отрасли работает более 20 приватизированных угледобывающих компаний, большинство из которых перешли во владение крупных металлургических и энергетических холдингов, а также корпораций, являющихся потребителями угля как сырья или топлива. В настоящее время в России процесс реструктуризации практически завершен. Неприватизированными остаются только несколько угольных компаний, работающих в специфических условиях или располагающих малопривлекательным шахтным фондом. Частным капиталом контролируется в России почти 98 % добычи угля [3].

Угольная промышленность Казахстана с 1992 г. по 1999 г. также пережила тяжелые времена, обусловленные прекращением государственной дотации. Сегодня практически все угледобывающие предприятия страны являются структурными подразделениями крупных энергетических или металлургических компаний. Угольная отрасль практически полностью приватизирована и шахты развиваются за счет иностранных инвестиций [3].

Российские и казахские угольные предприятия еще пока не имеют (за редким исключением) высокого уровня рентабельности, достаточного для самостоятельного устойчивого развития. Поэтому они вынуждены интегрироваться в структуры крупных финансово-промышленных групп, контролируемых металлургическими и энергетическими компаниями. Подобная тенденция может стать актуальной и для угольной промышленности Украины.

Из проведенного анализа следует, что ситуация относительно перспектив добычи угля в различных странах неоднозначна и определяется она, прежде всего, горно-геологическими условиями и уровнем рентабельности разработки месторождений. Страны, располагающие благоприятными природными условиями разработки угольных месторождений (США, Австралия, Канада, ЮАР, Китай, Россия, Казахстан), как правило, наращивают объемы добычи угля. Страны, которые добывают уголь в более сложных условиях (Польша, Великобритания) пытаются сохранить объемы добычи на достигнутом уровне и обеспечить рентабельность отрасли. Страны, где имеются большие запасы угля, но месторождения отличаются значительной сложностью (Германия, Испания, Венгрия, Чехия) сокращают добычу каменного угля, а убытки покрываются за счет государственного субсидирования.

Следует заметить, что угольная промышленность как никакая другая отрасль, нуждается в постоянных инвестициях для возобновления фронта очистных работ, снижения издержек и повышения производительности труда. Мировые потребности в инвестициях составляют 13 млрд. дол. в год [1]. Финансовые средства, прежде всего, нужны для реструктуризации рынков сбыта угольной продукции, совершенствования системы ценообразования, разработки действенных механизмов предоставления предприятиям отрасли государственной поддержки, в том числе на закрытие нерентабельных шахт, реконструкцию перспективных и строительство новых.

Таким образом, среди традиционных источников энергии (нефть, уголь, природный газ) на ближайшую перспективу уголь, несмотря на сложности его добычи, остается перспективным энергоресурсом. Согласно прогнозам, выполненным различными организациями, на протяжении следующих трех десятилетий потребление угля будет возрастать со среднегодовыми темпами 1,4-1,6 %, уступая нефти (1,7 %) и природному газу (2,7-2,8 %) [3], но оставаясь основным ресурсом для производства электроэнергии. При этом доля его использования в отдельно взятой стране, в первую очередь, зависит от имеющихся запасов, сложившейся мировой конъюнктуры и ограничений из-за негативного воздействия на среду обитания человека. Так, например, если в структуре мировых запасов органического топлива на уголь приходится 67 %, на нефть 18 % и на природный газ – 15 %, то в Украине эти показатели составляют соответственно: 95,4 %, 2,5 и 2,6 % [4]. Поэтому в Украине углю в ближайшее время альтернативы нет.

По оценкам специалистов, учитывая, что достоверные запасы нефти в мире оцениваются в 140 млрд. тонн, а ежегодная добыча составляет около 3,5 млрд. тонн, запасы нефти существенно истощатся через 40 лет. Запасы природного газа в настоящее время оцениваются в 130 млрд. тонн нефтяного эквивалента. Ежегодно в мире потребляется 2,2 трлн. м³ природного газа, причем его потребление растет самыми большими темпами. Поэтому разведанных запасов природного газа при таких темпах хватит только на 60 лет. Мировых запасов угля, с учетом современных объемов добычи и потребления, достаточно на 500-600 лет, а при совершенствовании технологии переработки угля и сжигания его на тепловых электростанциях и того более [5]. Следовательно, в XXI столетии удельный вес угля в балансе энергопотребления будет только возрастать.

Таким образом, угольная промышленность Украины – стратегическая отрасль, так как уголь является единственным собственным энергетическим сырьем, запасов которого потенциально достаточно для обеспечения энергетических потребностей страны на столетия. В Ук-

раине сложилось противоречие между чрезвычайно важным значением угольной промышленности и крайне сложным состоянием отрасли. Стратегическая цель развития угольной промышленности состоит в стабилизации и дальнейшем ее развитии для достижения экономически обоснованных объемов производства угольной продукции, требуемых для энергетической безопасности государства.

Библиографический список

1. Ширнин И.Г., Палкин В.А., Дубницкий В.И. Энергетическая безопасность в мире // Уголь Украины – 2007. – № 11. – С. 6-11.
2. Ширнин И.Г., Палкин В.А., Дубницкий В.И. Энергетическая безопасность в мире // Уголь Украины. – 2007. – №12. – С. 38-43.
3. Янко С.В., Чуприна Е.С. Состояние и перспективы приватизации угледобывающих предприятий в Украине // Уголь Украины – 2007. – № 1. – С.17-22.
4. Программа развития угольной промышленности «Украинский уголь»: Утв. Постановлением Кабинета Министров Украины № 1205 от 15 сентября 2001 г. – Приложение к газете «Сбойка», 2001. – 67 с.
5. Тополов В.С., Грядущий Б.А., Петренко С.Я. Угольная отрасль Украины: энергоресурсы, ретроспектива, состояние, проблемы и стратегии развития. – Донецк: ООО «Алан», 2005. – 408 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Бабиюком Г.В.

МЕТАЛУРГИЯ

*д.т.н. Петрушов С.Н.,
к.т.н. Русанов И.Ф.,
к.ф.-м.н. Русанова Н.И.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ОСОБЕННОСТИ ПОДГОТОВКИ И ПОДАЧИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ЗАЖИГАТЕЛЬНЫЙ ГОРН АГЛОМЕРАЦИОННОЙ МАШИНЫ

Розглянуті різні схеми підготовки пиловугільного палива з метою використання його в запалювальних горнах агломераційних машин. Обґрунтована доцільність використання схеми, при якій збирається та виділяється вугільна пил, що утворюється під час здрібнення палива у агломераційному цеху, а далі подається у запалювальний горн агломашини.

***Ключові слова:** пиловугільне паливо, запалювальний горн, агломераційна машина.*

Рассмотрены различные схемы подготовки пылеугольного топлива с целью использования его в зажигательных горнах агломерационных машин. Обоснована целесообразность использования схемы, при которой собирается и выделяется угольная пыль, которая образуется в результате дробления топлива на агломерации, а дальше подается в зажигательный горн агломашины.

***Ключевые слова:** пылеугольное топливо, зажигательный горн, агломерационная машина.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

При разработке технологий с использованием пылеугольного топлива в любом процессе приходится решать несколько проблематичных задач.

Самая важная из них – получение пылеугольного топлива.

Как следует из теории и практики применения пылеугольного топлива в различных агрегатах, оно должно иметь тонкий помол. В противном случае неизбежно неполное сгорание его. К тому же, угольная пыль должна иметь низкую влажность - не более 1 %.

Обычно угольную пыль получают измельчением крупного топлива в мельницах. Это требует больших капитальных и эксплуатационных

затрат. В процессах, в которых в результате использования пылеугольного топлива получается более дорогой продукт (электроэнергия на электростанциях) или же экономится дорогое топливо (кокс в доменном процессе), затраты на получение пылеугольного топлива экономически оправданы.

В агломерации использование известных схем подготовки пылеугольного топлива из-за их дороговизны неприемлемо.

В связи с этим возникает проблема получения пыли с минимальными затратами.

Второй важной проблемой, возникающей при использовании угольной пыли для зажигания агломерационной шихты и ввода в слой дополнительного тепла, является вдувание пыли в зажигательный горн и ее рациональное сжигание.

Обе выделенные проблемы имеют как научное, так и практическое значение.

Анализ исследований и публикаций.

В результате анализа известных исследований и публикаций установлено, что к настоящему времени вопрос о подготовке пылеугольного топлива и вдувания его в зажигательный горн не рассматривался. Отсутствуют какие-либо сведения, позволяющие оценить не только целесообразность, но и возможность использования пыли для зажигания агломерационной шихты.

Постановка задачи.

Основной задачей, решаемой в данной работе, является анализ различных схем подготовки угольной пыли и оценка возможности их применения в условиях аглофабрики, а также рассмотрение схемы выделения из агломерационного топлива угольной пыли, которая образуется во время его дробления. Кроме того, решаются задачи транспортировки пыли к зажигательному горну и вдувания ее в горн.

Изложение материала и его результаты.

В промышленных условиях угольную пыль получают измельчением предварительно подсушенного угля в мельницах. С технической точки зрения процесс получения угольной пыли затруднений не вызывает. В настоящее время главным критерием процесса подготовки является его экономичность.

Обычно уголь имеет влажность 3-7 % [1]. В условиях аглофабрики Алчевского металлургического комбината (АМК) уголь марки АС имеет влажность 3-5 %, а коксовая мелочь – до 10 %.

Простой расчет показывает, что для подсушки 1 т топливной смеси угля АС и коксовой мелочи, взятых в соотношении 1:1, требуется затратить около 160 МДж. Для получения такого количества тепла

необходимо сжечь 5 м³ природного или 9 м³ коксового или 40 м³ доменного газа.

При дроблении топлива, например, в шаровой мельнице типа ШМБ-360/600 на 1 т угля в среднем затрачивается 35 кВт/час или 126 МДж теплоты.

В целом на приготовление 1 т пыли необходимо затратить не менее 290 МДж тепла.

В тоже время при сжигании 1 т пыли в зажигательном горне агломашины количество полученного тепла будет равно 25 000 МДж. Тогда энергетические затраты на приготовление пыли составят всего 1,16 % от общего количества тепла, идущего на зажигание аглошихты.

Традиционная схема подготовки пыли непосредственно на аглофабрике требует установки дополнительного оборудования, что связано с вложением немалых средств, в результате чего использование угольной пыли станет экономически нецелесообразным.

Как вариант, при зажигании агломерационной шихты может использоваться готовая угольная пыль, поставляемая с ТЭЦ пневмонасосами или в цементовозах. Однако, учитывая нынешние цены на уголь и угольную пыль, такой вариант также нерентабелен.

Сказанное выше требует поиска вариантов использования угольной пыли, которая образуется в ходе подготовки топлива к агломерации.

Как показывает анализ результатов отсева топлива, сделанного на разных участках тракта его приемки и подготовки к агломерации в аглоцехе АМК (таблица 1) угольная пыль присутствует в топливе на всех участках.

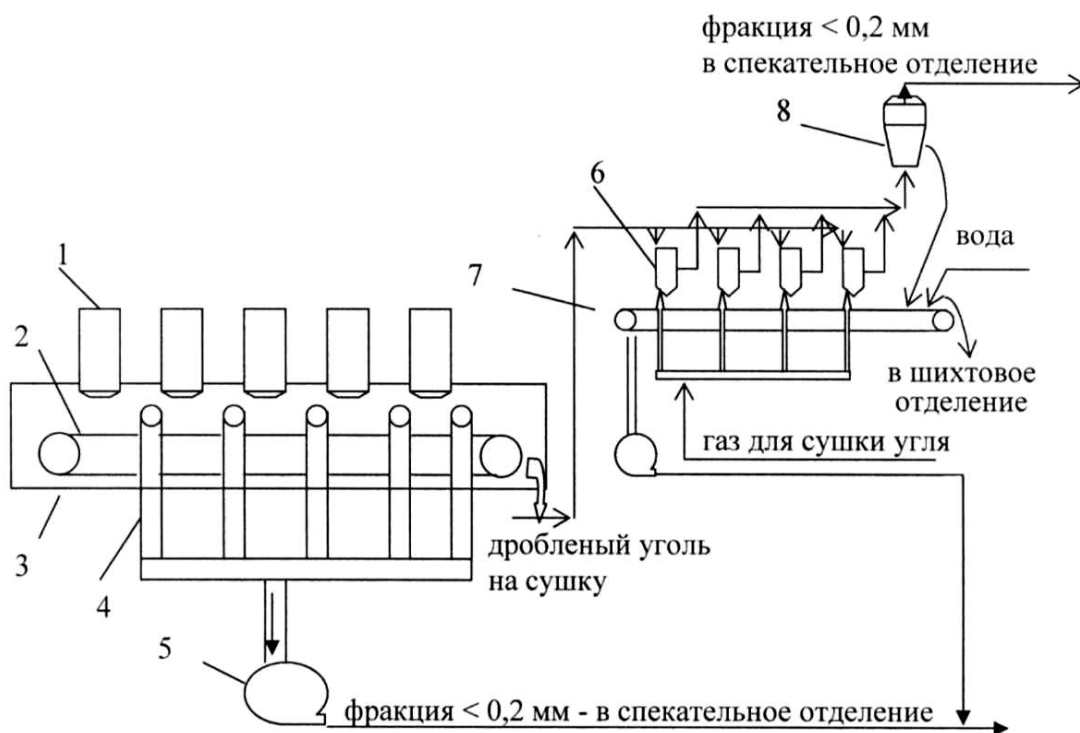
Согласно приведенным данным, в агломерационном топливе содержится от 7 до 15 % фракций крупностью менее 0,2 мм, то есть в каждой тонне дробленого топлива содержится от 70 до 150 кг угольной пыли. Это та пыль, которая остается во влажном топливе. Кроме того, часть угольной пыли (примерно 1-2 % от массы угля) уходит в атмосферу. С учетом потерь пыли реальное ее содержание в тонне дробленого топлива составляет от 100 до 200 кг.

Эта пыль является результатом переизмельчения топлива, и ее присутствие в топливе ухудшает условия его горения спекаемом слое аглошихты. Учитывая это, целесообразно улавливать эту пыль и вдувать в зажигательный горн агломашины.

На рисунке 1 приведена схема сбора и выделения пыли из топлива в отделении его дробления.

Таблица 1 – Содержание фракций меньше 0,2 мм в топливе на разных участках тракта его подготовки к агломерации

Место отбора проб	Вид топлива	Содержание фракций, %		
		< 0,05	0,05 - 0,1	0,1 - 0,2
Бункера отделения приемки топлива	АС	0,003	0,047	0,118
	АС	0,003	0,054	0,211
	КМ	0,069	0,391	0,838
После дробления на молотковой дробилке	АС	0,009	0,589	1,253
	КМ	0,006	0,814	1,640
	смесь	0,046	0,114	0,305
Отделение дробления топлива	смесь	1,820	3,519	10,32
	смесь	0,222	2,180	5,78
Шихтовое отделение	смесь	0,145	0,632	4,850



1 – четырехвалковые дробилки, 2 – конвейер, 3 – кожух конвейера, 4 – всасывающие отводы пыли, 5 – мельничный вентилятор, 6 – промежуточные бункера дробленого топлива, 7 – конвейер, 9 – сепаратор.

Рисунок 1 – Схема сбора и выделения пыли в отделении дробления топлива

Согласно приведенной схеме сборный конвейер дробленого топлива закрывается съемным кожухом с всасывающими отводами для пыли. Всасывание пыли осуществляется мельничным вентилятором или другим всасывающим устройством. Пыль крупностью менее 0,2 мм пневмотранспортом передается в спекательное отделение. Количество этой пыли невелико, однако ее отсос из топлива позволит существенно снизить запыленность в отделении дробления топлива и загрязнение окружающей среды.

Улавливание основного количества пыли из дробленого топлива предполагается производить в промежуточных бункерах. С целью более полного выделения из топлива пыли предусматривается сушка топлива в этих же бункерах.

Для сушки топлива в условиях аглофабрики целесообразно использовать тепло газа, который отсасывается из последних вакуум-камер, или же тепло агломерата, улавливая его в хвостовой части агломашинны путем обдува сходящего со спекательных тележек агломерата.

Наиболее приемлемым является технология с отсосом газа последних вакуум-камер, так как она требует минимум капитальных вложений.

Средняя температура газов, отходящих из трех последних вакуум-камер, равна 250°C (диапазон колебаний температуры 200-300°C). При скорости фильтрации воздуха через слой в этой зоне, равной 0,5 м³/с, количество воздуха трех вакуум – камер составляет 8,4 м³/с или 504 м³ в минуту.

Среднее теплосодержание горячего газа, отсасываемого из последних вакуум-камер за 1 час, составит:

$$Q_{\Gamma} = 60 c_{\Gamma} \cdot V_{\Gamma} \cdot t_{\Gamma} = 60 \cdot 1,34 \cdot 504 \cdot 250 = 10\,140 \text{ МДж / час},$$

где 1,34 – теплоемкость газа кДж/м³·°С.

На аглофабрике производительностью 15000 т агломерата в сутки дробится около 44 т топлива в час. Для сушки такого количества топлива требуется затратить

$$Q = m \cdot Q_c = 44 \cdot 160 = 7\,040 \text{ МДж / час},$$

где Q_c – тепло испарения влаги, МДж / кг.

Как следует из приведенного расчета, тепла отходящих газов вполне достаточно для сушки всего дробленого топлива.

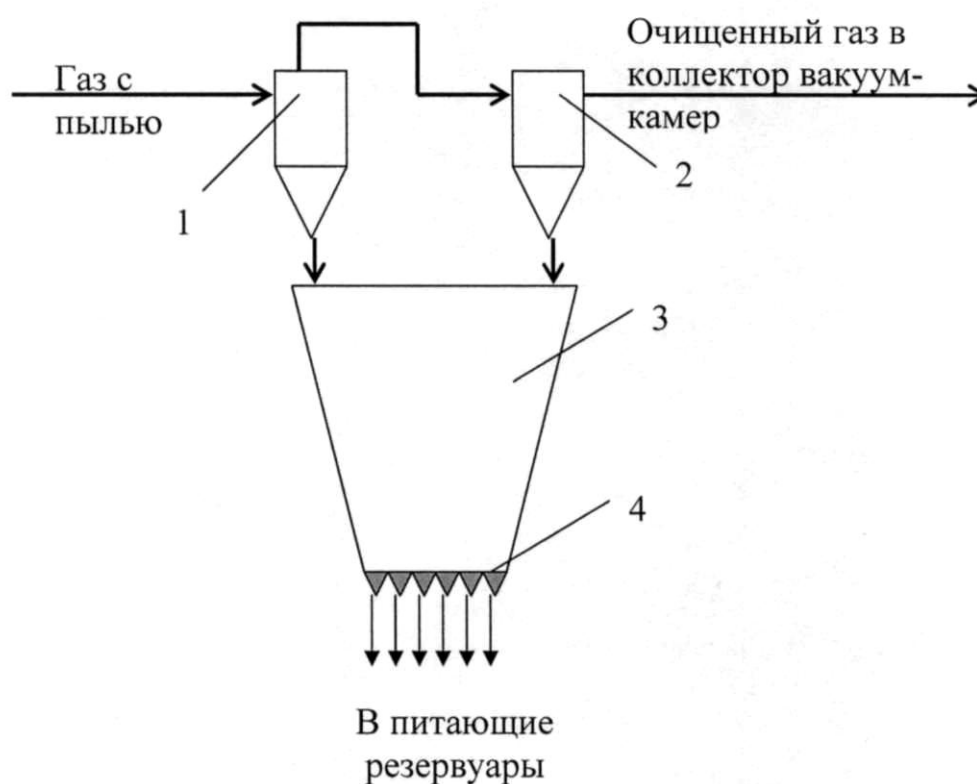
Согласно приведенной схеме угольная пыль выдувается из подсушенного топлива в бункере газом, подаваемым для сушки, транспор-

тируется в сепаратор для отделения крупных фракций и затем – в спекательное отделение.

Сухое топливо после выхода из промежуточных бункеров орошается водой в количестве, исключающем пылевыведение в ходе его транспортирования в шихтовое отделение аглофабрики.

В спекательном отделении должны быть решены следующие основные задачи: выделение угольной пыли из газа и ее сбор, распределение по агломерационным машинам и вдувание ее в зажигательный горн.

Для выделения пыли из транспортирующего газа может быть использован любой из известных способов сухой очистки газов от пыли [2]. На схеме, приведенной на рисунке 2, отделение пыли от газа предусматривается производить в две стадии.



1 – циклон, 2 батарейный циклон,
3 – бункер угольной пыли, 4 – питатели

Рисунок 2 – Схема выделения угольной пыли из транспортирующего газа

Первоначально газ с пылью подается в обычный циклон, а затем – в батарейный циклон (мультициклон). Выделенная пыль подается в бункер пыли. Газ, после выделения из него пыли, по трубопроводу подается в коллектор вакуум-камер агломерационной машины для даль-

нейшей полной его очистки совместно с отходящими из вакуум-камер газами.

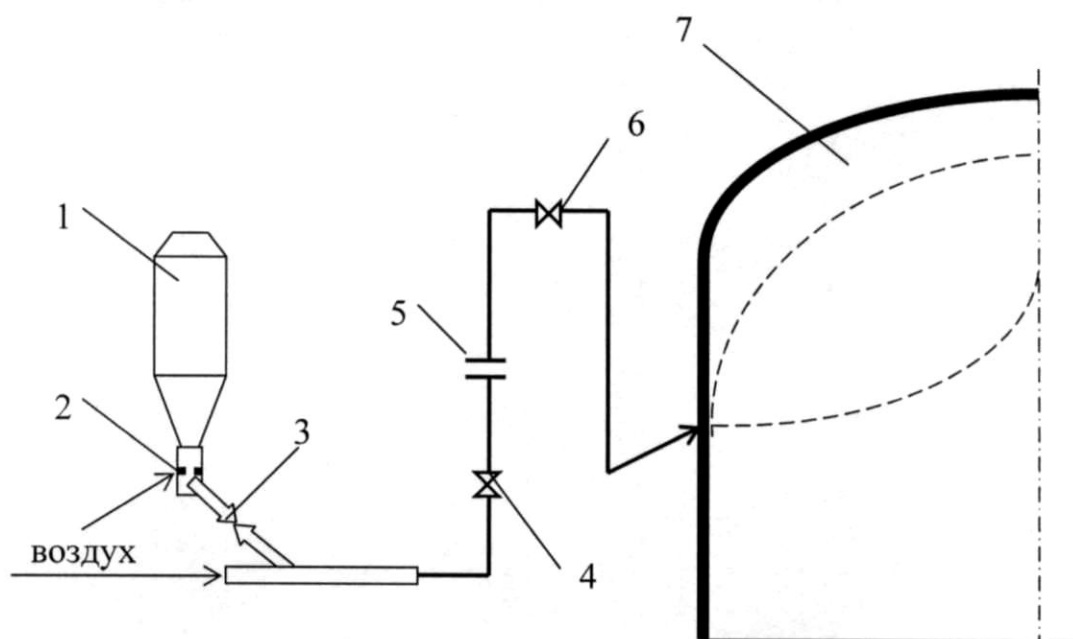
Уловленная пыль из бункера пыли распределяется по питающим резервуарам агломерационных машин.

Из питающих резервуаров угольная пыль подается в зажигательный горн агломашины. Схема подачи пыли в горн показана на рисунке 3.

Согласно схеме, поступившая в питающий резервуар пыль питателем выдается в трубопровод, подающий ее в горелки, установленные по бокам зажигательного горна.

Питающий резервуар оборудован двумя питателями, каждый из которых работает на горелки одной стороны горна.

Материал от питателя к горелкам передается по трубопроводу сжатым воздухом, который подводится в двух местах: непосредственно в резервуар к питателю и в транспортный трубопровод. Первый поток воздуха должен способствовать более равномерной выдаче материала питателем, а с помощью второго потока пыль подается в горн.



1 – питающий резервуар, 2 – питатель, 3,4 – пробковые краны, 5 – измерительная диафрагма, 6 – обратный клапан, 7 – зажигательный горн

Рисунок 3 – Схема подачи угольной пыли в зажигательный горн

Для выдачи пыли из питающего резервуара могут быть использованы питатели аэрационного действия. Как показали исследования работы этих питателей в схеме вдувания угольной пыли в горн доменной

печи на Донецком металлургическом заводе [3], они обеспечивают устойчивую работу системы. При этом можно изменять параметры их работы и добиваться равномерной выдачи пыли.

Горелки в стенках горна должны располагаться под углом, обеспечивая встречу двух факелов для равномерного нагрева горна по его ширине. Количество горелок выбирается из расчета, чтобы фронты соседних факелов соприкасались, и общий факельный фронт покрывал всю площадь зоны зажигания горна.

Выводы и направление дальнейших исследований.

В условиях агломерационной фабрики целесообразно и экономически выгодно улавливать и выделять угольную пыль, которая образуется при дроблении агломерационного топлива в отделении его дробления по рассмотренной схеме.

С целью определения основных технологических параметров тракта улавливания, выделения угольной пыли, транспортировки ее к зажигательному горну агломашины и вдувания в него необходимо проведение промышленных испытаний.

Библиографический список

1. *Теплотехника: Учебн. для вузов / А.П.Баскаков, Б.В.Берг, О.К.Витт Ю.В.Кузнецов и Н.Ф.Филипповский. М: Энергоатомиздат, 1991. – 224 с.*
2. *Механическое оборудование фабрик окускования и доменных цехов / В.М.Гребеник, Д.Ф.Сторожик, Л.А.Демьянец и др.-К: Вища школа, 1985.-312 с.*
3. *Дунаев Н.Е., Кудрявцева З.М., Кузнецов Ю.М. Вдувание пылевидных материалов в доменные печи. – М.: Металлургия, 1977. - 208 с.*

*д.т.н. Петрушов С.Н.,
к.т.н. Русанов И.Ф.,
Мыцык Н.А.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ОСОБЕННОСТИ СЖИГАНИЯ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ В ЗАЖИГАТЕЛЬНОМ ГОРНЕ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ МАШИНЫ

Розглянуті різні схеми спалювання пиловугільного палива в топках та горнах різних конструкцій. Обґрунтована доцільність використання факельного способу спалювання пиловугільного палива при його використанні у запалювальних горнах агломераційних машин.

Ключові слова: *пилевугільне паливо, запалювальний горн, агломераційна машина.*

Рассмотрены разные схемы сжигания пылеугольного топлива в топках и горнах разных конструкций. Обоснована целесообразность использования факельного способа сжигания пылеугольного топлива при его использовании в зажигательных горнах агломерационных машин.

Ключевые слова: *пылеугольное топливо, зажигательный горн, агломерационная машина.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Одним из перспективных направлений совершенствования зажигания агломерационной шихты и ее дополнительного нагрева является сжигание в зажигательном горне вместо газообразного топлива пылеугольного. Как известно этот вид топлива широко применяется в теплоэнергетике и доменном процессе.

Процесс горения пылеугольного топлива в горне доменных печей и энергетических установках достаточно хорошо изучен.

В агломерационном производстве пылеугольное топливо пока не нашло применения. Главной причиной этого является отсутствие теоретических проработок и опытных данных, позволяющих оценить преимущества и недостатки такой технологии. К тому же, как свидетельствует, например, опыт применения пылеугольного топлива в доменном производстве практическому его использованию в производственных условиях должны предшествовать теоретические исследования и на их основе оценка затрат на подготовку угольной пыли, ее доставку и пода-

чу в зажигательное устройство, а также организация рационального его сжигания в нем.

Анализ исследований и публикаций.

Из проведенного анализа следует, что наилучшие условия нагрева и зажигания аглошихты обеспечиваются при сжигании в зажигательном горне агломашины природного или коксового газа. В то же время, с целью снижения себестоимости агломерата могут применяться смеси природного или коксового газа с доменным. Содержание доменного газа в смеси может быть не более 50-60 %. Перспективным является использование для нагрева и зажигания аглошихты угольной пыли и отходов пластмасс.

При этом могут быть обеспечены требуемые условия зажигания шихты при улучшении условий труда на аглофабрике и снижении загрязнения окружающей среды.

Необходимо разработать технологию сбора угольной пыли по всему тракту подготовки топлива к агломерации и вдувания ее в зажигательный горн. Следует также всесторонне изучить особенности нагрева и зажигания аглошихты с использованием угольной пыли и отходов пластмасс.

Постановка задачи.

Основной задачей, решаемой в данной работе, является обоснование возможности сжигания пылеугольного топлива в зажигательных горнах агломерационных машин, разработка технологии ее вдувания в зажигательный горн, рассмотрение особенностей нагрева и зажигания топлива аглошихты с использованием пылеугольного топлива.

Изложение материала и его результаты.

Ранее были рассмотрены теоретические вопросы применения угольной пыли для зажигания агломерационной шихты вместо газообразного топлива, основанные на сравнении условий горения этих двух видов топлива [1].

Однако, так как механизмы горения газообразного топлива и угольной пыли различны, возникают вопросы, связанные с реализацией технологии зажигания агломерационной шихты с заменой газообразного топлива угольной пылью.

Как известно, горение газообразного топлива осуществляется в объеме и относится к гомогенному горению, которое может происходить в кинетической и диффузионной областях.

При зажигании агломерационной шихты сжигание газообразного топлива производят в кинетической области, специально усиливая перемешивание газа и воздуха, применением турбулентных горелок типа труба в трубе. В таких условиях основную роль играют химические

процессы, связанные с окислением горючих компонентов топлива, что позволяет эффективно вести процесс зажигания шихты.

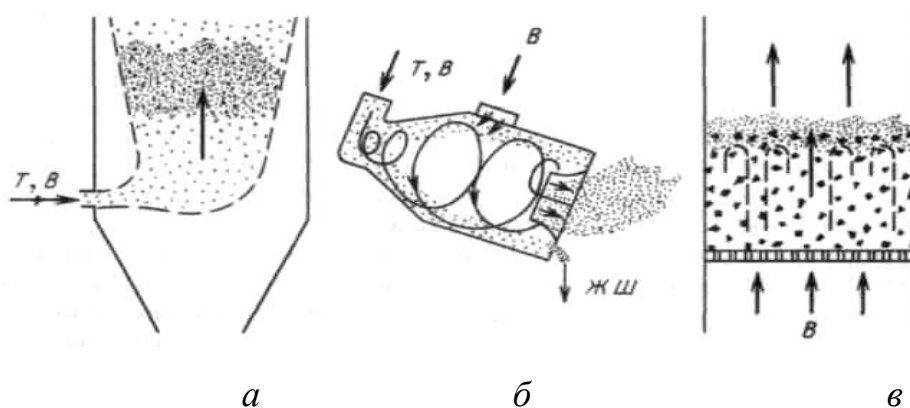
Горение твердого топлива, в том числе и угольной пыли, относится к гетерогенному процессу с частичным гомогенным горением летучих веществ.

Процесс горения твердого топлива делится на следующие стадии: подогрев и подсушка топлива, процесс пирогенного разложения топлива с выделением летучих веществ и образованием коксового остатка, горение летучих и горение коксового остатка.

Выделение летучих (горючей смеси газообразных составляющих H_2 , CO , CO_2 , CH_4 , C_nH_m , H_2O и др.) происходит при нагреве топлива до 473 К и выше (до 200 °С и выше) в зависимости от возраста угля [2]. При горении летучие воспламеняются первыми, и с их горения начинается процесс горения топлива. Летучие вещества сгорают достаточно интенсивно, как обычное газообразное топливо.

Тепло, выделяемое при горении летучих, способствует повышению температуры и дальнейшему развитию процесса горения. Углерод воспламеняется при температуре свыше 975 К (700 °С) после завершения выхода летучих и их горения. Вызвано это тем, что в начале кислород расходуется на горение летучих и его недостаточно для горения твердого углерода. Процесс горения углерода продолжителен, зависит от интенсивности подвода кислорода к поверхности топливной частицы, и именно он определяет общее время горения.

Интенсификация горения пылеугольного топлива достигается различными методами. Схемы организации процессов горения пылеугольного топлива приведены на рисунке 1.



а – при факельном сжигании, в – в циклонной топке;
 г – в кипящем слое;
 В – воздух; Т, В – топливо, воздух; ЖШ – жидкий шлак

Рисунок 1 – Схемы организации сжигания пылеугольного топлива

Как видно из рисунка 1 для зажигания пылеугольного топлива в горне агломашины может быть использовано факельное его сжигание.

Факельное сжигание пылеугольного топлива заключается в том, что измельченные угли подаются в топочное устройство (зажигательный горн) вместе с воздухом. При этом пылинки увлекаются потоком газа, относительная скорость между ними очень мала. Но и время их сгорания чрезвычайно мало - секунды и доли секунд.

В факельных (камерных) топках тонко размолотая горючая пыль вдувается через горелки вместе с необходимым для горения воздухом (см. рис. 1, *a*) аналогично тому, как сжигаются газообразные или жидкие топлива. Такие топки пригодны для сжигания любых топлив. Они могут быть спроектированы практически на любую сколь угодно большую мощность. Поэтому камерные топки занимают сейчас в энергетике доминирующее положение.

Топливо измельчается в мельничных устройствах и вдувается в топочную камеру через пылеугольные горелки. Транспортирующий воздух, вдуваемый вместе с пылью, называется первичным.

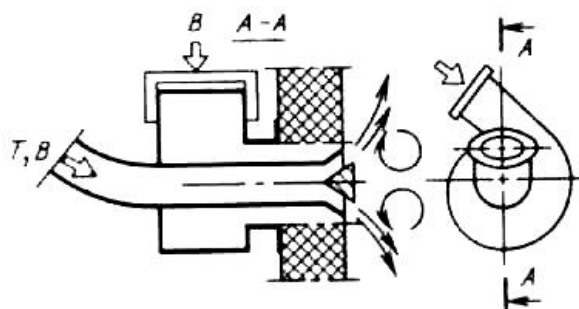
При камерном сжигании твердых топлив в виде пыли летучие вещества, выделяясь в процессе ее прогрева, сгорают в факеле как газообразное топливо, что способствует разогреву твердых частиц до температуры воспламенения и облегчает стабилизацию факела. Количество первичного воздуха должно быть достаточным для сжигания летучих. Оно составляет от 15 - 25 % всего количества воздуха для углей с малым выходом летучих (например, антрацитов) до 20 - 55 % для топлив с большим их выходом (бурых углей). Остальной необходимый для горения воздух (его называют вторичным) подают в топку отдельно и перемешивают с пылью уже в процессе горения [3].

Для того чтобы пыль загорелась, ее нужно сначала нагреть до достаточно высокой температуры. Вместе с нею в энергетических установках, естественно, приходится нагревать и транспортирующий ее (т. е. первичный) воздух. Удастся это сделать только путем подмешивания к потоку пылевзвеси раскаленных продуктов сгорания.

При вдувании угольной пыли в зажигательный горн потребность в нагреве ее и транспортирующего воздуха отпадает. Связано это с тем, что если при обычном сжигании в топках продукты сгорания пыли движутся вверх, то в зажигательном горне – вниз. В первом случае пыль вводится в “холодную” зону, а во втором – в горячую.

Хорошую организацию сжигания твердых топлив (особенно трудносжигаемых, с малым выходом летучих) обеспечивает использование так называемых улиточных горелок (рис. 2). В этих горелках угольная пыль с первичным воздухом подается через центральную трубу и благодаря наличию рассекателя выходит в топку в виде тонкой

кольцевой струи. Вторичный воздух подается через “улитку”, сильно закручивается в ней и, выходя в топку, создает мощный турбулентный закрученный факел, который обеспечивает подсос больших количеств раскаленных газов из ядра факела к устью горелки. Это ускоряет прогрев смеси топлива с первичным воздухом и ее воспламенение, т. е. создает хорошую стабилизацию факела. Вторичный воздух хорошо перемешивается с уже воспламенившейся пылью благодаря сильной его турбулизации.



В — воздух; Т, В — топливо, воздух

Рисунок 2 – Прямоточно-улиточная горелка для твердого пылевидного топлива

При описанном способе сжигания пылеугольного топлива крупные частицы топлива не успевают сгореть в факеле. В промышленных энергетических установках наиболее крупные частицы топлива догорают в процессе их полета в потоке газов в пределах топочного объема, который характеризуется большой высотой рабочего объема (несколько метров).

Зажигательные горны агломашин имеют небольшие размеры. Например, удлиненный газовый горн агломшины АКМ 3-85/160 имеет площадь зажигания $6,75 \text{ м}^2$ и площадь зоны дополнительного (внешнего) нагрева шихты – 26 м^2 . При ширине машины 2,5 м длина зоны зажигания равна 2,7 м. При таких размерах горна крупные частицы топлива не смогут догорать в потоке отходящих газов. В то же время эти частицы, оседая на поверхности шихты, будут являться источником дополнительного тепла в зоне внешнего нагрева шихты.

При факельном сжигании угольной пыли в каждый момент времени в топке энергоустановок находится ничтожный запас топлива – всего несколько десятков килограммов. Это делает факельный процесс весьма чувствительным к изменениям расходов топлива и воздуха и позволяет при необходимости практически мгновенно изменять производительность топки так же, как и при сжигании газа или мазута.

Как отмечалось ранее, для эффективного зажигания шихты интенсивность теплового потока в горне должна быть равной 30-50 МДж / м²·мин. Для обеспечения такой интенсивности, даже при условии полной замены газообразного топлива угольной пылью в горновом пространстве будет сжигаться в минуту 5-10 кг пыли. На сжигание такого количества пыли при коэффициенте расхода воздуха равном 1,2-1,4 потребуется 60-120 м³ воздуха. Из этого количества воздуха на транспортирование пыли будет затрачиваться 10-25 м³/ мин.

Выводы и направление дальнейших исследований.

На основании проведенного поиска различных схем и технологических параметров зажигания агломерационной шихты с использованием пылеугольного топлива установлено, что вдувание угольной пыли в зажигательный горн агломашины следует производить при температуре в горне не менее 1000 °С и расходе воздуха в 1,6-1,8 раз превышающем его стехиометрический расход.

Наиболее целесообразно сжигать пылеугольное топливо в зажигательном горне агломашины факельным способом.

Библиографический список

- 1. Петрушов С.Н., Русанов И.Ф., Бардин А.А. Сравнение условий внешнего нагрева агломерационной шихты различными теплоэнергоносителями / Сборник научн. трудов ДонГТУ, выпуск 24, 2007. – С. 124-132*
- 2. Теплотехнические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии. Справочник./ Бабочкин В.М. и др.- М.: Металлургия, 1982, -152 с.*
- 3. Линчевский В.П. Топливо и его сжигание. М: Металлургиздат, 1959. - 400 с.*

*д.т.н. Василев Я.Д.,
к.т.н. Коноводов Д.В.,
к.т.н. Василев Э.Я.
(НМетАУ, г. Днепрпетровск, Украина)*

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНТАКТНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВОЙ МОДЕЛИ НАПРЯЖЕНИЙ ТРЕНИЯ

Наведені результати теоретичного визначення контактних напружень при холодній тонколистовій прокатці. Отримана математична модель для визначення середнього нормального контактного напруження.

Ключові слова: *холодна прокатка, контактна напруга, математична модель.*

Приведены результаты теоретического определения контактных напряжений при холодной тонколистовой прокатке. Получена математическая модель для расчета среднего нормального контактного напряжения.

Ключевые слова: *холодная прокатка, контактные напряжения, математическая модель.*

Современная теория холодной прокатки не обеспечивает требуемую точность определения средней величины и характера распределения напряжений на контактной поверхности полосы с инструментом [1, 2 и др.], что снижает точность прогнозирования энергосиловых параметров процесса. Поэтому изыскание возможностей для повышения точности определения контактных напряжений при холодной прокатке, несмотря на многочисленные исследования, посвященные данному вопросу, является актуальным.

Для теоретического определения нормальных контактных напряжений (удельных давлений) при холодной прокатке обычно пользуются дифференциальным уравнением равновесия сил, которое в трактовке и редакции А.И. Целикова записывается в виде [3]:

$$dp_x = \left(2k \pm \frac{\tau_x}{\operatorname{tg}\varphi_x} \right) \frac{dh_x}{h_x}, \quad (1)$$

где k , φ_x – соответственно, сопротивление чистому сдвигу материала полосы и текущий угол;

τ_x , p_x , h_x – соответственно, напряжение трения, нормальное контактное напряжение и толщина полосы в рассматриваемом сечении очага деформации.

Уравнение (1) получено при допущении, что полоса является идеально пластическим, а валки – идеально жесткими телами. Кроме того, деформацию полосы считали двухмерной, а распределение нормальных напряжений и скорости движения металла по толщине полосы равномерным.

Основная причина неудовлетворительной точности получаемых зависимостей для определения нормальных напряжений на контактной поверхности полосы с валком при решении уравнения (1) заключается в использовании некорректных моделей напряжений трения [4, 5].

Практически все опубликованные решения уравнения (1) выполнены для случая, когда напряжения трения описывают условием:

$$\tau_x = fp_x. \quad (2)$$

Ранее нами было показано [4-6], что применение условия (2) для описания напряжений трения при тонколистовой прокатке, в том числе холодной, является необоснованным и ошибочным. Это объясняется тем, что уровень и характер изменения напряжений трения по условию (2) не соответствует, не только количественно, но и качественно экспериментальным эпюрам напряжений трения при холодной прокатке. Например, напряжения трения по условию (2) приобретают максимальные значения в нейтральном сечении, меняют скачкообразно знак в этом сечении, а площадь их эпюр всегда превышает площадь экспериментальных эпюр напряжений трения. По этой причине решение уравнения (1) с использованием условия (2) приводит всегда к получению завышенных значений p_x . При прокатке относительно толстых полос ($R/h_0 < 100-500$, где R – радиус рабочего валка) и низких значениях коэффициента трения ($f < 0,05-0,07$), т.е. в условиях, когда влияние напряжений трения на p_x невелико, это завышение не столь заметно [3]. Однако с увеличением параметра R/h_0 до 600-1000 и более, т.е. при холодной прокатке тонких и особо тонких полос, эпюры $p_x = \varphi(x/l)$, полученные в результате совместного решения уравнений (1) и (2), отличаются чрезмерно высокими значениями контактных нормальных напряжений, не имеющих экспериментального подтверждения. Для обеспечения хорошего совпадения расчетных значений контактных нормальных напряжений и силы прокатки с экспериментальными в этих условиях прокатки, некоторые

исследователи [8 и др.] применяют искусственно заниженные значения коэффициента трения ($f = 0,015-0,030$ и менее), вероятность существования которых экспериментально не подтверждена.

С целью устранения этого недостатка, в данной статье, при решении дифференциального уравнения равновесия (1) были использованы новые модели напряжений трения, отражающие верно закономерности и особенности фрикционного взаимодействия полосы с валком при холодной прокатке [4-6]:

для зоны отставания

$$\tau_x = -fp_x \frac{h_0}{h_0 - h_H} \left(\frac{h_H}{h_x} - 1 \right), \quad (3)$$

для зоны опережения

$$\tau_x = -fp_x \frac{h_1}{h_H - h_1} \left(\frac{h_H}{h_x} - 1 \right), \quad (4)$$

где h_0 , h_H , h_1 - соответственно толщина полосы на входе, в нейтральном сечении и на выходе из очага деформации.

Изменение толщины полосы в очаге h_x описывали уравнением параболы:

$$h_x = \frac{\Delta h}{l^2} \cdot (x - 1)^2 - h_1, \quad (5)$$

где Δh , l - соответственно, абсолютное обжатие полосы и длина очага деформации ($l = \sqrt{R\Delta h}$) при прокатке.

В результате совместного решения (1), (3) - (5) получили следующие уравнения для определения нормальных контактных напряжений:

в зоне отставания

$$\frac{dp_x}{2kdx} = \frac{dn_{\sigma x}}{dx} = \frac{2}{\delta(x-1)^2 - h_1} \left\{ \delta(x-1) - fa_0 n_{\sigma x} \left[1 - \frac{h_H}{h_1 - \delta(x-1)^2} \right] \right\}; \quad (6)$$

в зоне опережения

$$\frac{dp_x}{2kdx} = \frac{dn_{\sigma x}}{dx} = \frac{2}{\delta(x-1)^2 - h_1} \left\{ \delta(x-1) + fa_1 n_{\sigma x} \left[\frac{h_H}{h_1 - \delta(x-1)^2} - 1 \right] \right\}; \quad (7)$$

где
$$a_0 = \frac{h_0}{h_0 - h_H}; \quad (8)$$

$$a_1 = \frac{h_1}{h_H - h_1}; \quad (9)$$

$$n_{\sigma x} = \frac{p_x}{2k}; \quad (10)$$

$$\delta = \frac{\Delta h}{l^2}. \quad (11)$$

Решение уравнений (6), (7) в явном виде оказалось невозможным. Поэтому для получения данных о контактных напряжениях по этим уравнениям применили численный метод Рунге-Кутты. При этом очаг деформации делили на 20 частей и использовали следующие исходные данные, охватывающие практически весь диапазон условий деформаций на промышленных станах полосовой холодной прокатки: $R = 300$ мм; $R/h_0 = 100-3000$; $\varepsilon = 0,01-0,40$ (где ε - частное относительное обжатие при холодной прокатке); $f = 0,04-0,12$. Положение нейтрального сечения (толщину полосы h_H) находили методом итерации. По полученным расчетным данным $p_x/2k$ и τ_x/k строили зависимости (эпюры) $p_x/k = \varphi(x/l)$ и $\tau_x/k = \varphi(x/l)$ и вычисляли среднюю величину коэффициента напряженного состояния при прокатке n_σ ($n_\sigma = p_{cp}/2k$, где p_{cp} – средняя величина контактного нормального напряжения). Одновременно для указанных исходных данных строили эпюры $p_x/2k$, τ_x/k и вычисляли n_σ по зависимостям А.И. Целикова [3], полученным в результате совместного решения уравнений (1) и (2).

На рисунке 1, в качестве примера, представлены эпюры контактных нормальных напряжений ($p_x/2k$) и напряжений трения (τ_x/k), построенные по решению А.И. Целикова (а) и по предлагаемому решению (б) для случая холодной прокатки, когда $R/h_0 = 500$, $\varepsilon = 0,3$ и $f=0,1$.

Из представленных данных видно, что эпюры $p_x/2k$ по предлагаемому решению (рис. 1, б) имеют куполообразный вид, а эпюры τ_x/k плавно меняют знак в нейтральном сечении, т.е. практически соответствуют экспериментальным эпюрам. Максимальные значения $p_x/2k$ примерно равны 2,0, а средние – чуть выше 1,5, что также согласуется с экспериментальными данными. Эпюры $p_x/2k$ и τ_x/k по решению А.И. Целикова (рис. 1, а) свидетельствуют об очень интенсивном росте и чрезмерно высоком уровне нормальных контактных напряжений и на-

пряжений трения. Максимальные значения $p_x/2k$ достигают 4,8, а средние – более 2,5, что нереально для рассматриваемых условий холодной прокатки. Кроме того, напряжения трения τ_x/k меняют скачкообразно знак в нейтральном сечении и на большей части очага деформации имеют значения больше 0,5, что принципиально невозможно.

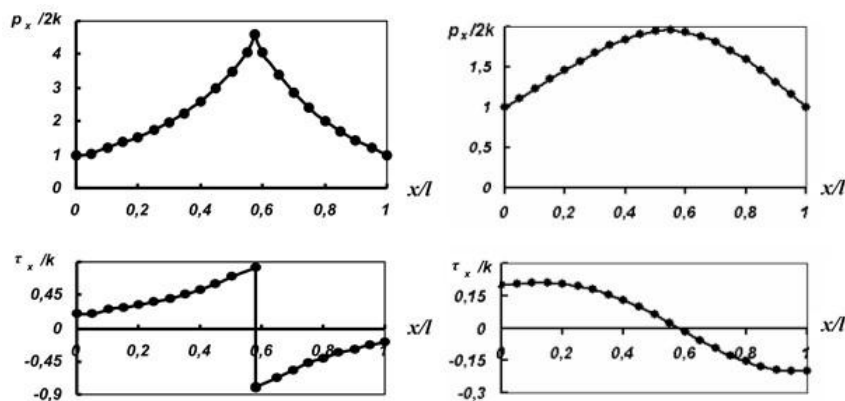


Рисунок 1 – Зависимости (эпюры) $p_x/2k=\varphi(x/l)$ и $\tau_x/k=\varphi(x/l)$, построенные по предлагаемому (б) решению и решению А.И.Целикова (а) при $R/h_0 = 500$; $R=300$ мм; $\varepsilon=0,3$; $f=0,1$

Эпюры, представленные на рисунке 1, подтверждают изложенные выше соображения об искусственном увеличении влияния напряжений трения на уровень и характер распределения нормальных напряжений, в случае описания их с использованием условия (2) и свидетельствуют об ошибочности применения данного условия при теоретическом определении нормальных контактных напряжений. Анализ эпюр контактных нормальных напряжений, полученных при другом сочетании принятых исходных данных подтверждают справедливость данного вывода.

Большой интерес для инженерной практики представляет определение средней величины нормального контактного напряжения p_{cp} при холодной прокатке. С этой целью была исследована взаимосвязь среднего коэффициента напряженного состояния n_σ ($n_\sigma=p_{cp}/2k$), рассчитанного по эпюрам распределения нормальных контактных напряжений построенных по уравнениям (6), (7) с варьируемыми параметрами. При этом было установлено, что между коэффициентом напряженного состояния n_σ и фактором формы очага деформации l/h_{cp} (где h_{cp} – средняя толщина полосы в очаге деформации) при $f=const$ существует четкая взаимосвязь. По результатам выполненного моделирования были построены зависимости $n_\sigma=\varphi(l/h_{cp})$ для разных значений коэффициента трения.

Аппроксимация этих зависимостей позволила получить следующие уравнения для определения среднего коэффициента напряженного состояния $n_{\sigma B}$ и средней величины контактного нормального напряжения (среднего удельного давления) $p_{срв}$ на участке пластического контакта полосы с валком при холодной прокатке:

$$n_{\sigma B} = 1 + \frac{f_{1B}}{3h_{ср}}(1 + 0,5\varepsilon); \quad (12)$$

$$p_{срв} = \beta \sigma_{тср\varepsilon} \left[1 + \frac{f_{1B}}{3h_{ср}}(1 + 0,5\varepsilon) \right]; \quad (13)$$

$$h_{ср} = 0,5(h_0 + h_1);$$

где β , $\sigma_{тср\varepsilon}$ – соответственно, коэффициент Лодэ и среднее значение предела текучести материала полосы в очаге деформации, подсчитанное с учетом влияния только упрочнения ($\beta \sigma_{тср\varepsilon} = 2k$);

l_B – протяженность пластического контакта полосы с валком.

Дело в том, что все металлы и сплавы обладают не только пластическими, но и упругими свойствами. В связи с этим процесс холодной прокатки осуществляется в результате упруго-пластического взаимодействия полосы с валком [2] и реальный очаг деформации, а следовательно и реальные эпюры контактных нормальных напряжений при холодной прокатке состоят из трех участков [2]: упругого сжатия протяженностью $x_{оп}$, пластической деформации протяженностью l_B и упругого восстановления полосы $x_{1п}$. Поэтому для определения средней величины контактного нормального напряжения при холодной прокатке с учетом влияния упругих деформаций валков и полосы $p_{срс}$ рекомендуется уравнение [2]:

$$p_{срс} = 0,5 \left(p_0 \frac{x_{оп}}{l_c} + p_1 \frac{x_{1п}}{l_c} \right) + p_{срв} \frac{l_B}{l_c}, \quad (14)$$

где p_0 , p_1 – нормальные напряжения на границе упруго-пластического контакта полосы соответственно, в зонах отставания и опережения;

l_c – длина очага деформации, рассчитанная с учетом влияния упругих деформаций валков и полосы.

Напряжения p_0 и p_1 действуют на границах упруго-пластического контакта полосы с валком, соответственно в зоне отставания и опережения. Значения этих напряжений зависят от подпирающего действия на-

пряжений трения на участках упругого контакта полосы с валком. По этой причине $\beta\sigma_{\tau 0} < p_0$ и $\beta\sigma_{\tau 1} < p_1$ (где $\beta\sigma_{\tau 0}$, $\beta\sigma_{\tau 1}$ – соответственно, напряжение текучести материала полосы на входе и выходе из очага деформации). Влияние данного фактора на $p_{срв}$, p_0 и p_1 оценивали по методике, приведенной в работе [2]. С учетом сказанного уравнение (14) представилось в виде:

$$p_{срв} = \frac{\beta}{2(1-\nu_{\Pi}^2)} \left(\sigma_{\tau 0} \xi_0 \frac{x_{0\Pi}}{l_c} + \sigma_{\tau 1} \xi_1 \frac{x_{1\Pi}}{l_c} \right) + \frac{\beta\sigma_{\tau ср\varepsilon} \xi_{ср}}{1-\nu_{\Pi}^2} \left[1 + \frac{fl_{\text{в}}}{3h_{ср}} (1+0,5\varepsilon) \right] \frac{l_{\text{в}}}{l_c}, \quad (15)$$

где:

$$\sigma_{\tau 0} = \sigma_{\text{тисх}} + m(100\varepsilon_{\text{пр}})^k; \quad (16)$$

$$\sigma_{\tau 1} = \sigma_{\text{тисх}} + m(100\varepsilon_{\Sigma})^k; \quad (17)$$

$$\varepsilon_{\Sigma} = 1 - (1 - \varepsilon_{\text{пр}})(1 - \varepsilon); \quad (18)$$

$$\sigma_{\tau ср\varepsilon} = \sigma_{\text{тисх}} + \frac{m100^k}{\varepsilon(1 - \varepsilon_{\text{пр}})(1 + k)} \left[(\varepsilon + \varepsilon_{\text{пр}} - \varepsilon\varepsilon_{\text{пр}})^{k+1} - \varepsilon_{\text{пр}}^{k+1} \right]; \quad (19)$$

$$\xi_0 = 1 - \frac{q_0}{\beta\sigma_{\tau 0}}; \quad (20)$$

$$\xi_1 = 1 - \frac{q_1}{\beta\sigma_{\tau 1}}; \quad (21)$$

$$\xi_{ср} = \xi_0 \left(1,05 + 0,1 \frac{\xi_1}{\xi_0} - 0,15 \frac{\xi_0}{\xi_1} \right); \quad (22)$$

$$\frac{x_{1\Pi}}{l_c} = \frac{1}{1 + \sqrt{1 + \frac{\varepsilon E_{\Pi}}{1 - \varepsilon \beta\sigma_{\tau 1} \xi_1}}}; \quad (23)$$

$$\left(\frac{x_{0\Pi}}{l_c} \right) = \left(1 - \frac{x_{1\Pi}}{l_c} \right) \left[1 - \sqrt{1 - \frac{\beta\sigma_{\tau 0} \xi_0}{\varepsilon E_{\Pi} + \beta\sigma_{\tau 1} \xi_1 (1 - \varepsilon)}} \right]; \quad (24)$$

$$\frac{l_B}{l_c} = 1 - \frac{x_{0п}}{l_c} - \frac{x_{1п}}{l_c}; \quad (25)$$

$$l_c = x_1 + \sqrt{R\Delta h + x_1^2}; \quad (26)$$

$$x_1 = x_{1п} + 6 \frac{1 - \nu_B^2}{\pi E_B} p_{срс} R \left(1 - 2 \frac{x_{1п}}{l_c} \right) \left[4 \frac{x_{1п}}{l_c} \left(1 - \frac{x_{1п}}{l_c} \right) + 1 \right]; \quad (27)$$

$\sigma_{тисх}$ – исходный предел текучести материала полосы (после горячей прокатки или термической обработки); m, k – эмпирические коэффициенты, зависящие от химического состава материала полосы;

$\varepsilon_{пр}, \varepsilon$ – соответственно, предварительное и частное относительное обжатие полосы при прокатке;

$\nu_{п}, E_{п}, \nu_{в}, E_{в}$ – коэффициент Пуассона и модуль упругости материала полосы и валков соответственно;

q_0, q_1 – соответственно, заднее и переднее удельное натяжение;

x_1 – приращение длины дуги контакта за линией, соединяющей центры вращения валков, вызванное упругим сжатием валков и упругим восстановлением полосы.

В таблице 1 приведены результаты тестовых расчетов среднего контактного нормального напряжения по уравнению (15), и сопутствующих параметров, моделирующие условия деформации в первых и последних клетях (пропусках) непрерывных (реверсивных) станов при холодной прокатке конструкционного листа (варианты 1-3), жести одинарной прокатки (вариант 4) и тонкой жести двойной прокатки (варианты 5-7) из стали 08кп. При выполнении тестовых расчетов принимали следующие исходные данные: $R = 300$ мм; $\sigma_{тисх} = 230$ Н/мм², $m = 34,6$ Н/мм², $k = 0,6$ (варианты 1-4); $\sigma_{тисх} = 330$ Н/мм², $m = 40$ Н/мм², $k = 0,55$ (варианты 5-7); $\nu_{п} = \nu_{в} = 0,29$; $E_{п} = E_{в} = 2,16 \times 10^5$ Н/мм²; $\beta = 1,15$.

Представленные в таблице 1 данные подтверждают работоспособность формулы (15) и возможность ее использования для расчета среднего нормального контактного напряжения при изменении параметра R/h_0 от 85,7 до 3158 и коэффициента трения от 0,04 до 0,12, что соответствует диапазону условий деформации, реализуемых на промышленных станах холодной прокатки, и свидетельствуют о том, что расчетные значения $p_{срс}$ не противоречат имеющимся экспериментальным данным [1-3, 6, 7]. Результаты экспериментальной проверки точности формулы (15) будут рассмотрены в следующей публикации.

Таблица 1 – Результаты тестовых расчетов $p_{ср}$ при холодной прокатке полос из стали 08кп по уравнению (15)

№ п/п	Исходные данные							Расчетные значения параметра				
	h_0 , мм	h_1 , мм	ε	$\varepsilon_{пр}$	$q_0, \frac{H}{мм^2}$	$q_1, \frac{H}{мм^2}$	f	$\frac{x_{0n}}{l_c} \cdot 10^{-3}$	$\frac{x_{1n}}{l_c} \cdot 10^{-2}$	l_c , мм	$p_{ср}, \frac{H}{мм^2}$	
1	2	3	4	5	6	7	8	15	16	19	21	
1	3,50	2,66	0,24	0,00	30	90	0,12	2,08	7,43	18,70	501	
	1,12	1,00	0,107	0,68	120	30	0,075	11,69	14,37	10,17	840	
2	2,50	2,00	0,2	0,00	20	160	0,11	2,61	7,38	14,66	464	
	0,705	0,55	0,22	0,72	150	20	0,08	5,92	10,16	11,68	1053	
3	2,00	1,30	0,35	0,00	20	180	0,120	1,52	5,66	17,26	637	
	0,58	0,50	0,14	0,71	220	40	0,085	7,92	12,67	9,17	918	
4	2,40	2,11	0,12	0,00	25	150	0,09	4,17	9,00	11,41	372	
	0,35	0,22	0,37	0,85	200	45	0,045	3,67	7,39	10,95	1186	
5	0,23	0,1886	0,18	0,00	120	210	0,065	3,04	8,33	6,03	613	
	0,1886	0,15	0,205	0,18	210	100	0,043	4,01	9,38	6,64	762	
6	0,15	0,12	0,20	0,00	130	220	0,080	2,64	7,88	6,62	872	
	0,12	0,10	0,167	0,2	220	100	0,042	4,89	10,44	6,34	863	
7	0,12	0,095	0,208	0,00	140	230	0,080	2,45	7,66	7,10	1020	
	0,095	0,08	0,158	0,208	230	100	0,040	5,09	10,74	6,46	932	

Выводы.

1. Предложено теоретическое решение для определения нормальных напряжений на участке пластического контакта полосы с валком с использованием новой модели напряжений трения, отражающей верно закономерности и особенности фрикционного взаимодействия металла с инструментом при холодной прокатке. По сравнению с решением А.И. Целикова нормальные напряжения и напряжения трения на контакте полосы с валком по предложенному решению отличаются плавным характером изменения и более низкими значениями, что близко соответствует экспериментальным эпюрам этих параметров.

2. С использованием результатов нового теоретического решения для определения контактных напряжений получена более корректная формула для прогнозирования среднего значения нормального напряжения при холодной прокатке, учитывающая особенности и закономерности упруго-пластического контакта полосы с валком при холодной прокатке. На ее основе создана математическая модель среднего контактного нормального напряжения при холодной прокатке без учета влияния температурно-скоростных условий деформации и соответствующая методика для ее реализации. Выполнено моделирование влияния технологических параметров процесса холодной прокатки на средние контактные нормальные напряжения. Тестовые расчеты показали, что новая математическая модель средних контактных напряжений работоспособна во всем диапазоне условий деформаций, реализуемых на действующих станах холодной прокатки, и обеспечивает получение данных о $p_{срс}$, которые согласуются с результатами опубликованных исследований.

Библиографический список

1. Полухин В.П. Математическое моделирование и расчет на ЭВМ листовых прокатных станков. – М.: Металлургия, 1972. – 512 с.
2. Василев Я.Д. Инженерные модели и алгоритмы расчета параметров холодной прокатки. – М.: Металлургия, 1995. – 368 с.
3. Целиков А.И., Гришков А.И. Теория прокатки. – М.: Металлургия, 1970. – 356 с.
4. Василев Я.Д. Разработка новой модели напряжений трения при прокатке / *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2000, № 8-9. – С. 28-32.

5. Василев Я.Д. Уточнение модели напряжений трения при прокатке / Известия вузов. Черная металлургия. 2001, № 5. – С. 19-23.

6. Василев Я.Д. Развитие теории контактных напряжений при прокатке и осадке // Сучасні проблеми металургії. Наукові вісті. Том 5. Пластична деформація металів. Дніпропетровськ: “Системні технології”, - 2002. – С. 86-97.

7 Химич Г.Л., Цалюк Б.М. Оптимизация режимов холодной прокатки на ЭЦВМ. – М.: Металлургия, 1973. – 256 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*д.т.н. Гринкевич В.А.,
к.т.н. Кузьмина О.М.
(НМетАУ, г. Днепропетровск, Украина)*

К РЕШЕНИЮ КРАЕВЫХ ЗАДАЧ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ В РАМКАХ НЕПРЯМОЙ ГРАНИЧНО- ИНТЕГРАЛЬНОЙ ФОРМУЛИРОВКИ

Запропонований підхід до вирішення задач в рамках теорії в'язко-пластичного плину, що базується на методі граничних елементів. Вирішена тестова задача Пуазейля. Розглянуто непряме формулювання крайової жорстко-пластичної задачі у вигляді граничних інтегральних рівнянь.

***Ключові слова:** крайова задача ОМТ, метод кінцевих елементів, теорія пластичного плину.*

Предложен подход для решения задач в рамках теории вязко-пластического течения, основанный на методе граничных элементов. Решена тестовая задача Пуазейля. Рассмотрена непрямолинейная формулировка краевой жестко-пластической задачи в виде граничных интегральных уравнений.

***Ключевые слова:** краевая задача ОМД, метод граничных элементов, теория пластичного течения.*

Постановка проблемы. Кузнечно-штамповочное производство является технологической основой современного машиностроения: номенклатура кованных и штампованных поковок сегодня достигает более миллиона типоразмеров, и это количество продолжает увеличиваться. В данной ситуации резко увеличиваются трудозатраты на проектирование новых технологических процессов, в связи с чем возрастает роль расчетных методов.

Современные численные методы решения краевых задач пластического деформирования в упруго-пластической или жестко-пластической постановке позволяют получить необходимую информацию о кинематических, деформационных и силовых параметрах для проектирования, в частности, таких процессов обработки металлов давлением, как ковка и объемная штамповка.

Вместе с тем, численные методы решения краевых задач обработки металлов давлением предполагают проведение большого количества последовательных приближений (итераций), каждая из которых требует большого количества вычислений. Даже на современных мощных персональных компьютерах время решения таких задач исчисляется часами и сутками, что не всегда является приемлемым. Это приводит к увеличению общего времени, необходимого для проектирования новых технологических процессов.

Поэтому проблема разработки методов решения краевых задач пластического деформирования, которые сочетали бы точность современных численных методов со скоростью решения, достаточной для систем управления процессами обработки давлением в режиме реального времени, является актуальной.

Современные требования к математическим моделям процессов обработки металлов давлением предполагают возможно более полный учет физико-механических процессов, протекающих в очаге пластической деформации.

Анализ последних достижений и публикаций и выделение нерешенных ранее частей общей проблемы. Основными фундаментальными проблемами подобных моделей являются учет несжимаемости деформируемой среды, а также учет ее физической нелинейности. Одной из фундаментальных проблем подобных моделей является сложность учета условия несжимаемости ($\text{div}\vec{V} = 0$). В частности, при использовании вариационно-энергетического подхода часто применяют метод штрафных функций. Слишком большие штрафные константы, как правило, ухудшают качество получаемых решений - условие несжимаемости подавляет вязкие свойства деформируемой среды. Кроме того, применяется подход, основанный на минимизация функционала Маркова-Германна [см., например, 1]. Но и в этом случае проблема полностью не решается.

Альтернативный подход, обходящий указанную проблему заключается в использовании метода граничных интегральных уравнений с дискретизацией граничными элементами. Заметим, что существует две основных формулировки данного подхода: прямая и непрямая [2]. Существуют также и некоторые промежуточные формулировки, например, метод разрывных смещений [3], однако их рассмотрение выходит за рамки данной работы.

Первоначально разработанный для решения задач линейной теории упругости, данный подход применим и для решения задач в рамках теории вязко-пластического течения. Возможность этого определяется формальным совпадением уравнений связи между девиаторами напряжений и деформаций (скоростей деформации), а также аналогичным

математическим аппаратом теории напряжений и деформаций. В самом деле, заменив в фундаментальном решении Кельвина [4] модуль сдвига μ на условную вязкость G (определяемую как отношение интенсивности касательных напряжений к интенсивности скоростей сдвиговых деформаций) и положив коэффициент Пуассона $\nu=0,5$ (для удовлетворения условия несжимаемости), получаем фундаментальные сингулярные решения для линейно-вязкой несжимаемой среды.

Постановка задачи. Целью данной работы является разработка подхода к решению краевых задач ОМД, который предусматривал бы получение решений с точностью, не уступающей известным численным методам, и обладающего скоростью получения результата, пригодной для использования их в режиме реального времени.

Изложение основного материала исследования. С этой целью была разработана математическая модель. В качестве тестовой была выбрана классическая задача о плоском течении линейно-вязкой несжимаемой среды в полуограниченном канале с параллельными стенками (задача Пуазейля). Решение этой задачи методом конечных элементов изложено, в частности, в [5]. В [6] было проведено тестирование предлагаемой модели для случая плоской деформации.

В качестве базового был использован кусочно-постоянный граничный элемент с узловой точкой в середине. Разбиение контура на элементы и соответствующие граничные условия показаны на рисунке 1.

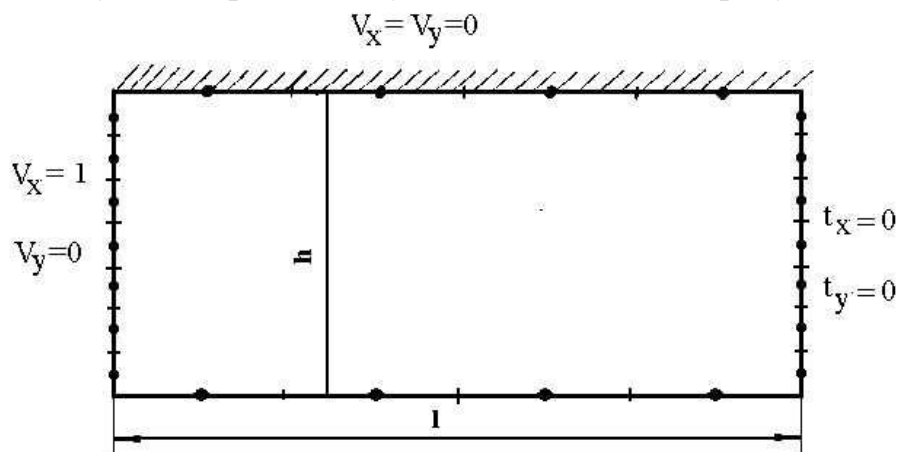


Рисунок 1 – Прямолинейный канал, дискретизация контура и граничные условия

Известно, что на относительно небольшом удалении от входа в канал течение становится одномерным, и профиль скорости потока не меняется. Вертикальная составляющая $V_y=0$, горизонтальная V_x уже не зависит от X . Распределение скорости на установившемся участке задается формулой:

$$V_x = \frac{3B}{2h^3}(h^2 - y^2), \quad (1)$$

где h – высота канала. Величина $2B$ представляет собой расход сплошной среды в поперечном сечении канала.

При расчетах было принято $l=3h$ для заведомого попадания в зону установившегося течения. На рис. 2 приведены эпюры горизонтальной составляющей скорости V_x , построенные для различных значений X/h . Анализ результатов показывает, что на достаточном удалении от входа в канал вычисленные значения V_x незначительно отличаются от аналитического решения (1); средняя относительная погрешность составляет 8,3% , причем в точках, близких к оси канала, она не превышает 5%.

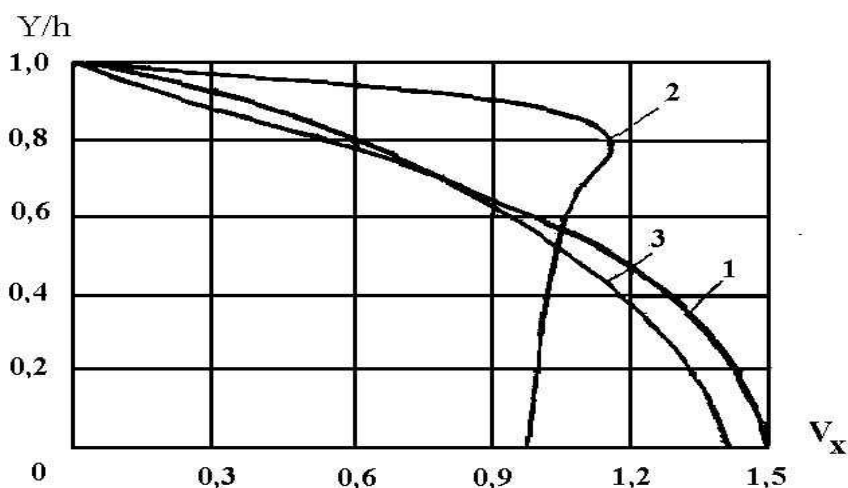


Рисунок 2 – Эпюры горизонтальной составляющей скорости V_x , построенные для различных значений X/h :

1 – $X = \infty$; 2 – $X = 0,2h$; 3 – $X = 3h$

Как уже говорилось выше, метод граничных интегральных уравнений изначально был предназначен для решения физически линейных задач. Однако существует возможность его адаптации и для задач с существенной физической нелинейностью, в частности, для задач обработки металлов давлением.

В рамках теории пластического течения Сен-Венана–Леви–Мизеса и не прямой формулировки метода граничных интегральных уравнений мы можем представить себе воображаемое линейно-вязкое тело, для которого объемные силы и внешние фиктивные нагрузки модифицированы таким образом, что поле скоростей, полученное при решении краевой задачи, будет соответствовать реальному телу с заданной реологической зависимостью. Обычно эти модифицированные на-

грузки подбираются путем последовательных приближений в рамках методов дополнительных сил (напряжений). Поэтому целесообразно было бы сформулировать краевую задачу таким образом, чтобы исключить применение итерационных процедур. Для этого необходимо получить разрешающую систему уравнений, линейных относительно неизвестных краевой задачи.

Сформулируем следующее утверждение [7].

Для краевой жестко-пластической задачи с корректно заданными граничными условиями существует разрешающая система уравнений, линейная относительно неизвестных данной задачи.

Как известно, краевая задача линейной упругости (вязкости) может быть корректно сформулирована в виде системы граничных интегральных уравнений:

$$V_i(x_0, \tau) = \int_S V_{ik}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V V_{ik}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV, \quad (2)$$

$$t_i(x_0, \tau) = \frac{1}{2} \delta_{ik} t_k^*(x_0, \tau) + \int_S T_{ik}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V T_{ik}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV. \quad (3)$$

В приведенных формулах: V_{ik} – функции влияния на скорость от воздействия единичной сосредоточенной силы, приложенной к границе деформированного тела; T_{ik} – функции влияния на напряжения от воздействия единичной сосредоточенной силы, приложенной к границе деформированного тела; t_k^* – интенсивность фиктивных нагрузок; E – формальный аналог модуля Юнга, характеризующий линейно-вязкие свойства среды; τ – время; x_0 – координата точки приложения сосредоточенной силы; δ_{ik} – компонента тензора Кронекера; F_k – компонента реальных объемных сил, приложенных к телу.

Переход к физически нелинейной краевой задаче производится путем добавления поля фиктивных объемных сил, $F_k^{*доп.}(E, \tau)$, распределенных таким образом, чтобы напряженно-деформированное состояние в любой точке тела V соответствовало реальной жестко-пластической среде с заданными реологическими свойствами, т. е. чтобы выполнялось также и уравнение связи:

$$V_i(x_0, \tau) = \int_S V_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V V_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \int_V V_{ij}(x, E, \tau) F_k^{*доп.}(E, \tau) dV, \quad (4)$$

$$\begin{aligned}
t_i(x_0, \tau) = & \frac{1}{2} \delta_{ik} t_k^*(x_0, \tau) + \int_S T_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \\
& + \int_V T_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \int_V T_{ij}(x, \tau) F_k^{*\text{доп.}}(E, \tau) dV
\end{aligned} \quad (5)$$

В уравнениях (4) и (5) неизвестными являются распределение интенсивности фиктивных нагрузок $t_k^*(E, \tau)$ на поверхности S и распределение интенсивности фиктивных дополнительных объемных сил $F_k^{*\text{доп.}}(E, \tau)$ внутри V .

Если известно распределение $F_k^{*\text{доп.}}(E, \tau)$, то уравнения (4) и (5) определяют решение любой корректно поставленной краевой жестко-пластической задачи.

Таким образом, приведена непрякая формулировка краевой жестко-пластической задачи в виде граничных интегральных уравнений. Интегральные уравнения (4) и (5) в общем случае являются нелинейными вследствие нелинейности реологических свойств жестко-пластической среды.

Поскольку при выполнении условия сплошности компоненты напряженно-деформированного состояния в любой точке деформированного тела являются непрерывными, то непрерывным является и распределение $F_k^{*\text{доп.}}(E, \tau)$. Следовательно, можно воспользоваться обобщенной теоремой о среднем значении определенного интеграла и записать выражения (4) и (5) следующим образом:

$$\begin{aligned}
V_i(x_0, \tau) = & \int_S V_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V V_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \\
& + F_k^{*\text{доп.ср.}}(\tau) \int_V V_{ij}(x, E, \tau) dV,
\end{aligned} \quad (6)$$

$$\begin{aligned}
t_i(x_0, \tau) = & \frac{1}{2} \delta_{ik} t_k^*(x_0, \tau) + \int_S T_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \\
& + \int_V T_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + F_k^{*\text{доп.ср.}}(\tau) \int_V T_{ij}(x, \tau) dV,
\end{aligned} \quad (7)$$

где $F_k^{*\text{доп.ср.}}(\tau)$ – среднеинтегральное значение проекции вектора фиктивных дополнительных объемных сил.

Уравнения (6) и (7) являются линейными относительно неизвестных краевой задачи. Однако, поскольку были введены дополнительные неизвестные краевой задачи, для замыкания разрешающей системы необходимы дополнительные уравнения.

В качестве дополнительных уравнений используем условие глобального равновесия:

$$\int_S t_k^*(E, \tau) dS + \int_V F_k(E, \tau) dV + F_k^{*\text{доп.ср.}}(\tau) \int_V dV = 0. \quad (8)$$

Физический смысл уравнения (8) заключается в следующем: сумма равнодействующих от всех фиктивных нагрузок должна быть равна нулю в направлении осей выбранной системы координат. Таких уравнений необходимо три для объемной задачи и два – для двумерной.

Таким образом, получена замкнутая разрешающая система линейных уравнений (6 – 8) краевой жестко-пластической задачи с корректно заданными граничными условиями.

Здесь необходимо дать дополнительные пояснения. В некоторых случаях одно из условий обобщенной теоремы о среднем (а именно, неизменность знака функции, которая остается под знаком интеграла) может не выполняться. В этих случаях решение системы (6 - 8), полученной в [7], будет приближенным решением краевой задачи.

Преобразуем систему (3 - 5) несколько иначе. Дополнительно приложим к телу две равномерно распределенные объемные силы, имеющие одинаковую плотность распределения C и противоположные по знаку. Тогда имеем:

$$\begin{aligned} V_i(x_0, \tau) = & \int_S V_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V V_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \\ & + \int_V V_{ij}(x, E, \tau) (F_k^{*\text{доп.}}(\tau) + C - C) dV, \end{aligned} \quad (9)$$

$$\begin{aligned} t_i(x_0, \tau) = & \frac{1}{2} \delta_{ik} t_k^*(x_0, \tau) + \int_S T_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \\ & + \int_V T_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \int_V T_{ij}(x, \tau) (F_k^{*\text{доп.}}(\tau) + C - C) dV. \end{aligned} \quad (10)$$

В силу аддитивности определенного интеграла:

$$\begin{aligned}
 V_i(x_0, \tau) = & \int_S V_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V V_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \\
 & + \int_V V_{ij}(x, E, \tau) (F_k^{*доп.}(\tau) + C) dV - \int_V V_{ij}(x, E, \tau) C dV, \quad (11)
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 t_i(x_0, \tau) = & \frac{1}{2} \delta_{ik} t_k^*(x_0, \tau) + \int_S T_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \\
 & + \int_V T_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \int_V T_{ij}(x, \tau) (F_k^{*доп.}(\tau) + C) dV - \int_V T_{ij}(x, \tau) C dV. \quad (12)
 \end{aligned}$$

Предположим, что величина C такова, что заведомо обеспечивается неизменность (положительность) знака $(F_k^{*доп.}(\tau) + C)$. Заметим также, что для сингулярных функций (функций влияния) существует интеграл в смысле главного значения Коши. Тогда условия обобщенной теоремы о среднем будут выполнены, и выражения (11) и (12) преобразуются к виду:

$$\begin{aligned}
 V_i(x_0, \tau) = & \int_S V_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \int_V V_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + \\
 & + V_{ij}^{cp.}(x, E, \tau) \int_V (F_k^{*доп.}(\tau) + C) dV - \int_V V_{ij}(x, E, \tau) C dV, \quad (13)
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 t_i(x_0, \tau) = & \frac{1}{2} \delta_{ik} t_k^*(x_0, \tau) + \int_S T_{ij}(x_0, E, \tau) t_k^*(E, \tau) dS + \\
 & + \int_V T_{ij}(x_0, E, \tau) F_k(E, \tau) dV + T_{ij}^{cp.}(x, \tau) \int_V (F_k^{*доп.}(\tau) + C) dV - \int_V T_{ij}(x, \tau) C dV. \quad (14)
 \end{aligned}$$

Условие глобального равновесия (8) в этом случае принимает следующий вид:

$$\int_S t_k^*(E, \tau) dS + \int_V F_k(E, \tau) dV + \int_V (F_k^{*доп.}(\tau) + C) dV - \int_V C dV = 0. \quad (15)$$

Таким образом, получена разрешающая система уравнений, также линейная относительно неизвестных краевой задачи, но вместо усредненной дополнительной объемной силы появляется другая неизвестная - $\int_V (F_k^{*доп.}(\tau) + C) dV$, которая является компонентой равнодействующей дополнительных объемных сил с точностью до постоянной.

Решение системы (13 - 15) и будет решением корректно сформулированной жестко-пластической задачи.

Выводы.

1. Получена разрешающая система уравнений, линейная относительно неизвестных краевой задачи ОМД, позволяющая получать решение с высокой скоростью.

2. Разработан подход к решению краевых задач ОМД, позволяющий рассчитывать формоизменение металла в режиме реального времени.

Библиографический список

1. В.Н. Данченко, А.А. Миленин, В.И. Кузьменко, В.А. Гринкевич *Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением.* – Дніпропетровськ: Системні технології, 2005.– 488 с.

2. Бенерджи П., Баттерфилд Р. *Методы граничных элементов в прикладных науках.* Пер.с англ. – М.: Мир, 1984. – 494 с.

3. Крауч С., Старфилд Л. *Методы граничных элементов в механике твердого тела.* Пер. с англ.– М.: Мир, 1987. – 328 с.

4. Бреббия К, Уокер С. *Применение метода граничных элементов в технике.* Пер.с англ. – М.: Мир, 1982. – 248 с.

5. Гун Г.Я. *Математическое моделирование процессов обработки металлов давлением.* – М.: Металлургия, 1983. – 352 с.

6. Гринкевич В.А. *К вопросу о применении метода граничных элементов для решения технологических задач теории пластичности / Математические методы и компьютерное моделирование в исследовании и проектировании механических систем: Сб. науч. тр. / НАН Украины. Ин-т кибернетики им. В. М. Глушкова. Науч. совет НАН Украины по проблеме «Кибернетика».* – Киев, 1995. – С. 20 – 26.

7. Grynkevych V., Danchenko V. *On The Solution Of Metal Forming Boundary Value Problems In Real Time Mode // Proc. International Conference «Advances in metallurgical processes and materials».* – Dnipropetrovsk. - May 27-30. – V.2. - 2007. - P.272-278.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*Безверхий И.В.,
д.т.н. Томаш А.А.
(ЛГТУ, г. Мариуполь, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ИНТЕНСИФИЦИРУЮЩИХ ФАКТОРОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ

Експериментально встановлений спільний вплив сегрегації агломераційної шихти за крупністю, витрати вапна, зміни висоти шару на швидкість спікання і вихід придатного агломерату. Отримані рівняння, що дозволяють кількісно врахувати вплив інтенсифікуючих факторів на показники процесу спікання.

Ключові слова: *планування експерименту; інтенсифікація агломераційного процесу, вапно, висота шару, сегрегація, швидкість спікання, вихід придатного.*

Экспериментально установлено совместное влияние сегрегации агломерационной шихты по крупности, расхода извести, изменения высоты слоя на скорость спекания и выход годного агломерата. Получены уравнения, позволяющие количественно учесть влияние интенсифицирующих факторов на показатели процесса спекания.

Ключевые слова: *планирование эксперимента; интенсификация агломерационного процесса, известь, высота слоя, сегрегация, скорость спекания, выход годного.*

Агломерация остается основным методом окускования железорудного сырья доменной плавки в Украине. Использование в агломерационной шихте большой доли мелкодисперсного концентрата и отходов металлургического производства, колошниковой пыли и шламов, снижает производительность агломашин и повышает значение предварительной подготовки шихты и интенсификации процесса спекания. В настоящее время применяют следующие методы повышения технологических показателей процесса агломерации:

- использование извести, которая благотворно влияет как на окомкование шихты, так и на процесс спекания. Увеличение количества обожженной извести в шихте в настоящее время считается основным методом повышения производительности агломашин [1];
- повышение высоты спекаемого слоя является распространенным методом интенсификации агломерационного процесса, однако высота

слоя аглошихты зависит от её газопроницаемости и допустимого разрежения в вакуум-камерах. Поэтому увеличение высоты агломерируемого слоя должно сопровождаться повышением газопроницаемости шихты [2];

– в связи с тем, что частички твердого топлива обладают низкими комкующими свойствами, существенное положительное влияние на гранулометрический состав окомкованной агломерационной шихты оказывает подача части топлива в конце процесса окомкования. Частички топлива располагаются на поверхности гранул, благодаря чему ускоряется горение топлива, увеличивается вертикальная скорость спекания и повышается качество агломерата [3];

– значительный эффект дает предварительный подогрев шихты перед спеканием, в результате которого снижаются конденсация влаги в спекаемом слое и разрушение гранул в зоне переувлажнения [4];

– наряду с повышением качества окомкования аглошихты увеличению газопроницаемости спекаемого слоя способствует управляемая сегрегация материала по высоте при загрузке её на аглоленту. При этом достигается распределение, при котором диаметр гранул увеличивается в направлении от поверхности слоя к паллетам. Мелкие частицы не попадают в межкусковые пустоты крупных гранул, порозность и газопроницаемость аглошихты увеличиваются [5]. Кроме повышения газопроницаемости сегрегация аглошихты по высоте дополнительно позволяет решить задачи увеличения концентрации топлива в верхних горизонтах слоя, где обычно наблюдается его недостаток, и укладки крупных гранул, заменяющих постель, на колосниковую решётку [6].

Обычно в научных работах по совершенствованию агломерационного процесса исследуют влияние на скорость спекания каждого интенсифицирующего фактора в отдельности, пренебрегая их совместным влиянием.

Целью исследований является анализ совместного влияния интенсифицирующих факторов: увеличения расхода извести в аглошихту, высоты спекаемого слоя и усиления сегрегации шихты по крупности, - на показатели спекания агломерата.

Для оценки степени сегрегации аглошихты использовали показатель, основанный на гипотезе о соответствии её распределения по крупности статистическому распределению Вейбула. Степень сегрегации шихты характеризовали величиной

$$C = \sigma_{\phi} / \sigma_{ид}, \quad (1)$$

где σ_{ϕ} – среднеквадратичное отклонение средних диаметров частиц на каждом горизонте отбора проб от среднего диаметра гранул всей шихты;

$\sigma_{ид}$ – среднеквадратичное отклонение расчётных значений диаметров частиц на каждом горизонте отбора проб от среднего диаметра гранул всей шихты при идеальной сегрегации, когда каждому горизонту слоя соответствуют частицы строго одного диаметра, соответствующего распределению Вейбула.

Величина C изменяется от 0 до 1 по мере увеличения сегрегации и может быть использована в качестве числового аргумента зависимости характеристик спекаемого слоя от его структуры. Подобный подход применяли в работе [7].

Исследования проводили с шихтовой смесью, включающей 42,11 % концентрата, 10,53 % аглоруды, 10,53 % известняка, 5,26 % твёрдого топлива, 31,58 % возврата. После ручного смешивания, шихтовые материалы увлажняли и окомковывали в лабораторном окомкователе. Агломерацию производили при постоянном разряжении 10 кПа в аглочаше диаметром 220 мм. Высота слоя составляла 180 - 360 мм. Производительность агломерационной установки оценивалась по времени спекания, с учетом массы спёка и выхода годного. Продолжительность спекания по времени принимали от момента включения эксгаустера и зажигания топлива в верхних слоях шихты до момента достижения максимальной температуры в вакуум-камере. Скорость спекания определяли как отношение высоты слоя ко времени спекания. Спеченный пирог агломерата выгружали из чаши, разбивали вручную на куски и рассеивали на виброгрохоте с выделением годного агломерата фракции +10 мм. При проведении спекания в слое выше 200 мм на аглочашу ставилась надставка диаметром 220 мм и высотой 240 мм. Щель между чашей и надставкой уплотнялась гипсовой смесью.

В качестве функций отклика были выбраны скорость спекания (V , мм/мин.) и выход годного ($ВГ$, %). Учтённые факторы: степень сегрегации (C , д. ед.), расход извести ($И$, %), высота слоя ($Н$, м), - варьировались на трёх уровнях (табл. 1). Кодированные факторы принимали значения: -1, 0, +1.

Связь между кодированными (X_i) и фактическими значениями факторов (C , $И$, $Н$) определяется соотношениями:

$$C=(X_1-X_{10})/I_1 ; \quad И=(X_2-X_{20})/I_2 ; \quad Н = (X_3 - X_{30})/I_3. \quad (2)$$

Таблица 1 – Интервалы и уровни варьирования факторов

Уровень	Степень сегрегации, C (X_1), д.ед.	Расход извести в шихту, I (X_2), %	Высота слоя, H (X_3), м
+1	0,72	6,0	0,36
0 (X_{i0})	0,40	5,0	0,27
-1	0,08	4,0	0,18
Интервал варьирования, I	0,32	1,0	0,09

Управление сегрегацией агломерационной шихты осуществляли изменением порядка её укладки. После окомкования аглошихту рассеивали на 6 фракций. Для устранения сегрегации ($C = 0,08$; $X_1 = -1$) каждую фракцию делили на 6 равных частей. Затем составляли 6 смесей, в состав которых входило по 1/6 части каждой фракции. Фракционный состав каждой смеси был одинаков и совпадал с фракционным составом всего материала. В чашу укладывали 6 слоёв из смесей одинакового гранулометрического состава. Максимальную сегрегацию ($C = 0,72$; $X_1 = +1$) получали, укладывая каждую фракцию отдельным слоем. Частичную сегрегацию ($C = 0,4$; $X_1 = 0,40$) создавали, распределяя фракции по 6 слоям в направлении сверху вниз в соответствии с таблицей 2.

Каждое спекание проводили 2 – 3 раза. Первая серия экспериментов проведена в соответствии с композиционным ортогональным планом 2-го порядка (табл. 3). Высота спекаемого слоя оставалась постоянной 180 мм.

Таблица 2 - Послойная укладка агломерационной шихты при частичной сегрегации

	Фракции аглошихты, мм					
	0 – 1	1 – 3	3 – 5	5 – 7	7 – 10	+ 10
1 слой	50 %	33,33 %	-	-	-	-
2 слой	50 %	33,33 %	33,33 %	-	-	-
3 слой	-	33,33 %	33,33 %	33,33 %	-	-
4 слой	-	-	33,33 %	33,33 %	50 %	-
5 слой	-	-	-	33,33 %	50 %	-
6 слой	-	-	-	-	-	100 %

Таблица 3 - План проведения и усредненные результаты первой серии экспериментов

№ опыта	X ₁ (С)	X ₂ (И)	ВГ, %	V, мм/мин
1	-1	-1	72,09	38,33
2	1	-1	33,33	41,82
3	-1	1	71,23	38,33
4	1	1	36,26	51,11
5	1	0	33,33	46,00
6	-1	0	80,00	38,33
7	0	1	53,85	41,82
8	0	-1	65,43	38,33
9	0	0	67,44	38,33

После обработки данных были получены следующие зависимости в кодированной форме:

$$V = 39,34 + 3,99X_1 + 2,13X_2 + 2,95X_1^2 + 0,86X_2^2 + 2,32X_1 \cdot X_2, \quad (3)$$

$$ВГ = 65,93 - 20,10X_1 - 1,55X_2 - 7,66X_1^2 - 4,67X_2^2 + 0,90X_1 \cdot X_2. \quad (4)$$

С учётом соотношений (2) уравнения зависимости скорости спекания и выхода годного от фактических значений факторов принимают вид:

$$V = 63,83 - 40,01С - 9,29И + 21,55С^2 + 0,86И^2 + 6,28С \cdot И, \quad (5)$$

$$ВГ = -24,92 - 16,11С + 44,23И - 55,96С^2 - 4,67И^2 + 2,43С \cdot И. \quad (6)$$

Анализ полученных зависимостей (рисунки 1 – 2) показал, что увеличение степени сегрегации повышает скорость спекания, но уменьшает выход годного. Влияние добавки извести аналогично, но слабее выражено. Заметный рост скорости спекания происходит при высоких показателях сегрегации ($C \geq 0,4$), но сопровождается значительным падением выхода годного.

Вторая серия спеканий проводилась по плану полного двухуровневого трёхфакторного эксперимента (таблица 4). Были получены следующие зависимости в кодированной форме:

$$V = 27,35 - 4,825X_1 + 4,075X_2 + 1,975X_3 + 1,9X_1 \cdot X_2 + 1,15X_1 \cdot X_3 + \\ + 0,25X_2 \cdot X_3 - 0,575X_1 \cdot X_2 \cdot X_3, \quad (7)$$

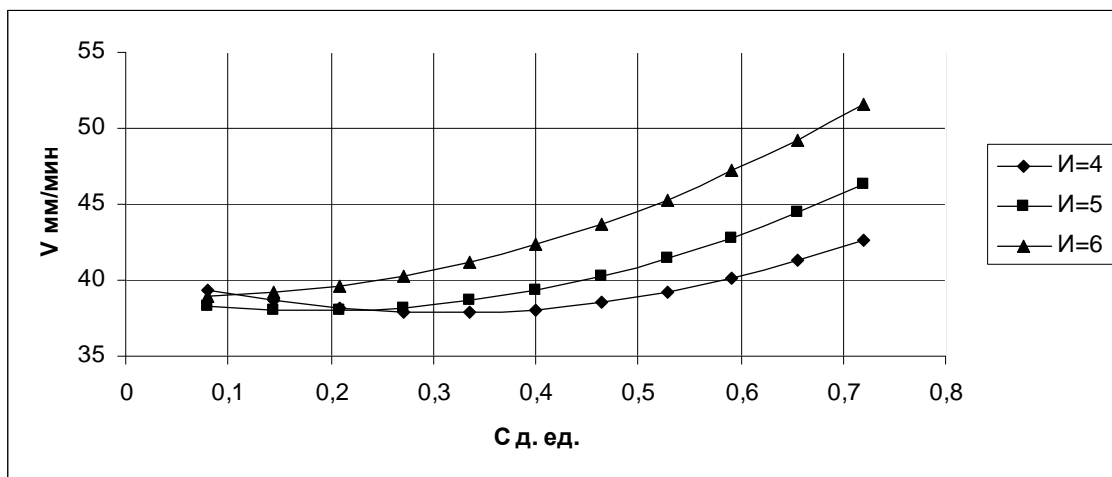


Рисунок 1 - Расчетная зависимость скорости спекания от степени сегрегации шихты при разном расходе извести (%)

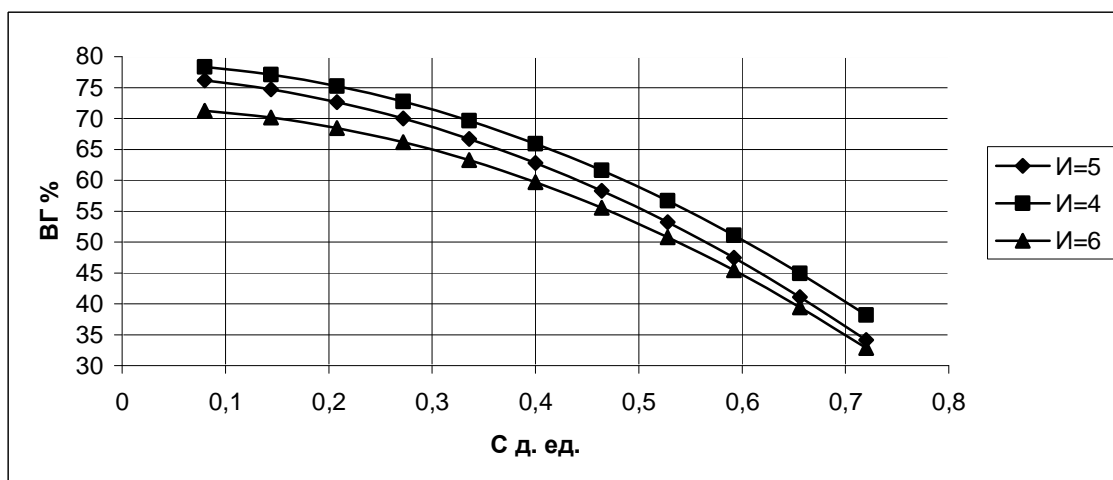


Рисунок 2 - Расчетная зависимость выхода годного агломерата от степени сегрегации шихты при разном расходе извести (%)

$$ВГ = 62,69 + 9,69X_1 - 11,57X_2 - 0,268X_3 + 6,93X_1 \cdot X_2 - 0,76X_1 \cdot X_3 - \\ - 1,35X_2 \cdot X_3 - 2,35X_1 \cdot X_2 \cdot X_3. \quad (8)$$

После преобразований с учётом соотношений (2) получены зависимости скорости спекания от фактических значений интенсифицирующих факторов:

$$V = 63,57 - 83,81H - 35,93C - 3,94I + 165,79H \cdot C + 20,76H \cdot I + 6,17C \cdot I - 19,96H \cdot C \cdot I, \quad (9)$$

Таблица 4 – План проведения и усредненные результаты второй серии экспериментов

№	X ₁ (H)	X ₂ (C)	X ₃ (I)	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	ВГ	V
1	+	+	+	+	+	+	+	63,00	31,3
2	+	-	+	-	+	-	-	79,70	20,0
3	-	+	+	-	-	+	-	36,00	36,0
4	-	-	+	+	-	-	+	71,00	30,0
5	+	+	-	+	-	-	-	72,50	25,7
6	+	-	-	-	-	+	+	74,35	13,1
7	-	+	-	-	+	-	+	33,00	32,7
8	-	-	-	+	+	+	-	72,00	30,0

$$ВГ = 99,58 - 109,47H - 190,39C - 5,10I + 649,73H \cdot C + 24,18H \cdot I + 17,85C \cdot I - 81,81H \cdot C \cdot I. \quad (10)$$

Увеличение высоты спекаемого слоя значительно снижает скорость спекания (рисунок 3). Но увеличение степени сегрегации шихты по крупности и расхода извести ослабляет это влияние. При минимальных сегрегации шихты и расходе извести (X₂ = -1; X₃ = -1) увеличение высоты слоя с 0,18 до 0,36 м сопровождается снижением скорости спекания с 30,0 до 13,1 мм/мин. При максимальных сегрегации шихты и расходе извести (X₂ = 1; X₃ = 1) и таком же увеличении высоты слоя скорость спекания снижается с 36,0 до 31,3 мм/мин. Такое взаимное влияние учтённых факторов подтверждает вывод о том, что применение интенсифицирующих факторов, способствующих повышению газопроницаемости слоя, введения извести в шихту и увеличения сегрегации материалов по крупности, является необходимым условием повышения высоты спекаемого слоя.

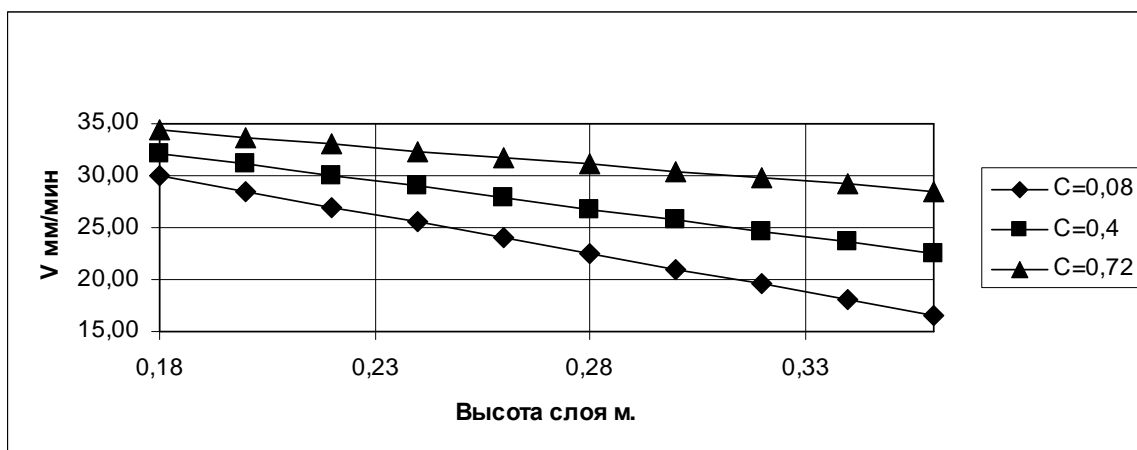


Рисунок 3 - Расчетная зависимость скорости спекания от высоты слоя при различной степени сегрегации

При этом влияние сегрегации шихты по высоте оказывает более сильное влияние, чем увеличение расхода извести, о чём свидетельствует более высокое значение коэффициента при X_2 ($b_2 = 4,075$) в полиноме (7), чем коэффициента при X_3 ($b_3 = 1,975$). Учитывая, что получение обожжённой извести – весьма дорогой и энергоёмкий процесс, усиление управляемой сегрегации шихты по крупности при загрузке представляется более перспективным направлением интенсификации производства агломерата.

Увеличение высоты спекаемого слоя практически устраняет снижение выхода годного при высокой степени сегрегации шихты (рисунок 4). По-видимому, снижение выхода годного при высокой скорости спекания агломерата в низком слое обусловлено недостатком времени пребывания высокотемпературной зоны горения топлива на каждом горизонте. Процесс плавления шихты и образования структуры агломерата не успевал завершиться до начала охлаждения спёка. Увеличение высоты спекаемого слоя повышает его сопротивление проходу газов и способствует достижению соответствия скоростей движения зоны горения и образования агломерата.

Таким образом, увеличение высоты спекаемого слоя не только становится возможным при повышении степени сегрегации шихты, но и является необходимым условием усиления влияния интенсификаторов процесса спекания, способствующих повышению газопроницаемости аглошихты: сегрегации гранул по крупности и увеличения расхода извести. При этом обеспечивается высокая скорость спекания при сохранении достаточного уровня выхода годного агломерата и обеспечивается максимальная производительность аглоустановки.

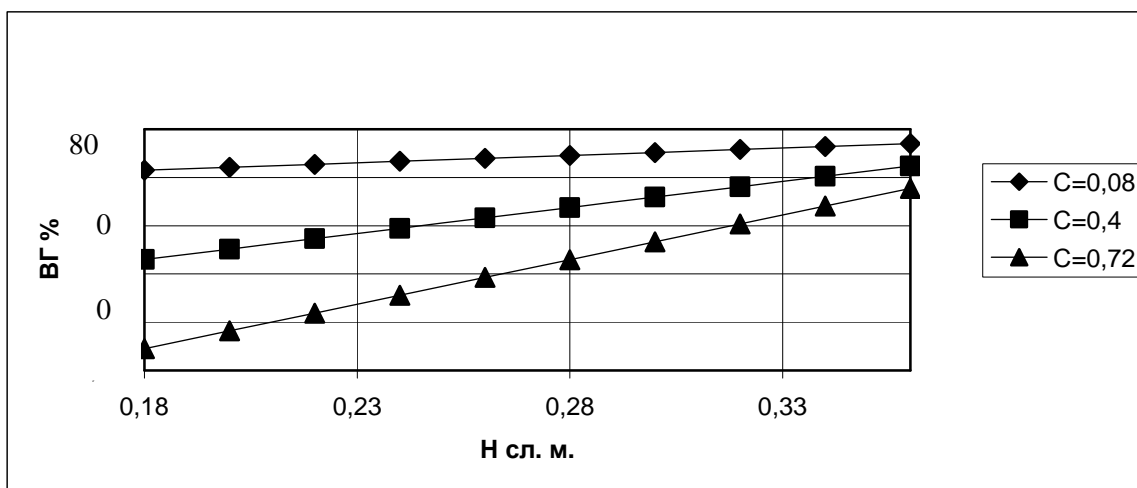


Рисунок 4 - Расчетная зависимость выхода годного (ВГ) от высоты слоя (Н) при различной степени сегрегации

Полученные в ходе экспериментальных исследований результаты подчиняются известным тесно связанным принципам функционирования сложных систем, применяемых для анализа явлений доменной плавки: принципу затухания и сочетания [8]. Принцип затухания заключается в том, что максимальный эффект от применения каждого мероприятия по совершенствованию технологического процесса достигается при условиях, противоположных тем, к которым ведёт данное мероприятие. Его следствием является следующее положение: по мере приближения к режиму, соответствующему полной реализации данного мероприятия, эффективность его реализации снижается и в пределе может быть нулевой или отрицательной. Принцип сочетания сводится к тому, что наиболее эффективны сочетания таких мероприятий, которые воздействуют на основные процессы в противоположных направлениях. Действительно, по мере увеличения степени сегрегации и приближения её к максимальному значению $C = 1$ эффективность её применения уменьшается из-за снижения выхода годного агломерата. В то же время сочетание сегрегации шихты по крупности, повышающее газопроницаемость спекаемого слоя, и увеличение его высоты, повышающее сопротивление прохождению газов и действующее на агломерационный процесс в противоположном сегрегации направлении, обеспечивает максимальный эффект в повышении производительности агломерационного процесса.

Выводы

1. Увеличение степени сегрегации агломерационной шихты по крупности является интенсифицирующим фактором, способствующим повышению газопроницаемости агломерационной шихты и ускорению процесса спекания, превосходящим по силе влияния увеличение расхода извести в аглошихту. С учётом больших энергетических и материальных затрат на производство извести управляемая сегрегация пред-

ставляется более перспективной. Наиболее сильное интенсифицирующее воздействие достигается при высокой степени сегрегации, $C \geq 0,4$.

2. Увеличение скорости спекания за счёт сегрегации шихты сопровождается снижением выхода годного агломерата из-за недостаточного времени пребывания высокотемпературной зоны горения на каждом горизонте спекаемого слоя. Влияние увеличения расхода извести в шихту аналогично, но более слабо выражено.

3. Увеличение высоты спекаемого слоя в сочетании с высокой степенью сегрегации шихты по крупности обеспечивает наибольшую эффективность интенсифицирующего воздействия на агломерационный процесс за счёт высокой скорости спекания и сохранения достаточного выхода годного агломерата.

4. Совместное влияние исследованных факторов на агломерационный процесс является проявлением принципов затухания и сочетания в агломерации.

Библиографический список

1. Вегман Е.Ф. Теория и технология агломерации / Е.Ф. Вегман. – М.: Металлургия, 1974. – 228 с.

2. Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов / Е.Ф. Вегман. – М.: Металлургия, 1968. – 284 с.

3. Коротич В.И. Теоретические основы окомкования железорудных материалов / В.И. Коротич. – М.: Металлургия, 1966. – 152 с.

4. Коротич В.И. Основы теории и технологии подготовки сырья к доменной плавке / В.И. Коротич. – М.: Металлургия, 1978. – 207 с.

5. Применение статистического критерия сегрегации для оценки перераспределения шихты по крупности при загрузке на агломерационную машину / А.А. Томаш, И.В. Безверхий, В.А. Белоног, С.В. Кривенко // Вісник приазов. Держ. Техн. Ун-ту: Зб. Науч. Пр. – Маріуполь, 2005. – Вип. 15. – С. 13 – 16.

6. Петрушов С. Н. Современный агломерационный процесс / С. Н. Петрушов. - Алчевск: ДонГТУ, 2006. - 357 с.

7. Русанов И.Ф. Совершенствование регулирования распределения материалов и газов по радиусу доменной печи: Автореферат канд. дисс. / И.Ф. Русанов. – Донецк, 1989. – 24 с.

8. Товаровский И.Г. Анализ показателей и процессов доменной плавки / И.Г. Товаровский, В.В. Севернюк, В.П. Лялюк. – Днепропетровск: Пороги, 2000. – 420 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н. Куберский С.В.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ДУГОВОЕ ГЛУБИННОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ПРИМЕСЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ В МЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РАСПЛАВЫ

Запропонована технологія насичення металевих розплавів корисними легуючими компонентами з відвальних металургійних шлаків методом дугового глибинного відновлення.

Ключові слова: *металевий розплав, насичення, легування, відвальний шлак, дугове глибинне відновлення.*

Предложена технология насыщения металлических расплавов полезными легирующими компонентами из отвальных металлургических шлаков методом дугового глубинного восстановления.

Ключевые слова: *металлический расплав, насыщение, легирование, отвальный шлак, дуговое глубинное восстановление.*

Одним из основных направлений ресурсосбережения на современном этапе развития металлургического производства, является переработка и утилизация шлаков, образующихся на различных стадиях выплавки и внепечной обработки чугуна и стали, а также при производстве ферросплавов.

Шлаки доменного и сталеплавильного производства постепенно находят все большее и большее применение, как в качестве шихтовых материалов металлургических процессов, так и в строительной отрасли.

Достаточно активно ведутся исследования по утилизации и переработке ферросплавных шлаков. Ферросплавные шлаки образуются в процессе производства ферросплавов, который основан на восстановлении элементов из оксидов, входящих в состав руды или концентрата. Существенным источником шлаков являются невосстановленные оксиды ведущего элемента.

В шлак переходят примеси шихтовых материалов – руды, восстановителя, флюсующих, рафинирующих и других добавок, используемых при производстве ферросплавов. Наряду с оксидами ведущих элементов, подлежащих восстановлению, руды и концентраты содержат сопутствующие соединения, которые по термодинамическим условиям процесса не восстанавливаются и переходят в шлак.

Поступают в шлак и оксиды различных добавок, которые, взаимодействуя с компонентами руд, концентратов и восстановителя, а также с металлическим расплавом, образуют трудновосстановимые соединения. В результате разрушения футеровки плавильных агрегатов и приемников расплавов в шлак переходит некоторая часть оксидов алюминия, кремния и других элементов, входящих в состав футеровки.

Часть ферросплавных шлаков довосстанавливается [1–3], используется для обеспечения необходимых свойств покровного шлака при производстве стали и ее диффузионного раскисления, некоторые шлаковые отходы применяются в агломерации и доменном процессе [4,5].

Тем не менее, поиск эффективных технических решений, связанных с переработкой и утилизацией шлаковых отвалов различных производств, является достаточно актуальной проблемой.

Одним из путей решения проблемы эффективной переработки металлургических шлаков может быть извлечение из них полезных примесей и последующее насыщение ими железоуглеродистых расплавов методом дугового глубинного восстановления (ДГВ).

Технология ДГВ является достаточно близким аналогом ферросплавного производства. Как и в производстве ферросплавов, энергия для восстановления элементов из их оксидов поступает от электрической дуги. Отличительный признак ДГВ по сравнению с процессом восстановления элементов в ферросплавной печи – это большая концентрация энергии в небольшом объеме, что позволяет восстанавливать элементы, связанные в прочные соединения с балластными оксидами.

Насытить расплав марганцем, хромом, ванадием и кремнием из специально формуемых дуговых блоков методом ДГВ можно, используя те же сырьевые материалы, которые применяются в ферросплавном производстве. Это марганцевые и хромовые руды, концентраты ванадия и титана и т.д. По сравнению с ферросплавным производством ДГВ пока не конкурентоспособно. Но ферросплавное производство создает шлаковые отвалы, из которых еще можно извлекать методом ДГВ, например, тот же марганец.

Кроме того, для насыщения расплава марганцем можно использовать измельченную до фракции минус 1 мм Никопольскую марганцевую руду с содержанием марганца более 47 % и менее 0,15 % Р. В состав смеси можно вводить богатый марганцевый шлак выплавки углеродистого ферромарганца и измельченные отсеvy углеродистого ферромарганца, что способствует полной утилизации марганца в сталь. Следует отметить, что присутствующий в руде и шлаке кремнезем может восстанавливаться вместе с оксидами марганца и насыщать расплав кремнием.

Насыщение расплава кремнием возможно из кварцевого песка марок 1К, 2К с минимальным количеством оксидов железа и алюминия, окисление которых отрицательно влияет на ход и полноту процесса его извлечения.

Для насыщения хромом пригодна хромовая руда Донского месторождения с содержанием Cr_2O_3 не менее 50 %, измельченная до фракции минус 1 мм марок ДХ-1, ДХ-2. Для разжижения шлака, образующегося из пустой породы руды – глинозема и магнезии, в состав рудной части дугового восстановительного блока необходимо вводить кварцевый песок.

Для насыщения расплава ванадием может быть использован передельный конвертерный шлак, содержащий 14 – 15 % V_2O_5 , 35 % FeO , 25 % SiO_2 , 9 % TiO_2 , 3 % MnO , 4 % Al_2O_3 , 1 % MgO и 10 – 11 % корольков металла.

Такой шлак служит для получения из него ванадия путем нескольких энерго- и ресурсоемких переделов, а именно: обжига, выщелачивания, осаждения, переплавки пятиокиси ванадия и, наконец, силикоалюмотермического восстановления ванадия из пятиокиси в дуговой электропечи.

Многостадийное получение ванадия, на каждой стадии которого есть потери этого дорогого элемента, не является на наш взгляд оптимальным. Поэтому внепечное насыщение стали ванадием, по методу ДГВ, может оказаться более целесообразным. Можно использовать и плавленую пятиокись ванадия, содержащую 85 % V_2O_5 , фракции минус 1 мм, а также примеси Fe_2O_3 , Al_2O_3 , SiO_2 , CaO , MgO .

В качестве восстановителей полезных компонентов из отвальных шлаков в предлагаемой технологии ДГВ могут использоваться молотый кокс с минимально возможным содержанием серы, древесный уголь, а также пековый кокс. Последний образуется из пека, входящего в состав рудно-восстановительной смеси дугового блока в качестве связующего. После приготовления необходимой смеси и заполнения реакционного пространства дугового блока осуществляют его подкоксование.

В результате скоксования пека блок приобретает необходимую строительную прочность, сохраняющуюся в процессе его работы.

Технология извлечения ценных элементов из бедного и отвального сырья требует отработки для возможности ее практического использования. Теоретическая сторона вопроса выяснена. Извлечение элементов возможно. Но энергоемкость такого извлечения, а на первых порах и трудоемкость могут быть больше, чем в традиционной ферросплавной промышленности. Для получения извлеченных элементов требуется предварительная трудоемкая подготовка бедного сырья: измельчение, просев, изготовление из бедного сырья дуговых блоков и электродов

для дуговых блоков, которые являются расходуемыми. В процессе ДГВ на восстановление полезных элементов расходуется много тепловой энергии от электрической дуги. Но повышенные затраты оправдываются возвращением в народнохозяйственный оборот стратегически ценных материалов.

Для реализации предложенной технологии были разработаны методики расчета и программы по проектированию расходуемых изделий и необходимого технологического оборудования, а также выполнены лабораторные и полупромышленные образцы установки для ДГВ.

Экономическую эффективность предлагаемой технологии можно оценить на примере насыщения железоуглеродистого расплава кремнием, марганцем, хромом и ванадием из вторичных материалов и отходов различных производств по технологии ДГВ.

Все отмеченные элементы могут быть успешно восстановлены из шлаковых компонентов с помощью наиболее дешевого восстановителя – углерода. Состав рудно–восстановительной смеси рассчитывается в соответствии со стехиометрией реакций углетермического восстановления.

Схема реакции	Требуется углерода
$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO;$	0,855 кг С на 1 кг Si
$\frac{1}{2}Cr_2O_3 + \frac{3}{2}C \rightarrow Cr + \frac{3}{2}CO;$	0,346 кг С на 1 кг Cr
$\frac{1}{2}Mn_2O_3 + \frac{3}{2}C \rightarrow Mn + \frac{3}{2}CO;$	0,327 кг С на 1 кг Mn
$\frac{1}{2}V_2O_5 + \frac{5}{2}C \rightarrow V + \frac{5}{2}CO;$	0,588 кг С на 1 кг V

Аналогично, на 1 кг восстанавливаемого кремния требуется к расходу $60/28=2,14$ кг SiO_2 , на 1 кг хрома 1,46 кг Cr_2O_3 , на 1 кг марганца 1,44 кг Mn_2O_3 , на 1 кг ванадия 1,59 кг его пятиокиси.

С учетом содержания примесей в рудной части восстанавливаемого элемента, а также примесей золы в углеродной части смеси, определяется необходимое количество материалов на восстановление 1 кг легирующего элемента, представленное в таблице 1.

Углеродные материалы, составляющие восстановительный компонент расходуемой смеси, содержат кокс и пек в виде связующего. Для достаточной строительной прочности дугового блока количество пека в расходуемой смеси должно быть около 12 %. Содержание углерода в коксовом остатке пека составляет не более 60 %, поскольку часть углерода из пека удаляется с его летучими при подкоксовании.

Расходный состав рудно–восстановительной смеси для насыщения расплава легирующими элементами представлен в таблице 2, с учетом данных таблицы 1.

Таблица 1 – Расчетное количество материалов необходимых для восстановления 1 кг полезной примеси шлака

Показатели	Восстанавливаемая примесь:			
	Si	Cr	Mn	V
Исходный оксид	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	Mn ₂ O ₃	V ₂ O ₅
Содержание оксида в сырье, %	97	50	72	85
Требуется сырья, кг	2,21	2,92	2,00	1,87
Требуется углерода, кг	0,855	0,346	0,327	0,588
Требуется кокса, кг	0,95	0,384	0,363	0,653
Содержится в сырье восстанавливаемых примесей, кг	Fe ₂ O ₃ 0,044	FeO– 0,51 SiO ₂ – 0,10	FeO– 0,04 SiO ₂ – 0,11	FeO– 0,12 SiO ₂ – 0,04 Cr ₂ O ₃ – 0,02
Дополнительный расход углерода, кг	0,010	0,085 0,040	0,007 0,044	0,021 0,016 0,010
Дополнительный расход кокса, кг	0,011	0,147	0,057	0,052
Итого масса материалов на восстановление 1 кг элемента, кг	3,171	3,451	2,42	2,575

Таблица 2 – Расчетный состав рудно–восстановительной смеси, %

Материал	Восстанавливаемый элемент			
	Si	Cr	Mn	V
Рудная часть	69	83	80	72
Каменноугольный пек	12	12	12	12
Коксовая мелочь	19	5	8	16

При использовании углеродистых расходуемых токоподводящих электродов необходимо учитывать, что и их углерод участвует в восстановительном процессе, а следовательно, можно уменьшить количество углерода, вносимого пекон и коксовой мелочью.

Насыпная плотность материалов для рудно–восстановительных смесей дуговых блоков характеризуется следующими показателями (т/м³): кварцевый песок – 1,8; марганцевая руда – 2,0; хромовая руда – 2,6; плавленая пятиокись ванадия – 1,8; кокс (мелочь) – 0,6; каменноугольный пек – 0,8. Эти данные используются для расчета габаритов ду-

говых восстановительных блоков при проектировании технологии ДГВ. Все материалы берутся фракции минус 1 мм.

Далее определяется насыпная плотность расходуемой смеси из выражения

$$\sum(\alpha_i/\rho_i)=1/\rho, \quad (1)$$

где α_i – массовая доля материала,

ρ_i – насыпная плотность материала;

ρ – насыпная плотность смеси материалов.

Уплотняемость восстановительной смеси при изготовлении дугового блока принимается по опытным данным и составляет 1,25.

По результатам предыдущего анализа определяются плотность и объем рудно–восстановительной смеси, необходимый для восстановления в расплав 1 кг легирующего элемента. Данные расчета представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Расчетные данные о количестве и объеме смеси на восстановление 1 кг легирующего элемента

Показатели	Легирующий элемент			
	Si	Cr	Mn	V
Масса рудно–восстановительной смеси, кг	3,171	3,451	2,420	2,575
Насыпная плотность смеси до уплотнения, т/м ³	1,18	1,81	1,46	1,22
Объем неуплотненной смеси, м ³ ×10 ⁻³	2,695	1,907	1,654	2,103
Плотность уплотненной смеси, т/м ³	1,47	2,26	1,83	1,53
Объем уплотненной смеси в готовом блоке, м ³ ×10 ⁻³	2,156	1,526	1,323	1,682

Смеси в сыпучем состоянии, подготовленные для заделки в дуговые блоки, могут сохраняться в контейнерах с крышками длительное время.

В случаях, когда в расплав надо восстановить комбинацию легирующих элементов, составляется смесь из исходных материалов для каждого элемента в соответствии с данными таблицы 3. Насыпная и рабочая (после уплотнения) плотность комбинации смесей вычисляется по выражению (1).

Далее определяются размеры пространства, занимаемого рудно–восстановительной смесью. Исходными данными являются масса металла в обрабатываемой емкости (в печи или в ковше) и требуемый химический состав получаемого расплава. Например, для насыщения же-

лезоуглеродистого расплава марганцем до содержания 0,7 % в 10-тонном ковше требуется $0,7 \times 10000 / 100 \times 2,42 \approx 169$ кг рудно-восстановительной смеси, которые занимают внутри оболочки восстановительного блока объем $0,169 / 1,83 \approx 0,092$ м³, а обрабатываемый расплав – 1,428 м³.

Далее рассчитывают размеры внутренней (набиваемой) полости оболочки восстановительного блока и разрабатывают ее конструктивные параметры. Учитывают конструкцию принятого к работе дугового узла: одноэлектродная или многоэлектродная схема.

Например, для одноэлектродной схемы внутреннее пространство оболочки выбирается цилиндрическое. Для рассматриваемого примера, когда в оболочке должно быть 0,092 м³ уплотненной смеси, диаметр полости принимаем 300 мм, диаметр токоподводящего электрода 50 мм, длину полости найдем из соотношения

$$\frac{\pi}{4}(3^2 - 0,5^2) \cdot h = 92, h = \frac{92 \cdot 4}{\pi \cdot (3^2 - 0,5^2)} = 14 \text{ дм (1400 мм)},$$

где: h – длина рудно-восстановительной набивки внутри полости. Длина самой полости в оболочке принимается на 100–150 мм больше.

Таким образом, выбранные размеры внутренней полости $\varnothing 300$, $l = 1400$ мм. Толщина стенок оболочки 40 мм, ее наружные габариты $\varnothing 380$ мм, $l \approx 1500$ мм. Вес дугового блока для насыщения металлического расплава массой 10 т до содержания 0,7 % Mn составит ≈ 350 кг.

Далее определяется объем газообразных продуктов восстановления с целью выбора мощности тока дуги. В соответствии со стехиометрией реакций восстановления количество образующегося монооксида углерода на 1 кг восстановленного элемента составит для кремния – 2 кг, марганца – 0,763 кг, хрома – 0,808 кг, ванадия – 1,373 кг. С учетом расходования углерода на восстановление примесей рудной части эти массы составят соответственно на 1 кг кремния 2,023 кг, на 1 кг марганца 0,882 кг, хрома 0,927 кг и ванадия 1,483 кг.

В рассматриваемом примере с насыщением 10 т расплава марганцем требуется восстановить 70 кг марганца, при этом, получится $0,882 \times 70 \approx 62$ кг оксида углерода, а при плотности его 0,2 кг/м³ (температура 1550 °С) это составит около 310 м³. Во избежание выбросов металла интенсивность газовыделения при барботировании не должна превышать 0,012 м³/м²·с [6,7]. Тогда длительность обработки 10 т расплава для насыщения марганцем до концентрации 0,7 % при средней площади зеркала металл 1,3 м² составит $310 / (0,012 \cdot 1,3) \approx 19872$ с $\approx 5,5$ часа.

Следовательно, в ковше проводить данную обработку нецелесообразно. При ковшевом насыщении необходимо использовать восстановители, не образующие газообразного продукта или осуществлять легирование на меньшее остаточное содержание полезной примеси.

Возможен и другой путь интенсификации восстановительного процесса ДГВ, который заключается в обработке, например, 5 тонн расплава в 10-тонном ковше. Вероятность выбросов в этом случае уменьшается, интенсивность газовой выделенной можно увеличить от 0,012 до 0,020 – 0,025 м³/м²·с.

Кроме того, такое легирование можно проводить в электродуговой печи. Интенсивность газовой выделенной при этом можно допустить на порядок большую, до 0,1 м³/м²·с и провести обработку в течение приемлемой длительности операции – порядка 1 часа.

При обработке по методу ДГВ в печи традиционная конструкция электродной системы и свода дуговой печи должна быть конструктивно изменена.

Результаты аналогичных расчетов для других элементов представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Расчетные данные длительности процесса ДГВ, количества и объема образующейся окиси углерода при восстановлении различных элементов

Показатели	Легирующий элемент			
	Si	Cr	Mn	V
Содержание легирующего элемента в расплаве, %	0,3	0,5	0,7	0,5
Количество оксида углерода, кг	66	46	62	74
Объем оксида углерода, м ³	330	232	310	371
Длительность процесса ДГВ, ч	5,9	4,1	5,5	6,6

Важным технологическим параметром процесса, является выбор мощности источника электропитания ДГВ. Потребляемая дуговым узлом электроэнергия затрачивается на нагрев рудно-восстановительной смеси до температуры восстановления и на сам процесс восстановления. Учитываются также энергозатраты на расплавление материала смеси, поскольку продукты восстановления в конце концов получаются жидкими, кроме оксида углерода. Отнесенные к 1 кг восстанавливаемого элемента энергозатраты рассчитанные по изменению энтальпии реакций восстановления примесей составляют (кВт·ч/кг): для кремния – 10,9; хрома – 4,7; марганца – 3,7; ванадия – 5,7.

Таким образом, для восстановления в рассматриваемом примере 70 кг марганца в 10–тонную ванну железного расплава требуется затратить 260 кВт·ч электроэнергии. Если организовать восстановление в течение 1 часа, то потребляемая мощность составит около 300 кВт, что и должен обеспечить источник электропитания. Для схемы обработки по методу ДГВ с использованием одноэлектродной системы это может быть серийный однофазный печной трансформатор мощностью по установке 0,5 МВА.

При реализации технологии ДГВ источник электропитания выбирается в комплексе всей установки.

Уместно сравнить энергозатраты при использовании ДГВ с традиционным вводом ферросплавов в металл, в частности, ферромарганца в сталь для получения металла с 0,7 % марганца.

К расходу требуется 130 кг стандартного ферромарганца на 10–тонную плавку. Ранее на выплавку такого количества ферромарганца в электропечи затрачено порядка 600 кВт·ч электроэнергии. Кроме того, необходимо учитывать затраты на транспортировку, дробление и т.д. Выигрыш по электроэнергии получается более чем в два раза.

На рисунках 1 и 2 представлено сравнение энергозатрат и затрат на легирование металла по методу ДГВ и с использованием ферросплавов.

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

- существующие шлаковые отвалы металлургического производства являются достаточно ценным источником различных компонентов, полезных для использования в сталеплавильном и ферросплавном производствах;

- существующие схемы переработки металлургических шлаков не в полной мере позволяют эффективно извлекать из них полезные для металлургического производства составляющие и проблема разработки новых технологий является достаточно актуальной;

- одним из перспективных направлений утилизации и переработки техногенных отходов может быть использование для извлечения содержащихся в них полезных легирующих элементов метода дугового глубинного восстановления;

- способ ДГВ является неприхотливым с точки зрения минимального содержания примесей в составе рудно-восстановительных блоков, может использоваться для переработки как богатых, так и бедных отходов, позволяет организовать насыщение расплава одновременно несколькими элементами, осуществить рафинирования чугуна и стали с использованием относительно дешевых материалов и отходов производства, способствует нагреву расплава в процессе обработки, имеет

значительные преимущества, как по энергозатратам так и по себестоимости обработки расплавов;

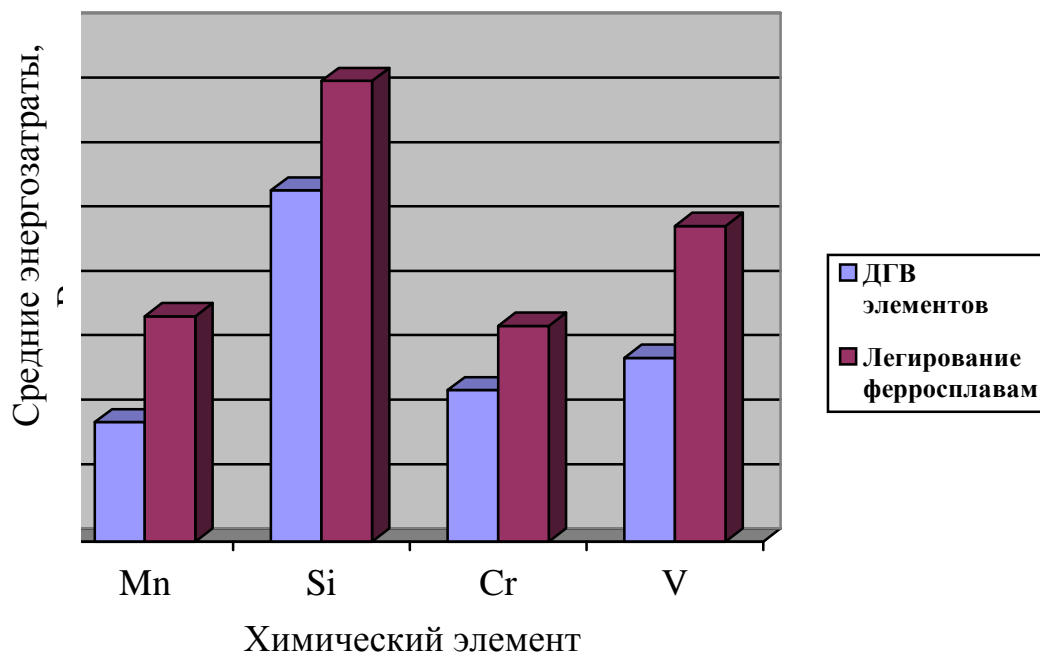


Рисунок 1 – Сравнение энергозатрат при легировании 1 т стали (на 1% элемента) ферросплавами и по методу ДГВ

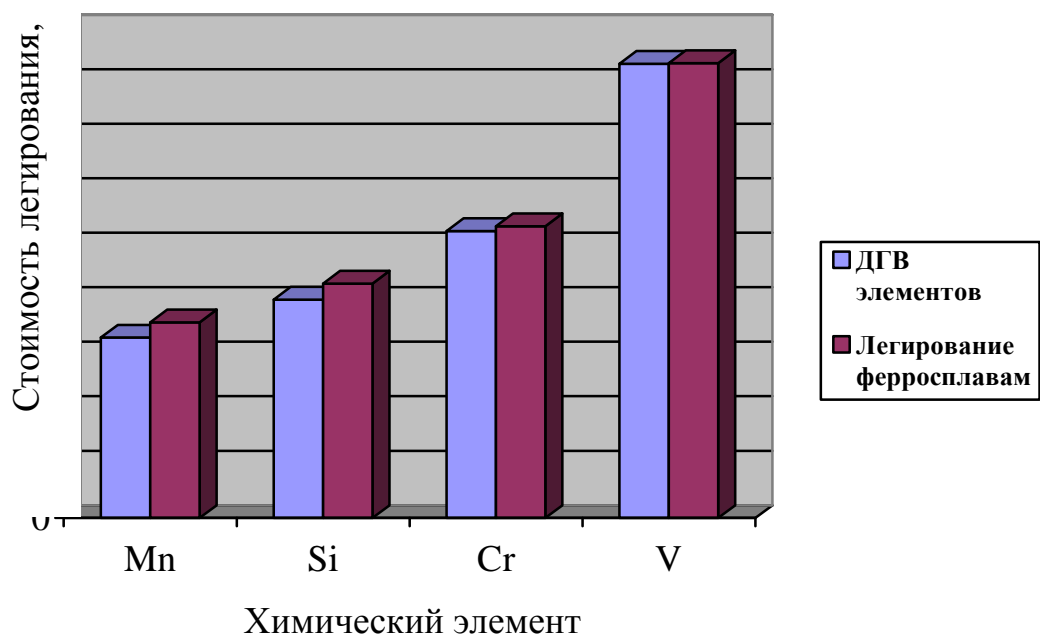


Рисунок 2 – Затраты на легирования 1 т стали (на 1% Mn, Si, Cr и на 0,1% V) ферросплавами и по методу ДГВ (грн.)

– теоретический анализ использования углетермического ДГВ для насыщения расплава наиболее используемыми в производстве стали элементами показал, что такая обработка имеет существенный недостаток, связанный с образованием большого объема газообразных продуктов, что в свою очередь приводит к значительной продолжительности обработки в ковше. Этот недостаток может быть частично решен за счет снижения количества восстанавливаемых для легирования элементов или переносом обработки в специально переоборудованную электродуговую печь;

– заслуживает внимания теоретическая оценка эффективности использования в качестве восстановителей элементов, не образующих газообразных продуктов, например кремния и алюминия;

– оценка энергозатрат и себестоимости обработки показывает существенные преимущества процесса ДГВ по сравнению с существующими аналогами.

Библиографический список

1. Кучер А.Г. Восстановительные процессы в производстве ферросплавов./ А.Г. Кучер, П.Ф.Мироненко. – М.: Наука, 1977. – С.71 – 74.

2. Чуйченко А.А. Производство ферросплавов./ А.А. Чуйченко, Л.В.Шеремет. – М.: Металлургия, 1980. – 160 с.

3. Деханов Н.М. и др. Повышение эффективности производства и улучшения качества электроферросплавов./ Н.М. Деханов, А.П.Александров, А.С.Новиков. – Днепропетровск, 1978. – С. 75 – 76.

4. Литвиненко Д.Ф. и др. Совершенствование технологии производства марганцевых сплавов. / Д.Ф. Литвиненко, О.С. Бобкова, М.А. Рупов. – Тбилиси: Мецниереба, 1978. – С. 171 – 173.

5. Переработка шлаков и безотходная технология в металлургии./ М.И. Панфилов, Я.Ш.Школьник, Н.В.Орининский, В.А.Коломиец, Ю.В.Сорокин, А.А.Грабеклис. – М.: Металлургия, 1987. – 238 с.

6. Особенности гидродинамики металлической ванны процесса дугового глубинного восстановления. / В.Н. Дорофеев, С.Б. Эссельбах, С.В.Куберский, С.В.Семирягин, и др. Труды VI конгресса сталеплавателей: Череповец, октябрь 2000 г. АО Черметинформация, 2001. – С.275–276.

7. Исследование влияния продувки чугуна порошковыми реагентами на его качество. Отчет по НИР №284 / Коммунарский горно-мет. ин-т; регистрационный № 68053267; Коммунарск, 1969. – 78 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Ершов В.М.,
к.т.н. Коробко Т.Б.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РЕНТГЕНОВСКИЙ АНАЛИЗ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ШЛИФОВАННОЙ БЫСТРОРЕЖУЩЕЙ СТАЛИ

Приведені результати рентгенографічного аналізу мікронних поверхневих шарів шліфованої швидкорізальної сталі Р6М5. Знайдене помітне збільшення кількості залишкового аустеніту в приповерхностних шарах для всіх режимів шліфування.

***Ключові слова:** рентгенівський аналіз, аустеніт, шліфування, параметр кристалічних ґрат, ширина дифракційної лінії.*

Приведены результаты рентгенографического анализа микронных поверхностных слоев шлифованной быстрорежущей стали Р6М5. Обнаружено заметное увеличение количества остаточного аустенита в приповерхностных слоях для всех режимов шлифования.

***Ключевые слова:** рентгеновский анализ, аустенит, шлифование, параметр кристаллической решетки, ширина дифракционной линии.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Известно [1], что при шлифовании термически упроченных быстрорежущих сталей, в их тонком поверхностном слое создаются чрезвычайно высокие температуры, часто превышающие температуры критических точек образования аустенитной фазы. В условиях быстрого охлаждения образовавшихся участков аустенита происходит немедленная закалка поверхностного слоя стали и, как следствие, фиксируется значительное количество остаточного аустенита. Этому способствует растворение дисперсных карбидных фаз структуры при интенсивном нагреве слоя.

В связи с тем, что стойкость инструмента зависит от фазового состава поверхностных слоев стали [2], представляет несомненный интерес информация о распределении остаточного аустенита по глубине шлифованного слоя. В литературе данный вопрос освещен очень слабо [1], особенно это касается анализа тончайших приповерхностных слоев глубиной 1 – 5 мкм.

Анализ исследований и публикаций. Рентгеновский метод исследования фазового состава поверхностных слоев инструментальных

сталей дает информацию в усредненном виде по глубине от 5 до 10 микрон. А каков фазовый состав стали на глубине 1 -2 мкм – не известно. Когда решают такую задачу методом сошлифовки тончайших слоев с последующим рентгенографированием, то вводят неизвестный фактор воздействия на структуру слоя пластической деформации шлифовки, что не приемлемо для нашей задачи.

Для послойного анализа фазового состава тончайших слоев изделий рекомендуется применять специальный метод рентгенографирования, основанный на принципе ограничения глубины проникновения излучения в толщу материала [3,4], получающийся при вариациях наклона исследуемой поверхности образца стали к падающему рентгеновскому лучу.

Постановка задачи. Задачей настоящей работы является экспериментальный анализ изменений в фазовом составе термически упрочненной быстрорежущей стали Р6М5 по глубине шлифованного слоя.

Изложение материала и его результаты. Исследование выполняли на образцах из стали Р6М5 диаметром 25 мм и толщиной 15 мм. Термическая обработка образцов выполнялась по оптимальным режимам упрочнения, как и в работе [5]. Плоское шлифование торцевой поверхности образцов проводили кругом ЭБ25СМ2К на глубину от 0.02 до 0.10 мм за один проход при следующих постоянных условиях: скорость вращения круга 19-20 м/с; поперечная подача 0; скорость движения стола 5 м/мин.

На первом этапе исследования была изучена микроструктура шлифованного слоя. Для этого были приготовлены «косые» шлифы, т.е. шлифы, наклонные под углом $1.5 - 2.0^{\circ}$ к исследуемой поверхности образцов. А это давало возможность «растянуть» шлифованный слой на значительное расстояние и, соответственно, увеличить масштаб шлифованного слоя.

На рисунке 1 приведен пример структуры поверхностного слоя образца, шлифованного на глубину 0.06 мм. Здесь видно, что у поверхности образца располагается так называемый «белый слой», т.е. слабо-травящийся слой, состоящий из мартенсита, остаточного аустенита и карбидов. Этот слой имеет значительную протяженность в глубину образца и хорошо заметную структурную неоднородность. Такие зоны «белого слоя» были обнаружены у всех образцов без исключения.

Рентгенографическое исследование образцов выполняли на дифрактометре ДРОН – 3м в железном фильтрованном излучении.

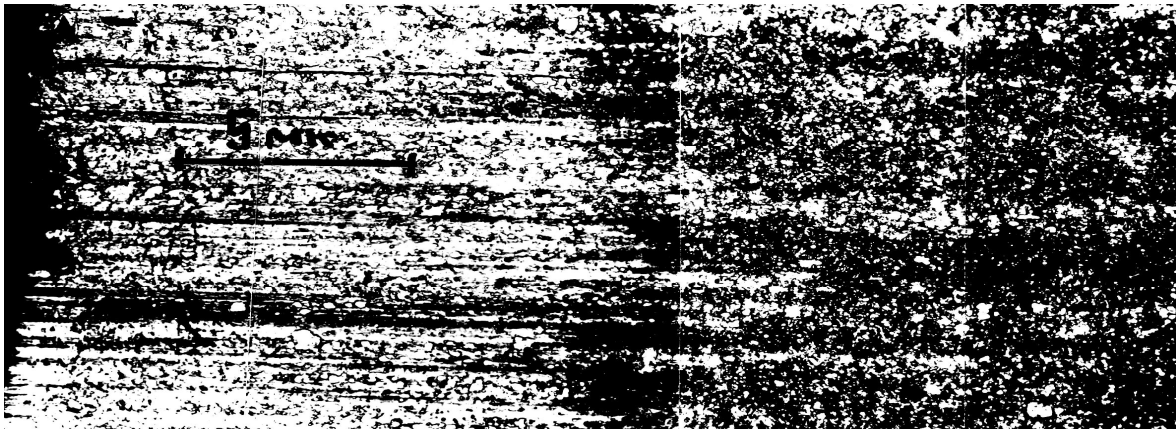


Рисунок 1 - Микроструктура «косого» шлифа от поверхности образца (левый край) к его центру. Глубина шлифования 0.06 мм.

Количество остаточного аустенита в слое определяли по методике, описанной в работе [5]. Кроме того, по положению дифракционных линий мартенситной и аустенитной фаз рассчитывали параметры кристаллической решетки этих фаз и измеряли ширину дифракционных линий, пользуясь известными методиками [6].

Для оценки фазового состава и параметров фаз использовали наклонную рентгеновскую съемку, при которой образец своей исследуемой поверхностью наклонялся на угол от 10° до 50° , что давало возможность изменять глубину проникновения рентгеновских лучей в поверхностный слой образца. На рисунке 2а приведена схема рентгенографирования образцов и типичный вид дифрактограмм для области малых и больших углов встречи луча с поверхностью образцов.

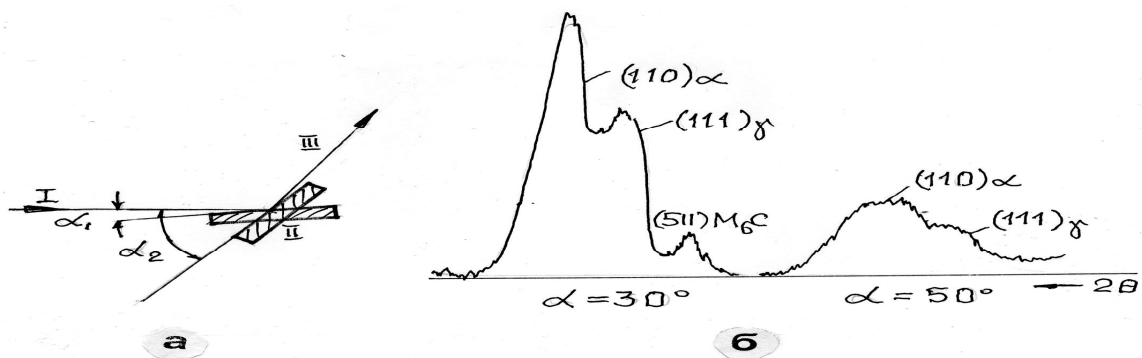


Рисунок 2 – Схема наклонной рентгеновской съемки образцов на дифрактометре (а) и типичные дифрактограммы линий мартенситной, аустенитной и карбидной фаз для различных углов встречи контролируемой поверхности с рентгеновским лучом (α).

Для оценки глубины слоя, который дает информацию о фазовом составе и параметрам состояния твердых растворов, использовали известную методику [3,4]. Глубина информационной зоны X определяется по формуле:

$$X = U_x \cdot \sin \alpha / 2\mu, \quad (1)$$

где U_x – коэффициент, зависящий от выбранной величины той части интенсивности рассеянных лучей, которая обеспечивает получение информации от слоя – X ; α – угол наклона поверхности образца к падающему рентгеновскому лучу; μ – линейный коэффициент ослабления рентгеновских лучей.

Для 75% интенсивности рассеянных слоев лучей, величина коэффициента U_x согласно имеющимся данным в справочной литературе [3,4], равна 1.39.

С учетом сложного химического состава исследуемой стали (Fe. W.Mo,Cr.V.C), коэффициент μ рассчитывали по формуле [3,4]:

$$\mu = \sum \mu_i^* \cdot \rho_i \cdot c_i, \quad (2)$$

где μ_i^* – массовый коэффициент ослабления излучения химическим элементом состава стали; ρ_i – плотность химического элемента; c_i – массовая доля химического элемента в составе стали.

Расчет по формуле 2 для стали Р6М5 дал значение линейного коэффициента ослабления рентгеновского излучения железного анода равным 1075 см^{-1} . Отсюда глубина информационной зоны (X) по формуле 1 для углов $\alpha = 10; 20; 30; 40$ и 50° будет иметь значения, равные соответственно 1.02; 2.0; 2.95; 3.82 и 4.6 мкм.

Таким образом, выбранный метод рентгеновского анализа позволяет произвести исследование тончайших приповерхностных слоев шлифованной структуры стали.

Как видно из данных рисунка 1б, отклонение от угла фокусировки по Брэггу-Брентано приводит к геометрическому уширению дифракционных линий и снижению их интенсивности. Для учета этого инструментального уширения линий, в данной работе применялась съемка образцов с эталонным веществом (порошок алюминия) и без него.

Результаты исследования приповерхностных слоев шлифованного слоя быстрорежущей стали Р6М5 приведены в таблице 1.

Здесь видно, что с приближением к шлифованной поверхности образца увеличивается количество остаточного аустенита в слое и растет параметр его кристаллической решетки. Это свидетельствует о чрез-

вычайно высоких температурах контактной зоны металл-абразив, когда в тонком поверхностном слое интенсивно растворяются карбиды и идет насыщение аустенита легирующими элементами. Это видно по увеличенному параметру кристаллической решетки остаточного аустенита

Таблица 1 – Количество остаточного аустенита ($A_{ост}$), параметры его кристаллической решетки (a_{γ}) и мартенсита (a_{α}), ширина дифракционных линий аустенитной и мартенситной фаз ($B_{\gamma\alpha}$) тонких слоев шлифованной стали Р6М5

Глубина шлифования мм	Глубина слоя X мкм	Аост % ±3%	a_{α} кХ	a_{γ} кХ	B_{α} мрад	B_{γ} мрад
0.02	1.02	60	2.949	3.674	17.2	12.4
	2.00	52	2.933	3.671	17.2	10.5
	2.95	52	2.928	3.666	16.3	12.0
	3.82	44	2.915	3.639	17.1	14.6
	4.06	37	2.900	3.620	16.0	14.1
0.04	1.02	50	2.912	3.649	17.4	15.0
	2.00	43	2.918	3.661	16.8	13.4
	2.95	38	2.930	3.648	17.0	16.1
	3.82	37	2.921	3.651	15.7	15.2
	4.06	28	2.880	3.611	18.7	15.6
0.06	1.02	48	2.900	3.640	16.4	10.6
	2.00	39	2.899	3.643	16.0	12.1
	2.95	35	2.890	3.631	15.8	13.0
	3.82	36	2.897	3.652	16.0	15.1
	4.06	36	2.910	3.619	17.1	12.9
0.10	1.02	59	2.916	3.650	16.5	11.5
	2.00	52	2.891	3.620	15.6	13.6
	2.95	45	2.910	3.640	18.1	15.1
	3.82	44	2.890	3.633	17.3	14.6
	4.06	41	2.897	3.640	17.4	15.0

Одновременно с этим растет и параметр кристаллической решетки у мартенситной фазы, что свидетельствует об увеличении содержания углерода в этой фазе. Ширина дифракционных линий обеих фаз по-прежнему изменяется незначительно, а это свидетельствует о сильном наклепе как мартенситной, так и аустенитной фаз приповерхностного слоя.

Из данных таблицы 1 также следует, что фазовый состав тонкого приповерхностного слоя шлифованной стали практически не зависит от глубины шлифования, и это несмотря на установленную нами ранее [5] зависимость общей толщины «белого» слоя от глубины шлифования.

Выводы и направления дальнейших исследований. Результатом настоящего исследования является установление факта высокого содержания остаточного аустенита в тончайшем (1-4 мкм) приповерхностном слое шлифованной быстрорежущей стали Р6М5. Причем количество этой фазы в тонком слое может достигать 50 – 60%, что несомненно должно привести к снижению твердости поверхностного слоя.

Дальнейшие исследования в данном направлении должны быть направлены на анализ твердости и износостойкости приповерхностных слоев шлифованной быстрорежущей стали.

Библиографический список

1. Палей М.М., Дибнер Л.Г., Флид М.Д. *Технология шлифования и заточки режущего инструмента.* – М.: Машиностроение. 1988. С. 288.

2. Ослон Н.Л., Рапопорт С.М. *К вопросу о характере превращений в поверхностном слое при шлифовании стали Р18.* Сб. научных трудов ППИ № 26. Пермь. 1966. С. 70-81.

3. Миркин Л.И. *Рентгеноструктурный контроль машиностроительных материалов. Справочник.* – М.: Машиностроение. 1979. С.132

4. Миркин Л.И. *Справочник по рентгеноструктурному анализу поликристаллов.* М: Физматгиз. 1961. С. 863.

5. Мисюра А.А., Ершов В.М. *Аустенитизация поверхностного слоя быстрорежущей стали при шлифовании.* Сборник научных трудов сотрудников ДонГТУ. №27, Алчевск. 2008. С. 198-205

6. Русаков А.А. *Рентгенография металлов.* М.: Атомиздат. 1978. С. 432.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*Боровик П.В.,
д.т.н. Луценко В.А.,
к.т.н. Уляницький В.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ УДЕЛЬНОЙ РАБОТЫ РЕЗАНИЯ ОТ ШИРИНЫ РЕЖУЩЕЙ КРОМКИ НОЖА

Приведені результати експериментальних досліджень щодо оцінки впливу відносної ширини ріжучої кромки ножа на питому роботу різання для різноманітних матеріалів і умов реалізації процесу різання в паралельних ножах.

Ключові слова: *ножиці, ніж, питома робота.*

Приведены результаты экспериментальных исследований по оценке влияния относительной ширины режущей кромки ножа на удельную работу резания, для различных материалов и условий реализации процесса резки в параллельных ножах.

Ключевые слова: *ножницы, нож, удельная работа.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В современных условиях дальнейшее совершенствование технологических процессов необходимо для повышения конкурентоспособности производимой металлопродукции за счет экономии материальных и энергетических ресурсов. Данная задача требует реализации комплексного подхода, позволяющего дать дальнейшее развитие теоретическим основам исследуемого процесса на базе экспериментальных данных.

Анализ последних достижений и публикаций. В технологических линиях прокатного производства одной из самых распространенных операций является резание металла на ножницах различных конструкций [1, 2]. Так, в ряде случаев операция обрезки кромок осуществляется на дисковых ножницах в горячем состоянии [3]. Данный процесс содержит резервы по снижению энергозатрат, что позволит расширить диапазон листов разрезаемых на существующей конструкции ножниц в горячем состоянии [4-8].

В работах [6, 7] приведены результаты экспериментальных исследований направленные на получение количественной оценки влияния конструкции ножа на удельную работу резания для конкретного типа

материала. В работе [8] была предложена математическая модель напряженного состояния контактной поверхности при горячей резке на ножницах, позволяющая установить влияние особенностей контакта между ножом и отрезаемой кромкой на удельную работу резания. Однако требуется проведение дополнительных экспериментов с целью исследования влияния ширины режущей кромки на удельную работу резания для широкого диапазона разрезаемых материалов.

Постановка задачи. Целью данной работы являлось исследование зависимости удельной работы резания от ширины режущей кромки ножа для широкого диапазона разрезаемых материалов.

Изложение материала и его результаты. Реализация эксперимента осуществлялась на лабораторных гильотинных ножницах кафедры «Машины металлургического комплекса и прикладная механика» Донбасского государственного технического университета.

В рамках реализации данного эксперимента производилась резка параллельно установленными ножами, при этом верхний нож (отрезающий кромку) был снабжен конструктивным элементом с шириной b (рисунок 1).

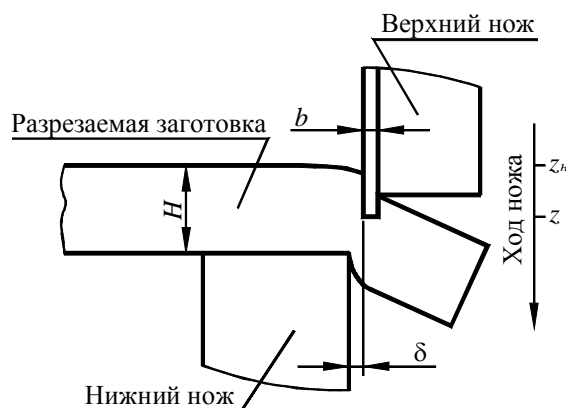


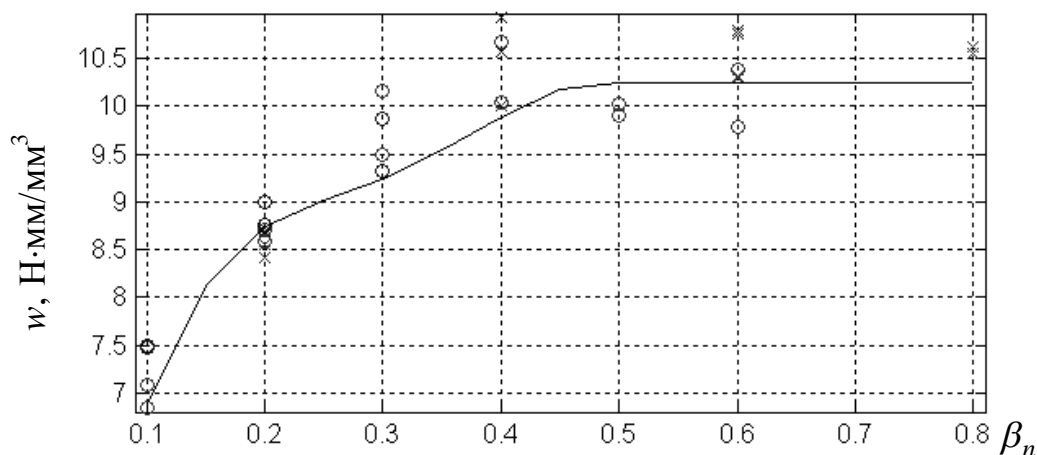
Рисунок 1 – Картина и параметры резания ножом с конструктивным элементом

В качестве разрезаемых образцов использовали свинцовые полосы толщиной 10 и 20 мм, а также полосы из стали марки А36 ГОСТ 5521–86 толщиной $10 \pm 0,2$ мм различной ширины. Реализация процесса резки свинцовых полос осуществлялась при комнатной температуре, а стальных при температуре 650, 725 и 800°С.

При различных условиях проведения эксперимента применяли ножи с шириной режущей кромки, так при резке свинцовых полос ширина b составляла 2, 4, 6, 8, 10, 12 мм, а при резке стальных полос 1, 2,

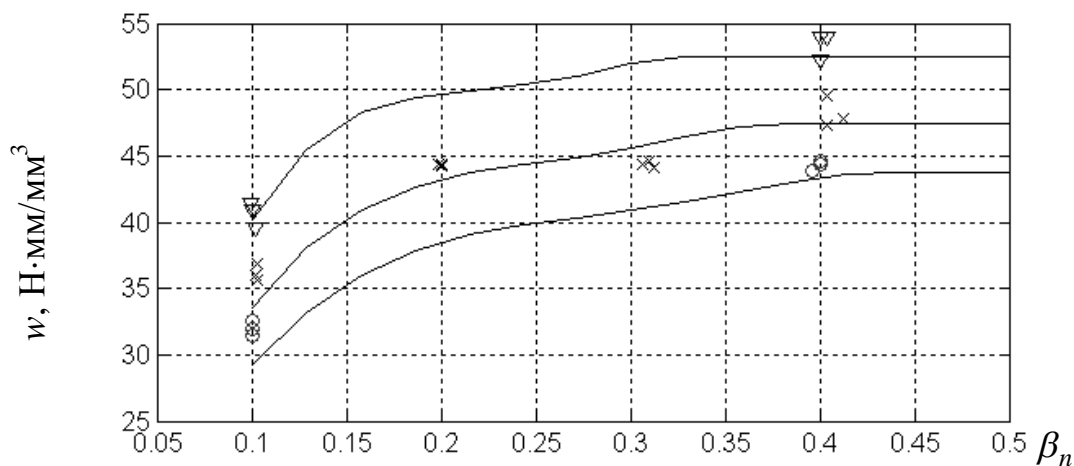
3, 4 мм. Общее число разрезанных образцов составило $N_0=56$ шт, при этом из свинца $N_{св}=32$ шт, из стали $N_{ст}=24$ шт.

Для каждого реза определяли значения удельной работы резания по методике изложенной в работах [6, 7]. На рисунках 2 и 3 представлены эмпирические и теоретические зависимости удельной работы резания от относительной ширины режущей кромки для свинца (рисунок 2) и стали (рисунок 3).



× – заготовка толщиной 10 мм; о – заготовка толщиной 20 мм

Рисунок 2 – Эмпирические и теоретические зависимости удельной работы резания от относительной ширины режущей кромки ножа β_n для свинца ($\sigma_b=18$ МПа)



«∇» – $T=650^\circ\text{C}$; «×» – $T=725^\circ\text{C}$; «о» – $T=800^\circ\text{C}$

Рисунок 3 – Эмпирические и теоретические зависимости удельной работы резания от относительной ширины режущей кромки ножа β_n для стали А36

Полученные экспериментальные данные сопоставляли с теоретическими зависимостями по результатам математического моделирования [8] при этом использовали методы корреляционного и регрессионного анализа [9].

Статистическая обработка полученных результатов осуществлялась с использованием прикладной программы STATISTICA [10].

Теснота связи между эмпирическими и теоретическими значениями определялась при помощи корреляционного анализа.

Учитывая широкий диапазон применения разработанной математической модели, а также существенное различие реологических свойств материалов разрезаемых при реализации эксперимента коэффициенты корреляции определяли отдельно для каждого материала и совместно.

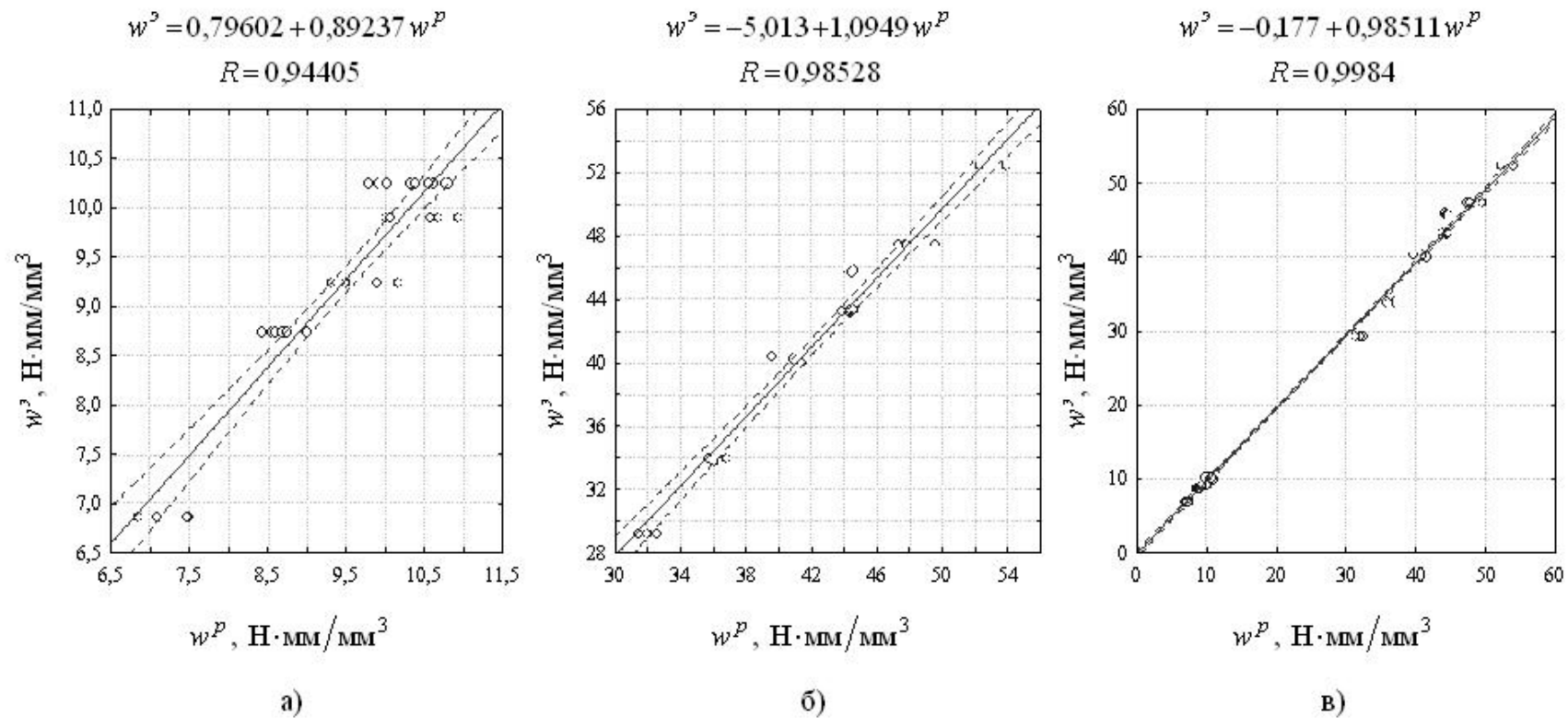
Графическое представление стохастических связей между теоретическими w^P (согласно модели) и эмпирическими значениями $w^э$, описываемых соответствующими регрессионными уравнениями для удельной работы резания, представлены на рис. 4. Как можно видеть из представленных зависимостей и соответствующих им коэффициентов корреляции, расчетные и экспериментальные величины имеют высокую тесноту связи.

При оценке адекватности математической модели соответствующие статистические показатели также определяли отдельно для каждого материала и совместно. Расчетные значения данных величин представлены в таблице 1, из которой видно, что требование $F \geq F_T$ выполняется во всех рассмотренных случаях.

Таблица 1 – Статистические показатели при оценке адекватности математической модели

Статистические показатели	Свинец	Сталь А36	Совместно
Размер выборки	32	24	56
Общая дисперсия, S_y^2	1,3452	41,228	296,73
Остаточная дисперсия, $S_{ост}^2$	0,20494	2,9095	1,2992
Расчетный критерий Фишера, F	6,564	14,17	228,4
Табличный критерий Фишера, F_T	1,835	2,01	1,56

Для оценки качества предсказания математической модели использовали критерий Фишера [10], который подтвердил адекватность разработанной модели с доверительной вероятностью 95%.




 – доверительная вероятность 95%

Рисунок 4 – Графическое представление стохастических связей между теоретическими w^p (согласно модели) и эмпирическими значениями w^3 , описываемых соответствующими регрессионными уравнениями с коэффициентами корреляции R для удельной работы резания для свинца (а), стали марки А36 (б) и совместного (в)

Выводы и направление дальнейших исследований. По полученным результатам можно сделать вывод, что теоретические данные, полученные в результате математического моделирования [8], хорошо согласуются с эмпирическими, а сама модель может быть применима для исследования влияния ширины режущей кромки ножа на энергосиловые параметры процесса резки на ножницах для широкого диапазона разрезаемых материалов.

Результаты работы могут быть использованы при дальнейших исследованиях процесса горячей резки толстолистовых раскатов на дисковых ножницах, а также при автоматизированном расчете энергосиловых параметров процесса резания дисковыми ножами с конструктивным элементом.

Библиографический список

1. Королев А. А. *Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станков* / А. А. Королев. – М. : Металлургия, 1985. – 375 с.

2. Целиков А. И. *Прокатные станы : учебник для вузов* / А. И. Целиков, В. В. Смирнов. – М. : Металлургиздат, 1958. – 432 с.

3. Боровик П. В. *Исследование качества порезки горячих толстолистовых раскатов дисковыми ножницами* / П. В. Боровик // *Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні : темат. зб. наук. пр. – Краматорськ, 2006. – С. 180-182.*

4. Пат. 4860 Україна, МПК⁷ B23D19/04. *Дискові ножиці* / Боровик П.В.; заявник і патентовласник Донбаський гірничо–металургійний інститут. – №20040503435; заявл. 06.05.04; опубл. 15.02.05, Бюл. №2.

5. Боровик П. В. *Исследование влияния конструкции ножа на качество и энергосиловые параметры резания толстолистовых раскатов в горячем состоянии* / П. В. Боровик // *Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні : темат. зб. наук. пр. – Краматорськ, 2003. – С. 588-590.*

6. Боровик П. В. *Влияние конструкции ножа на величину работы в процессе резания металла на ножницах* / П. В. Боровик, В. А. Луценко // *Сборник научных трудов / ДонГТУ. – Алчевск, 2007. – Вып. 24. – С. 264-270.*

7. Боровик П. В. *Влияние конструкции ножа и технологических параметров процесса резания металла ножницами на величину удельной работы* / П. В. Боровик, В. А. Луценко // *Сборник научных трудов / ДонГТУ. – Алчевск, 2007. – Вып. 25. – С. 187-193.*

8. Боровик П. В. *Моделирование напряженного состояния контактной поверхности при горячей резке на ножницах* / П. В. Боровик, В. А. Луценко, В. Н. Ульяницкий // *«Обработка материалов давлением» : сб. науч. тр. / ДГМА. – Краматорск, 2008. – №1(19). – С. 105-109.*

9. Львовский Е. Н. *Статистические методы построения эмпирических формул : учеб. пособие для вузов / Е. Н. Львовский. – 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Высш. шк., 1988. – 239 с.*

10. Боровиков В. П. *STATISTICA® – Статистический анализ и обработка данных в среде Windows® / В. П. Боровиков, И. П. Боровиков. – М. : Информационно-издательский дом «Филинъ», 1997. – 608 с.*

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Куберский С. В.,
к.т.н. Дорофеев В. Н.,
Васильев Д. Б.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ В ПЕЧАХ С ЖИДКОЙ ШЛАКОВОЙ ВАННОЙ

Розглянута можливість переробки відходів металургійного виробництва на ВАТ «Алчевський металургійний комбінат» за допомогою процесу «Ромелт». Запропоновані заходи щодо поліпшення техніко-економічних показників процесу «Ромелт» при переробці шламів.

***Ключові слова:** процес «Ромелт», вологість шламів, чавун, ступінь допалювання, основність шлаків.*

Рассмотрена возможность переработки отходов металлургического производства на ОАО «Алчевский металлургический комбинат» с помощью процесса «Ромелт». Предложены мероприятия по улучшению технико-экономических показателей процесса «Ромелт» при переработке шламов.

***Ключевые слова:** процесс «Ромелт», влажность шламов, чугун, степень дожигаания, основность шлаков.*

Опробованный на НЛМК в режиме опытной эксплуатации процесс РОМЕЛТ доказал свою состоятельность [1]. Опыт эксплуатации показал недостатки и преимущества нового процесса получения чугуна. Если рассматривать эффективность использования процесса РОМЕЛТ, то необходимо в первую очередь определить задачу, которая будет решаться с его помощью. На настоящий момент на ОАО «АМК», как и на других заводах Украины стоит проблема утилизации отходов производства. Это пыли и шламы, окалина и шлаки, в которых в значительном количестве содержатся оксиды железа, а порой даже оно присутствует в металлическом виде.

Утилизация техногенных отходов металлургического производства частично решается за счет их повторного использования в качестве добавок для процессов производства агломерата, чугуна и стали. Однако, такие добавки несут с собой примеси ухудшающие технологические

показатели производства отмеченной выше продукции. Часто приходится применять сложные технологии и механизмы для предотвращения попадания нежелательных компонентов в металлургические агрегаты. Мелкие пылевидные отходы уходят с водой в шламохранилища, где накапливаются в виде шламов. Так на ОАО «АМК» их количество составляет несколько миллионов тонн, и представляют собой угрозу экологии района. Загрязняется воздушный бассейн и подпочвенные воды. Ежегодно требует утилизации около 250 тыс. т. шламов.

Была рассмотрена возможность переработки шламов и пыли металлургического производства на ОАО «АМК» с помощью процесса «Ромелт». Указанный процесс позволяет использовать неокомкованные и даже пылеватые материалы, а низкая стоимость шламов и других отходов металлургического производства наряду с дешевыми низкосортными энергетическими углями создает предпосылку для экономически выгодного производства чугуна. Была проанализирована вся гамма отходов: колошниковая пыль, шламы агломерационного, доменного и сталеплавильного производства, металлические отходы обогащения шлаков сталеплавильного производства и т. д. Химический состав указанных отходов приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав отходов металлургического производства ОАО «АМК»

Хим. состав	Шлам (общ.)	Шлам (аглоф.)	Шлам (домен.)	Шлам (мартен.)	МОС 1	Сварочн. шлак	Окалина	Колошн. пыль
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fe_{Σ}	36,60	46,2	37,2	47,5	58,08	47,7	63,0	47,5
Mn	1,10	0,80	2,00	2,20	($Fe_{мет}$) 39,55	0,99	0,43	–
FeO	8,80	10,50	9,50	5,90	11,87	61,33	–	–
Fe_2O_3	42,40	54,30	32,40	61,50	13,28	–	90,0	–
SiO_2	12,60	9,30	13,80	5,30	9,02	33,82	7,25	10,00
CaO	8,90	9,60	9,90	6,20	9,62	0,36	0,20	5,00
MgO	1,70	1,20	1,20	10,40	5,90	0,23	–	–
Al_2O_3	3,00	1,10	2,80	1,00	–	1,59	1,17	2,00
MnO	1,40	–	–	–	–	0,99	0,43	–
$ППП$	18,90	8,40	24,00	4,60	–	–	–	7,50
C	12,60	2,70	12,90	0,80	–	–	–	–
S	0,49	0,30	0,40	0,20	–	0,6	0,2	–

Продолжение таблицы 1

<i>P</i>	0,03	0,03	0,04	0,04	–	0,11	0,35	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<i>Zn</i>	–	0,05	0,14	0,003	–	–	–	–
<i>Ni</i>	–	0,008	0,006	0,040	–	–	–	–
<i>Pb</i>	–	0,010	0,020	0,180	–	–	–	–
<i>As</i>	–	0,002	0,002	0,004	–	–	–	–
<i>Cu</i>	–	0,008	0,010	0,070	–	–	–	–
<i>H₂O</i>	26,3	15,0	15,0	15,0	2,0	–	–	–

Расчет материального и теплового балансов плавки в печи РОМЕЛТ проводился по методике предложенной Вегманом Е. Ф. [2], с использованием разработанной для ЭВМ программы. При выполнении расчетов использовались данные опытных плавки на НЛМК (табл. 2) [1].

Анализ результатов проведенных расчетов показал, что при существующей политике цен на железорудное сырье переработка шламов является не только удачным решением экологической задачи утилизации пылеватых отходов, но и экономически выгодным процессом производства чугуна. Зависимость производственных затрат при выплавке чугуна в процессе «Ромелт» для различных железорудных материалов в зависимости от степени дожигания представлена на рисунке 1.

Таблица 2 – Коэффициенты распределения элементов между чугуном, шлаком и газом в печи Ромелт

Элементы	Коэффициенты распределения (доли единицы)			Примечания (для процесса РОМЕЛТ)
	η в чугун	μ в шлак	λ в газ	
<i>Fe</i>	0,98	0,02	—	<i>FeO</i> в шлаке 1,8 – 2,5%
<i>P</i>	0,50	0,40	0,10	—
<i>S</i>	0,03 – 0,08	0,15 – 0,08	0,80 – 0,90	—
<i>Mn</i>	0,005 – 0,100	—	—	Не больше 0,15% <i>Mn</i> в чугуне
<i>Si</i>	—	—	—	Не больше 0,15% <i>Si</i> в чугуне
<i>C</i>	—	—	—	4,0 – 4,8% <i>C</i> в чугуне

Анализ влияния степени дожигания показал, что наиболее эффективна и реальна работа при степени дожигания 0,95. На рисунке 2 показана зависимость производственных затрат от основности шлака. Столь

низкая основность шлака (0,7 – 0,9) вызывается особенностью процесса, когда основной нагрев шлака осуществляется в барботажных колонах, организация которых наиболее устойчива при шлаках основности ниже 1,0 и выше 1,3.

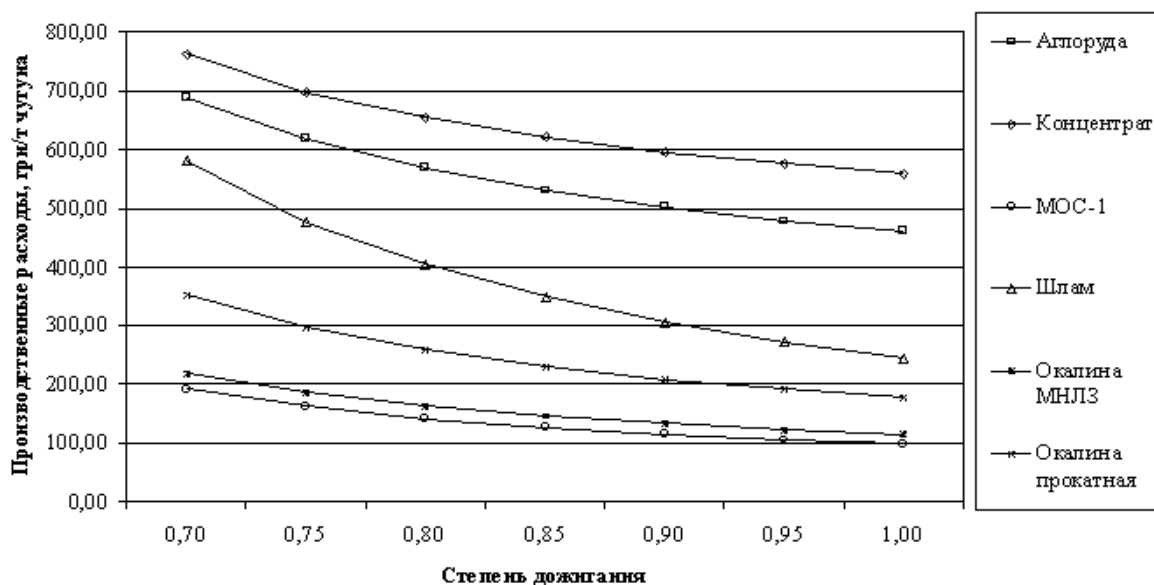


Рисунок 1 – Зависимость затрат на производство чугуна от степени дожига

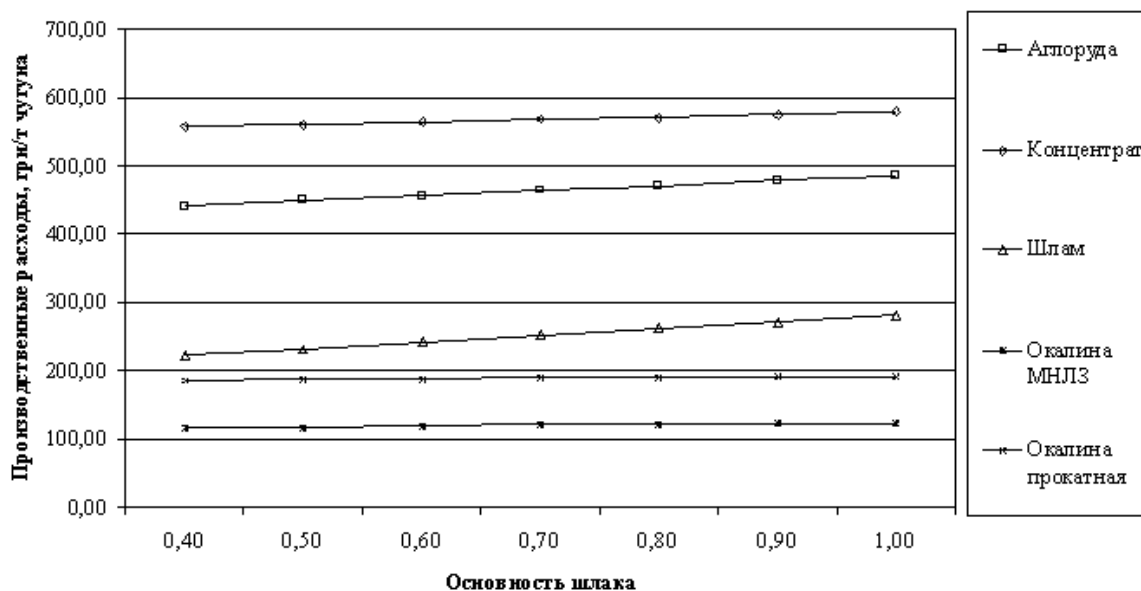


Рисунок 2 – Зависимость затрат на производство чугуна от основности шлака

Снижение затрат на производство чугуна в процессе «Ромелт» может достигаться за счет использования горячих отходящих газов с температурой около 1700 °С для производства пара с параметрами необходимыми для производства электроэнергии. Полученная электроэнергия окупает затраты на производство используемого в процессе технологического кислорода.

Переработка шлака процесса «Ромелт», имеющего основность около 0,7 – 0,9, на строительные материалы позволит еще более повысить экономическую эффективность процесса.

Одной из основных проблем технологического процесса жидкофазного восстановления, является использование шламов с высокой влажностью (более 6-8 %) создающее значительные трудности при дозировании сырья в шихтовом отделении. Материал при высокой влажности задерживается в бункерах, что приводило к колебанию состава шихты и как следствие к проблемам в регулировании теплового уровня хода плавки в агрегате «Ромелт». Используемые методы осушки шламов не позволяют достигнуть оптимальной влажности. Поэтому было предложено вести осушку шламов в два этапа. Первый этап осуществляется за счет складирования влажного шлама на дренажных площадках, где часть влаги уходила в дренажную систему. Вторым этапом предусматривается низкотемпературную осушку шлама в трубчатой печи, где влажность шлама доводится до 6 %. Осушка осуществляется за счет сжигания генераторного газа, получаемого из антрацита.

Сравнение затрат топлива на плавку при использовании шламов с повышенной влажностью (до 20 %) и затрат топлива на плавку при влажности шлама 6 % показало, что за счет осушки шлама имеется возможность сэкономить около 170 кг антрацита на тону чугуна.

Проведенный анализ показывает, что наиболее эффективен процесс «Ромелт» в условиях ОАО «АМК» при использовании смеси подсушенных шламов металлургического производства, сырого известняка и низкосортных энергетических углей.

Библиографический список

1. *Процесс «Ромелт» / Под ред. В.А. Роменец. – М.: МИСиС, Издательский дом «Руда и металлы», 2005. – 400 с.*
2. *Вегман Е.Ф., Роменец В.А. Современное состояние и перспективы развития процессов жидкофазного восстановления железа. Сталь №6, 1993, с. 10 – 13.*

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Новохатский А.М.,
Михайлюк Г.Д.,
Карпов А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРОБЛЕМЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АНТРАЦИТА КАК ЗАМЕНИТЕЛЯ КОКСА В ДОМЕННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Проаналізовані результати промислового використання вугілля як заміника коксу. Отримана механічна міцність вугілля в барабані, що обертається. Представлені методики дослідження металургійної цінності вугілля.

Ключові слова: антрацит, кокс, промисловий досвід заміни коксу, механічна міцність.

Проанализированы результаты промышленного использования угля как заменителя кокса. Получена механическая прочность угля во вращающемся барабане. Представлены методики исследования металлургической ценности угля.

Ключевые слова: антрацит, кокс, промышленный опыт замены кокса, механическая прочность.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Для замены кокса, который определяет себестоимость получаемого чугуна на 40-50%, используют ряд альтернативных топлив:

- природный газ, в современных рыночных условиях, при его высокой стоимости и дефицитности, использование является экономически нецелесообразным, так как коэффициент замены кокса природным газом в реальных условиях обычно не превышает значения 0,7.

- коксовый газ, применение его в доменной плавке осложняется тем, что для вдувания в печь необходимо повышать давление в газодувках, работа которых затруднена из-за содержания в нем смолистых веществ, от которых необходимо предварительно его очистить. Кроме того, имеющиеся объемы коксового газа целесообразнее применять как топливо в прокатном производстве и т.д.

- пылеугольное топливо, для вдувания ПУТа необходима закупка большого количества дополнительного дорогостоящего оборудования, а также последующее обслуживание его, что является серьезным недостатком.

Все вышеперечисленные методы предполагают подачу заменителей кокса непосредственно через фурмы в зону горения. В силу этого невозможно обеспечить расход кокса ниже 250-300 кг/т чугуна. Это объясняется тем, что кокс должен выполнять еще и роль «разрыхлителя» столба шихтовых материалов. Преимущество замены кокса каменным углем в том, что он подается через колошник.

Перспективным направлением коксозаменяющей технологии является использование антрацита. Замена кокса антрацитом до 50 кг/т чугуна и выше не оказывает отрицательного влияния на технологию ведения доменной печи. Также при использовании антрацита в качестве заменителя кокса в доменном производстве сокращаются выбросы вредных веществ в атмосферу в результате снижения производства кокса.

Использование антрацита не приводит к существенному изменению основных технологических параметров процесса: производительность, выход колошникового газа, образование шлака и его основность колеблются в пределах, характерных для работы печей. Чугун по химическому составу соответствует стандарту.

Анализ исследований и публикаций.

Впервые в мировой практике доменного производства на доменных печах №1 и 3 АО ЗСМК объемом по 3000 м³ в декабре 1994 г. и в 1995 г. начали проводить плавки с использованием углей марок ТПК шахты "Краснокаменская" и Краснобродского разреза.

Полученные результаты плавков показали целесообразность и необходимость частичной замены кокса углем без ограничения полезного объема доменных печей. Экономическая эффективность использования каменного угля в доменной плавке определяется соотношением стоимости кокса и угля, количеством замененного кокса углем и коэффициентом замены.

Существует несколько способов загрузки угля. В способе доменной плавки [1], для исключения загромождения горна, предполагается вести загрузку через колошник подач, состоящих из кокса, рудной части шихты и каменного угля вводимого в печь с периодом, равным времени пребывания шихты в печи, при заданном массовом отношении угля к коксу, загрузку подач с каменным углем производить с периодом от времени пребывания шихты в печи, до величины произведения времени пребывания шихты в печи на отношение насыпных весов кокса и угля.

По этой причине максимальная продолжительность периода загрузки подач, топливная часть которых состоит из 100 % угля, должна быть во столько же раз меньше периода загрузки подач со 100 % кокса, с тем, чтобы не допускать заполнения горна только углем и обеспечить его полное удаление.

Так же есть способ доменной плавки с загрузкой в доменную печь послойно руды и кокса, а в слой руды добавлять до 20 % угля [2].

Помимо этого были проведены исследования распределения угля по сечению колошника в зависимости от типа загрузки, на модели колошника печи объёмом 1719 м³, выполненном в масштабе 1:10 [3].

Исследования распределения шихтовых материалов показали, что уголь распределяется по радиусу, аналогично распределению кокса.

Характер распределения угля по сечению модели колошника зависит от способа его загрузки в печь. Учитывая особенности поведения углей при их нагревании и влияния этих процессов на газодинамику плавки автор [3] рекомендует осуществлять загрузку углей совместно с агломератом при системе загрузки ААКК↓ или с первым скипом агломерата при системе КААК↓.

Для оценки влияния тощих углей на газопроницаемость слоя шихтовых материалов, проводились исследования на установке Kobe Steel при повышении температуры до 800 °С [4, 5].

Исследования показали, что при увеличении температуры до 200-300 °С, газопроницаемость углей резко снижается, но при дальнейшем повышении температуры, вплоть до 600 °С она практически не меняется. Так же установлено, что летучие большей частью переходят в газовую фазу при температуре 600 °С, а их остатки до 700 °С.

Для сохранения ровного хода печи при применении угля, необходимо знать его механическую прочность. Она является важным критерием оценки пригодности материала к металлургической обработке. Отсюда вытекает необходимость объективной её оценки. Механическую прочность металлургических материалов определяют по трём показателям: ударной прочности, прочности на раздавливание и истираемости [6]. При этом основным показателем считается ударная прочность. Её определяют сбрасыванием с различной высоты или разрушением в барабанах различных конструкций.

Прочность на сбрасывание кокса обычно находят путём его четырехкратного сбрасывания с высоты 2 м [7]. Результаты выражают в индексах сбрасывания 80, 50, 40, 25 и 12,5 мм и определяют среднюю величину кусков кокса до и после испытаний.

Постановка задачи. Определить основные направления исследований для повышения количества применяемого антрацита как заменителя кокса.

Изложение материала и его результаты.

В июле 2005 года на ОАО «ЕМЗ», авторами статьи, произведен промышленный опыт замены кокса, антрацитом марки АТ. При этом использовано 1589 т антрацита марки АТ в шихте доменных печей. Ко-

личество использованного антрацита определялось его поступлением на предприятие.

Показатели качества антрацита:

- 1) зола, %не более 7,0;
- 2) сера, %не более 0,7;
- 3) влага, %не более 5,0.

Классы крупности, %:

- 1) + 100 мм..... не более 20;
- 2) 0-5 мм..... не более 6.

Результаты применения антрацита показаны в таблице 1.

Таблица 1 – Опытное использование антрацита марки АТ

Дат	ДП№1		ДП№3		Дат	ДП№1		ДП№3	
	Пр-во, т	расход антр, кг/т	Пр-во, т	Пр-во, т		Пр-во, т	расход антр, кг/т	Пр-во, т	расход антр, кг/т
8	2234	4,8	1898	17,6	19	2450	18,4	1956,3	25,6
7	2281	4,2	1815	19,5	18	2651,3	7	1953	44,2
6	2452	1,2	1920	1,5	17	2229	20,7	1923	27,9
5	2335	0	1811	6,5	16	2505	9,6	1958	20,1
4	2438	6,1	1756	9,8	15	2556	0	2176,1	19,6
3	2458	16,3	1736	21,4	14	2594,4	10,6	1952	19,2
2	2267	15,6	1919	15,5	13	2454	12,9	1904	12,1
1	2449	7,8	1896	8,6	12	2451	8,6	1957,7	12,1
28	2154	25,4	1802	13,3	11	2450	11,7	1922	12
27	2479	20	1905	24,7	10	2456	12,1	2001,5	18
26	2510	7,4	1927	22,7	9	2403,1	0,4	1955,6	6,1
25	2450	0	1861	27,8	8	2453	2	1925	9
24	2351	5,7	1903	34,8	7	2453	4,3	1902	20,7
23	2154	18,7	1804	36,7	6	2459	9,4	1907	17,6
22	2451	20	1900	33,8	5	2451	3,9	2172,6	8,1
21	2520,4	14,5	1904	34,8	4	2451	5,5	1902	13,6
20	2475	15,5	1921	28,5	3	2468	0	1965,9	29

В результате опыта сделаны следующие выводы:

1) удельный расход антрацита составил в среднем за месяц 10 кг/т чугуна. В отдельные периоды массового поступления антрацита его расход достигал 50 кг/т чугуна.

2) при использовании антрацита, в оговоренных пределах, существенного ухудшения хода доменных печей не отмечалось, содержание

углерода в колошниковой пыли не увеличилось, признаки загромождения горна отсутствовали.

3) выполненный пофакторный анализ расхода кокса на производство чугуна по итогам июля 2005 года показал, что коэффициент замены кокса антрацитом составил 0,9 т/т.

По данным таблицы построены графики зависимостей производительности от расхода антрацита во времени. Результаты по ДП№1 представлен на рисунке 1, по ДП№3 - рисунке 2.

При использовании антрацита на ДП№1 (рис.1), полезным объемом 1386 м³, увеличение расхода угля приводило к частичному падению производства. Например, 28 числа при расходе антрацита 25,4 кг/т, производительность была равна 2154 т/сутки, в то время как без применения антрацита она была равна 2300-2500 т/сутки. Данный факт можно объяснить плохим качеством шихтовых материалов, и неоптимальным выбором системы загрузки угля. Замена кокса антрацитом до 15 кг практически не приводила к падению производительности.

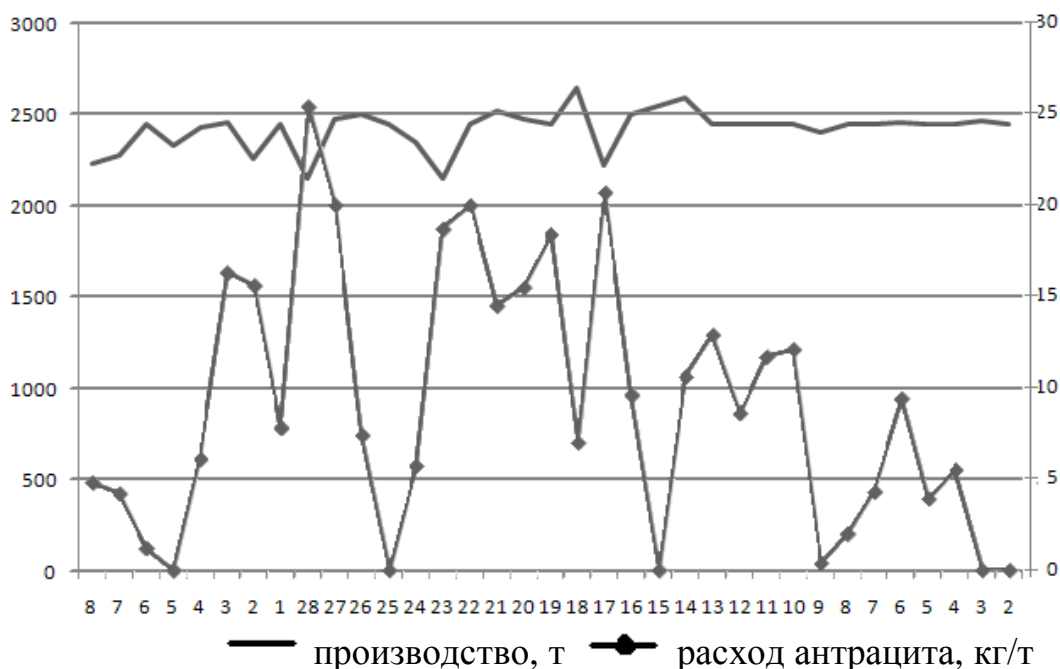


Рисунок 1 - График зависимостей производительности от расхода антрацита во времени на ДП№1

Как видно из рисунка 2, при использовании антрацита на ДП№3, полезным объемом 1033 м³, изменение производительности не связано с расходом антрацита. В периоде от 14 до 28 чисел, когда заменялось наибольшее количество кокса антрацитом (от 20-40 кг/т чугуна), производительность практически не изменялась. Сохранение ровного хода печи можно объяснить высоким качеством кокса и шихтовых материа-

лов, выбором оптимальной системы загрузки антрацита для конкретно сложившихся условий.

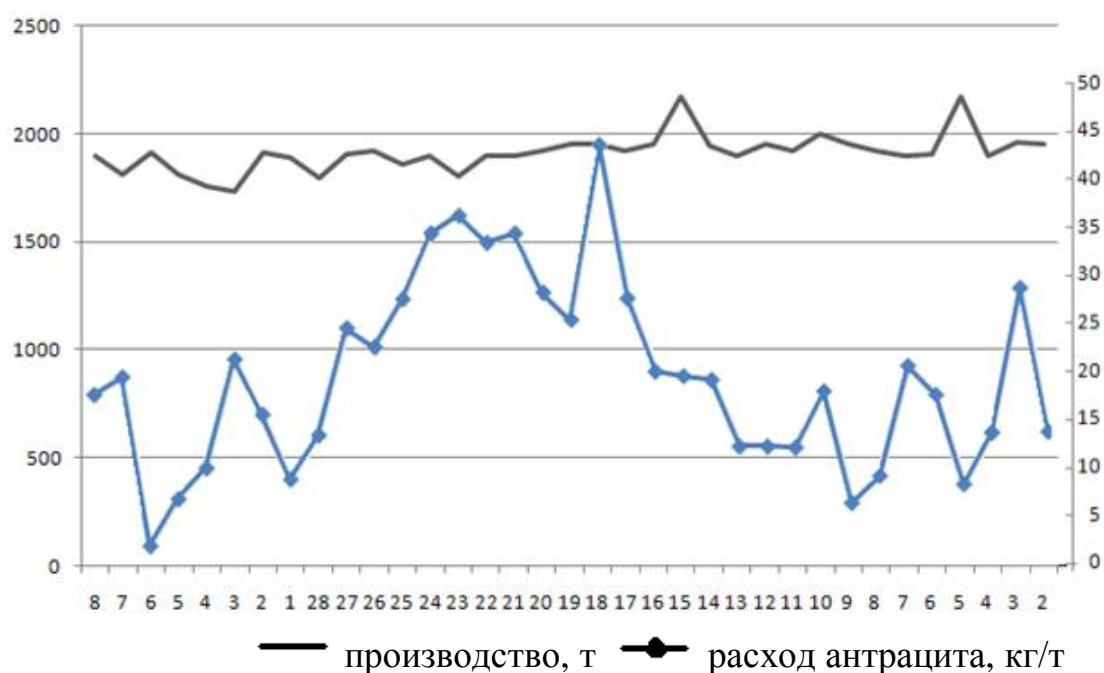


Рисунок 2 - График зависимостей производительности от расхода антрацита во времени на ДП №3

Результаты промышленного испытания показали хаотичные изменения производительности при замене кокса антрацитом. С целью обеспечения ровного хода печи, во время применения антрацита, необходимо поддерживать высокое качество шихтовых материалов, в частности антрацита. Этого можно достигнуть, зная его механические свойства.

Для сравнения прочностей антрацита и кокса, авторами статьи, было проведено исследование их разрушения во вращающемся барабане.

Пробу массой 12 кг с кусками 40 мм и выше помещали в барабан диаметром 1 м, шириной 265 мм и вращали 4 минуты, что соответствовало 200 оборотам.

Результаты исследований представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Прочности кокса и антрацита во вращающемся барабане

Показатель	Антрацит	Кокс
Масса пробы, кг	12,0	12,0
Фракция - 10, кг/%	4,75/39,6 (гранулы 8-10 мм)	0,55/4,6 (мелкодисперсная пыль)
- 25, кг/%	0,85/7,1	1,0/8,4
+25, кг/%	6,4/53,3	10,45/87,0

Из таблицы видно, что уголь имеет меньшую прочность, по сравнению с коксом. В результате разрушения кокса образуется мелкодисперсная пыль, а угля – гранулы 8-10 мм. Этот факт показывает, что антрацит предпочтительнее грузить в смеси с агломератом, а не с коксом, так как фракционные составы агломерата и антрацита более сопоставимы. Соответственно для того, чтобы заменить максимальное количество кокса углем, необходимы изменения в технологии ведения доменной печи.

Так же предполагается находить прочность угля путем пятикратного сбрасывания и определения количества фракций 25, 20, 15, 10 и 5 мм. Такое количество сбрасываний более соответствует числу падений антрацита, начиная от рудного двора до доменной печи.

Куски антрацита представляют собой фигуры сложной формы, состоящие из множества граней различного размера. Каждый кусок угля по своей внешней форме является индивидуальным.

По внешнему виду различают несколько разновидностей антрацита: 1) обыкновенный антрацит - вещество черного цвета, со стеклянным блеском и раковистым изломом; 2) шестоватый антрацит - вещество пористое и матового цвета; 3) шлакообразный антрацит - с пузыристым строением и 4) волокнистый антрацит.

Определение прочности сжатием производится с помощью прессы, замеряющего силу сжатия, необходимого для разрушения загружаемого в него материала. При определении прочности угля этим методом результат будет искажаться из-за сложной формы кусков.

Для устранения этих искажений необходимо исследовать куски угля одинаковой формы, наиболее подходящей формой является куб.

Предлагаемая методика исследования предполагает:

- сжатие заготовок в холодном состоянии;
- сжатие заготовок, нагретых до 900 °С;
- определение прочности при тепловом ударе, т.е. холодные заготовки помещать в печь, нагретую до 300°С, выдерживая его 10 минут, а затем определять прочность сжатием;
- определение прочности сжатием при медленном нагреве заготовок с 0 до 300°С.

Выводы и направления дальнейших исследований. Проанализированы результаты промышленного использования угля как заменителя кокса. Получена механическая прочность угля во вращающемся барабане. Предложены методики дальнейшего исследования физических свойств угля. В дальнейшем предполагается применить полученные результаты для корректирования технологии ведения доменной печи, а также оптимизация системы загрузки угля, при замене им кокса.

Библиографический список

1. Способ доменной плавки. В.Г. Воскобойников, Б.М. Герман, В.Т. Белолипецкий и др. А.с. СССР №1158591. - МКИ⁴ С 21в 3/00. - М.: Бюллетень ВНИИГПЭ СССР.-1985.-№20.
2. Способ ведения доменной плавки. Заявка №1-28802. Япония. - МКИ⁴ С 21 В 5/00. - Изобретения за рубежом. - М.: ВНИИГПЭ, 1982.
3. Бочка В. В. Распределение материалов на колошнике доменной печи при частичной замене кокса кусковым углем. Труды V Международного конгресса доменщиков. - Днепропетровск: Пороги, 1999. - с. 315-317.
4. Бочка В.В., Сиваков М.И. Некоторые особенности поведения каменных углей в столбе шихты доменных печей. Теория и практика производства чугуна. Сборник трудов международной научно-технической конференции. - Кривой Рог: ОАО «Криворожсталь». -2004. - С. 438-442.
5. Некоторые особенности выплавки чугуна при использовании кусковых заменителей кокса. В.В. Бочка, Е.Г. Донсков, Г.П. Костенко, Ю.Н. Пустыльников. Сборник трудов международной конференции «Стратегия качества в промышленности и образовании». - Варна, Болгария, 3-10.06 2005. - Днепропетровск: Пороги, - С. 44-47.
6. Доменное производство: Справочное издание. В 2-х т. Т.1. Подготовка руд и доменный процесс / Под ред. Вегмаиа Е.Ф. - М.: Металлургия- 1989 - 496 с.
7. ГОСТ 28946-91. Кокс каменноугольный. Метод определения прочности на сбрасывание.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Семирягин С.В.,
к.х.н. Смирнова И.В.,
Божанова Е.С.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭЛЕКТРОЛИЗА В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЯХ

Даний огляд присвячено деяким питанням електролізу, його механізму і застосуванню при вилученні металів з відходів металургійних виробництв. Наведені результати експерименту з використанням амальгамних електродів обмеженого об'єму.

Ключові слова: амальгамні електроди обмеженого об'єму, електроліз, відходи металургійних виробництв.

Данный обзор посвящен некоторым вопросам электролиза, его механизму и применению при извлечении металлов из отходов металлургических производств. Приведены результаты эксперимента с использованием амальгамных электродов ограниченного объема.

Ключевые слова: амальгамные электроды ограниченного объема, электролиз, отходы металлургических производств.

Проблемы извлечения ценных компонентов из металлосодержащих отходов решаются с применением различных методов. Наиболее перспективными для практического применения являются электрохимические методы.

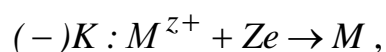
Электролиз известен человечеству давно. Основы теории электролиза заложил Т.Гротгус в начале XIX века. В 1800 г. английский ученый Дэви выдвинул электрохимическую теорию взаимодействия веществ и применил электролиз для химических исследований. Ученик Дэви, Майкл Фарадей, в 1833–1834 г.г. сформулировал количественные законы электролиза. Русский ученый, Б.С. Якоби, решая вопросы практического использования электролиза, открыл в 1836 г. гальванопластику [1].

Электролиз – это окислительно-восстановительный процесс, который протекает в растворе или расплаве электролита при подаче постоянного электрического тока от внешнего источника. При этом энергия постоянного электрического тока превращается в химическую. Обычно электролиз проводят в ячейке (электролизере). В ячейку помещены два электрода, соединенные с внешним источником тока. Чтобы

исключить взаимодействие продуктов электролиза, используют диафрагмы или мембраны. Для обеспечения высокой чистоты продуктов электролиза применяют ионообменные мембраны, проницаемые только для ионов одного знака. Обычно корпуса электролизеров изготавливают из стали, пластмассы, стекла, керамики. Конструкция электролизера должна обеспечивать равномерное распределение тока по поверхности электродов и малые омические потери на всех участках электрической цепи. В качестве материала катода используют графит, сталь, ртуть, платину, никель. Аноды изготавливают из платины, никеля, нержавеющей стали, графита, а также из титана, покрытого оксидами металлов [2]. В настоящее время применяются электроды с большой удельной поверхностью, которые повышают производительность электрохимических устройств за счет плотности тока [3].

Электролиз широко используется в различных областях промышленности и техники, и, прежде всего, в металлургии. Получение металлов с применением электролиза называют **электрометаллургией**. Различают **гидроэлектрометаллургию** (электролиз водных растворов) и **пироэлектрометаллургию** (электролиз расплавов солей и оксидов металлов при высокой температуре). Электрометаллургическими методами можно выделить металл любой активности, но только из соединений ионного типа.

Гидроэлектрометаллургически получают медь, цинк, никель, кобальт, хром, серебро, золото, олово, свинец, кадмий и др. При этом на катоде осаждается металл:



а на нерастворимом аноде выделяется галоген или кислород. Электролиз с нерастворимыми анодами осуществляется как в электролизерах без диафрагм (получение цинка), так и с диафрагмами (получение марганца, хрома и др.) [2].

Выход по току и структура осадка металла зависят от плотности тока, концентрации ионов металла, состава электролита, электродных материалов, температуры и гидродинамического режима. Удельный расход электроэнергии определяется величиной выхода по току и напряжением на электролизере, которое зависит от природы электролита, состава и концентрации раствора, межэлектродного расстояния, плотности тока, гидродинамического режима, температуры и особенностей конструкции электролизера.

Одной из наиболее важных величин при электрохимическом выделении металлов является предельная плотность тока, т.е., когда на ка-

тоде разряжается столько ионов металла, сколько их диффундирует к поверхности катода. Дальнейшее увеличение плотности тока приводит к резкому росту потенциала и протеканию побочных реакций. Структура катодного осадка при этом изменяется: из компактного он становится дендритоподобным, а при дальнейшем увеличении плотности тока металл выделяется в виде порошков различной дисперсности. Основным параметром при выборе типа и конструкции электролизера является величина рабочей плотности тока. Она существенно влияет на габаритные размеры оборудования и определяется из значения предельной плотности тока, полноты извлечения металла, минимальных энергозатрат, наличия производственных площадей, условий обслуживания и др. [4].

Пироэлектрометаллургией получают алюминий, магний, натрий, литий, бериллий, кальций, а также сплавы некоторых металлов. Электролиз расплавов протекает как с растворимыми, так и с нерастворимыми анодами. Растворимые аноды применяют при рафинировании и получении чистых металлов (алюминий, магний). Основные процессы электролиза расплавов осуществляются с нерастворимыми анодами.

Электролитическое рафинирование черного металла (меди, серебра, золота, свинца, олова и др.) от вредных примесей осуществляют электролизом с растворимым анодом. Этот способ используется и для извлечения ценных компонентов из очищаемого металла. При электрорафинировании применяют электролизеры без диафрагм. Анодом служит подвергаемый очистке металл. После подачи тока катионы основного металла и примесей, имеющих более отрицательный потенциал, практически не растворяются, а оседают в виде шлама [2].

При электролизе только часть электричества затрачивается на образование необходимого вещества. Остальное расходуется на протекание сопутствующих электролизу процессов, на преодоление сопротивления электролита и контактов. Поэтому в техническом электролизе большое значение имеет величина выхода по току η , которая характеризует коэффициент полезного действия электрического тока при электролизе [5]:

$$\eta = \frac{m}{m_{\text{теор.}}} \cdot 100\% = \frac{m}{It\mathcal{E}} \cdot 100\%,$$

где m – масса полученного полезного продукта;

$m_{\text{теор}}$ – масса продукта, рассчитанная по закону Фарадея;

\mathcal{E} – электрохимический эквивалент образующегося вещества;

t – время электролиза;

I – сила тока.

Одним из основных преимуществ электролитического метода получения металлов является образование минимального количества продуктов электролиза, нуждающихся в утилизации [6].

Наиболее широкое применение электролиз находит при переработке металлосодержащих отходов. Электролитический метод переработки шламов имеет ряд достоинств [7] :

- он позволяет извлекать практически любые компоненты из раствора или расплава;

- ценные вещества выделяются в чистом виде и легко отделяются от электрода;

- после проведения соответствующих исследований и определения оптимальных условий электролиза можно достичь 90%–ного извлечения металлов.

Наиболее интересным в этом отношении является амальгамный электрохимический метод. Особенность амальгамного извлечения металлов заключается в их катодном восстановлении на ртутном электроде с последующим анодным растворением из амальгамы в растворах соответствующих солей. Амальгамные электроды обладают идеально гладкой и однородной поверхностью с постоянной площадью контакта с электролитом, что исключает побочные реакции (адсорбцию, пассивацию и др.).

Несколько слов об условиях амальгамного извлечения различных металлов. Щелочные и щелочноземельные металлы выделяются на ртутном электроде только из нейтральных и щелочных сред. Металлы подгрупп титана и ванадия осаждаются только из неводных растворов. Амальгамы этих металлов неустойчивы в нейтральных и кислых водных растворах и разлагаются с образованием гидроксидов. Остальные металлы, в том числе медь, цинк, хром, марганец, выделяются на ртутном электроде из растворов любой кислотности.

В 70-е годы в промышленности использовался амальгамный метод с применением больших объемов «донной» ртути. В данной работе представляют интерес амальгамные электроды ограниченного объема.

Совместно с сотрудниками НИПКИ «Параметр» были проведены исследования отходов Запорожского титано-магниевого комбината – отработанного расплава солевого хлоратора, состав которого представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Состав отработанного расплава солевого хлоратора

Вещество	TiCl ₄	AlCl ₃	CrCl ₃	NaCl	CaCl ₂	FeCl ₂	KCl	MnCl ₂	MgCl ₂	C	SiO ₂
Содержание %	7,13	8,09	5,79	8,14	2,86	19,4	24,63	3,30	15,44	2,26	2,96

Целью исследования было извлечение из этой смеси ценных компонентов. Для эксперимента смесь растворяли в воде. Значение рН полученного раствора составляло примерно 2-3.

При таком рН хлорид титана $TiCl_4$ гидролизировался и выпадал в осадок в виде гидроксида титана $Ti(OH)_4$, который после прокаливании в муфельной печи переходил в диоксид титана [8]. Диоксид титана TiO_2 является сырьем для производства титана и краски. Как видно из таблицы 1, в состав этой многокомпонентной смеси, помимо Ti , входят металлы, которые можно получать электрохимически. Эти металлы расположились в порядке возрастания их стандартных электродных потенциалов (таблица 2).

Таблица 2 – Значения стандартных электродных потенциалов катионов металлов в смеси хлоридов

Металл	K^+	Ca^{2+}	Na^+	Mg^{2+}	Al^{3+}	Mn^{2+}	Cr^{3+}
Стандартный электродный потенциал E, В	-2,92	-2,79	-2,713	-2,37	-1,65	-1,17	-0,74

На основании этого ряда была составлена схема поочередного извлечения металлов методом электролиза. Процесс электролитического извлечения металлов состоит из двух этапов.

I этап. Катодное накопление металлов при потенциале $E = -3,20$ В.

II этап. Поочередное анодное растворение металлов из амальгамы при линейной развертке потенциалов:

- **K**, интервал развертки потенциала, В (-3,20...-2,85);
- **Ca**, интервал развертки потенциала, В (-2,85...-2,75);
- **Na**, интервал развертки потенциала, В (-2,75...-2,50);
- **Mg**, интервал развертки потенциала, В (-2,50...-2,00);
- **Al**, интервал развертки потенциала, В (-2,0...-1,50);
- **Mn**, интервал развертки потенциала, В (-1,50...-1,00);
- **Cr**, интервал развертки потенциала, В (-1,00...-0,50).

Интервалы развертки потенциала выбраны с таким расчетом, чтобы стандартный электродный потенциал металла входил в этот интервал.

Методика эксперимента заключалась в следующем. Концентрированный раствор многокомпонентной смеси помещался в электролизер с двумя электродами. В качестве рабочего электрода использовался ртутно-пленочный электрод на графитовой подложке. А второй электрод был просто графитовый. Электролиз проводился при постоянном токе и определенном значении потенциала накопления. Концентрации металлов мы определяли методом инверсионной вольтамперометрии. Зная

разницу концентраций до и после электролиза, легко рассчитать массу полученного металла.

Известно, что в производстве легированных сталей часто используют хром и марганец. Поэтому было интересно выделить именно эти металлы из смеси.

Эксперимент проводился при следующих условиях: потенциал накопления $E = -1,5$ В; значение тока $I \sim 0,5$ А; время электролиза $\tau = 2$ часа. Результаты эксперимента представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты эксперимента

Металл	Электрохимический эквивалент k , г/(А·с)	Масса выделенного металла m , г
Cr	$1,796 \cdot 10^{-4}$	0,486
Mn	$2,846 \cdot 10^{-4}$	0,382

Кроме того, была рассчитана масса металлов, которые можно извлечь из 1т отработанного расплава солевого хлоратора.

Как показали расчеты, энергозатраты на получение этих металлов небольшие, поэтому использование электролиза в данном случае целесообразно. Помимо этого, при электролизе смеси хлоридов металлов на аноде выделяется хлор, который может в дальнейшем использоваться предприятиями органического синтеза.

И, хотя с экологической точки зрения электрохимическое производство характеризуется образованием токсичных продуктов, электролиз как технология получения ценных компонентов из отходов металлургических производств является достаточно перспективным и экономически привлекательным.

Библиографический список

1. *Стромберг А.Г. Семченко Д.П. Физическая химия. Под ред. А.Г.Стромберга. Учеб. пособие для вузов. М., «Высш. Школа», 1973.480с.*

2. *Горбунов А.И., Гуров А.А., Филиппов Г.Г., Шаповал В.Н. Теоретические основы общей химии: Учебник для студентов технических университетов и вузов //Под ред. А.И. Горбунова. – М.:Изд-во МГТУ им.Баумана, 2001.– 720с.*

3. *Андреев И.Н. Введение в электрохимические технологии. Краткий конспект лекций для студентов химико-технологических специальностей / Казан.гос.технол.ун-т; И.Н. Андреев. Казань, 2006.78с.*

4. Запольский А.К., Образцов В.В. Комплексная переработка сточных вод гальванического производства. – К.:Тэхника, 1989. – 199с.

5. Делимарский Ю.К. Электролиз. – К.:Техника, 1982. – 167 с., ил.– Библиогр.:с.156 – 163.

6. Пальгунов П.П. Утилизация промышленных отходов / П.П. Пальгунов, М.В. Сумароков. – М., 1990. –382с.

7. Каплан Г.Е. Электролиз в металлургии редких металлов / Г.Е. Каплан.– М., 1963.–167с.

8. Виявлення закономірностей впливу хімічних та фізико-хімічних параметрів на кінетику багатостадійних електродних процесів : звіт про НДР (проміжний) / НДПКІ «Параметр» ДонДТУ; кер. Смирнова І.В. ; викон.: Попович З.П. [та ін.]. – Алчевськ, 2006. – 71с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н. Куберский С.В.,
Куберская Н.В.,
Федотов О.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ ИЗ КОРРОЗИОННОСТОЙКОЙ СТАЛИ

На підставі експериментальних даних в умовах заводу «Серп і молот» (м. Москва) проведений аналіз утворення тріщин в листах з безперервнолитих заготовок для хромистих і хромо-нікелевих сталей, легированих титаном. Запропоновані заходи, що дозволяють знизити схильність безперервнолитого металу до утворення дефектів, підвищити якість заготовок і прокату.

Ключові слова: *безперервнолита заготовка, титан, хромо-нікелева сталь, дефекти прокату.*

На основании экспериментальных данных в условиях завода «Серп и молот» (г. Москва) проведен анализ образования трещин в листах из непрерывнолитых заготовок для хромистых и хромо-никелевых сталей, легированных титаном. Предложены мероприятия, позволяющие снизить склонность непрерывнолитого металла к образованию дефектов, повысить качество заготовок и проката.

Ключевые слова: *непрерывнолитая заготовка, титан, хромо-никелевая сталь, дефекты проката.*

Освоение непрерывной разливки стали, выплавляемой в электросталеплавильном цехе завода «Серп и молот», позволило существенно расширить сортамент специальных сталей собственной выплавки для удовлетворения заказов часовой, авиационной и инструментальной промышленности. В числе освоенных можно отметить углеродистые, инструментальные и конструкционные низколегированные стали, а также коррозионностойкие хромистые стали ферритного, ферритно-мартенситного и мартенситного класса.

Определенные трудности, связанные с повышенной отбраковкой по трещинам горячекатаного металла, возникли при производстве *листа* из непрерывнолитых заготовок хромистых и хромо-никелевых сталей, легированных титаном.

Для выявления путей улучшения качества горячекатаного сортового проката и подката, идущего на производство листа, проведено сравнительное исследование химического состава и уровня загрязненности металла неметаллическими включениями и газами путем отбора проб проката, полученного из привозных катанных и собственных непрерывнолитых заготовок.

Следует отметить, что помимо образцов для химического и металлографического анализа в ходе исследования изготавливали стандартные образцы для механических испытаний.

Исследуемый массив состоял из 65 плавов стали типа X18H10T, поступивших со Златоустовского металлургического завода и завода «Днепроспецсталь», а также 50-ти плавов стали указанного типа, разлитой на УНРС завода «Серп и молот», из которых 13 имели удовлетворительный расходный коэффициент, а 37 характеризовались повышенной отбраковкой проката.

Результаты контроля химического состава исследованных проб металла с указанием предельных и средних концентраций основных компонентов приведены в таблице.

Таблица – Результаты химического анализа исследованного металла

Символы элементов	Массовая доля элементов %, для заводов			
	«Днепро- пецсталь»	Златоустов- ский метал- лургический	«Серп и Молот»	
			нормальный расходный коэффициент	повышенный расходный коэффициент
<i>Ni</i>	$\frac{9,48 - 10,65}{10,28}$ *	$\frac{9,43 - 10,75}{10,36}$	$\frac{9,50 - 10,45}{10,04}$	$\frac{9,01 - 10,30}{9,81}$
<i>Cr</i>	$\frac{17,46 - 18,46}{17,87}$	$\frac{17,25 - 18,80}{18,01}$	$\frac{17,35 - 18,91}{18,10}$	$\frac{17,53 - 18,97}{18,35}$
<i>Ti</i>	$\frac{0,38 - 0,70}{0,51}$	$\frac{0,27 - 0,75}{0,56}$	$\frac{0,45 - 0,70}{0,61}$	$\frac{0,35 - 0,80}{0,67}$
$\frac{Cr}{Ni}$	$\frac{1,70 - 1,82}{1,74}$	$\frac{1,65 - 1,84}{1,73}$	$\frac{1,65 - 1,87}{1,80}$	$\frac{1,78 - 1,90}{1,85}$
$\frac{Ti}{C}$	$\frac{5,00 - 7,60}{6,00}$	$\frac{5,00 - 7,50}{6,30}$	$\frac{5,10 - 8,00}{6,35}$	$\frac{5,10 - 11,00}{7,40}$
<i>N</i>	$\frac{0,0055 - 0,014}{0,0098}$	$\frac{0,0048 - 0,015}{0,0093}$	$\frac{0,011 - 0,017}{0,0124}$	$\frac{0,0152 - 0,024}{0,0172}$
<i>O</i>	$\frac{0,0013 - 0,006}{0,0040}$	$\frac{0,0017 - 0,0072}{0,0041}$	$\frac{0,003 - 0,009}{0,0070}$	$\frac{0,004 - 0,022}{0,0155}$

*– в числителе пределы отклонений, в знаменателе среднее значение.

В результате проведенного анализа установлено, что металлу, разлитому на УНРС в условиях завода «Серп и Молот», свойственно более высокое содержание хрома и титана (табл.) и меньшая концентрация никеля. Особенно значительны эти отличия для плавок, характеризующихся повышенным расходным коэффициентом, либо вообще попавшим в брак. Известно [1, 2], что повышенное отношение Cr/Ni и Ti/C отрицательно сказывается на качестве металла. Это объясняется ростом количества α -фазы и загрязненности стали неметаллическими включениями вследствие взаимодействия избыточного, по отношению к углероду, титана с кислородом и азотом [3].

Это нашло подтверждение и в нашем исследовании. Так для случая металла, разлитого на УНРС, характерна не только более высокая концентрация титана и отношения Ti/C , но и повышенное содержание азота, кислорода и неметаллических включений.

Включения представляют собой, в основном, нитриды и карбонитриды титана, и если для привозного металла загрязненность находится в пределах 1,5 – 2,5 балла, то в непрерывнолитом металле наблюдаются грубые скопления неметаллических включений 3,0 – 4,5 балла, что в большей степени способствует образованию различного рода дефектов.

Особое внимание при исследовании микрошлифов было уделено дефектным местам. Состав включений изучен на микрозонде MS-46 (фирма «Камека»). Обнаружены грубые газовые поры, сопровождающиеся скоплениями нитридов титана. Наряду с глобулярными включениями присутствуют пленочные, располагающиеся по границам зерен в виде оксидов титана и алюминия.

Следует отметить, что скопления нитридов и оксидов обнаружены не только у поверхности, но и встречаются в центре «сутунки». При этом и остальные объемы металла значительно загрязнены точечными нитридами и оксидами. В ряде случаев в дефектных местах обнаружены скопления оксикарбонитридов.

Сравнение механических характеристик опытных образцов показало, что уровень свойств в целом удовлетворяет требованиям существующих стандартов.

Однако удалось заметить, что с ростом концентрации никеля имеется тенденция снижения пределов прочности и текучести, а относительное удлинение и сужение увеличиваются. Рост содержания никеля в металле от 9,81% до 10,09% способствует снижению пределов прочности с 620 до 605 н/мм² и текучести с 295 до 280 н/мм², а также увеличению значений относительного удлинения с 68 до 71% и сужения с 55 до 57%. Это объясняется прежде всего способностью никеля повышать

стабильность аустенита. Титан же, наоборот, относится к сильным ферритообразующим элементам.

В работе [4] установлено, что увеличение концентрации титана вызывает повышение пределов прочности и текучести, а с увеличением избытка титана по отношению к углероду свыше 4-х кратного, увеличивается отрицательное влияние величины зерна на пластичность, определяемую при длительных испытаниях на жаропрочность. При отношении титана к углероду более 5 – 6 кратного избыточный титан выделяется по границам зерен в виде интерметаллидного соединения. Аналогичные результаты получены и в ходе нашей работы. Рост отношения Ti/C в металле от 5,5 до 8,5 способствует повышению пределов прочности с 590 до 615 н/мм² и текучести с 263 до 290 н/мм², а также снижению значений относительного удлинения с 73 до 68,5% и сужения с 60 до 55%.

Исследования влияния титана на механические характеристики в более широком интервале позволило установить, что наиболее резкое снижение пластических характеристик стали наблюдается при концентрации титана больше 0,65%, а в интервале 0,50 – 0,65% изменения относительного удлинения и сужения незначительны.

Как отмечалось выше, повышенное содержание титана вызывает загрязнение стали неметаллическими **включениями**, которые также отрицательно влияют на пластичность металла. С увеличением количества включений предел прочности и текучести возрастает, а относительное сужение, удлинение и ударная вязкость снижаются.

Кроме отмеченных влияний концентрации титана на механические характеристики, загрязненность и структуру стали, в ходе исследования было установлено, что увеличение потерь металла на зачистку и стружку обусловлено повышением концентрации легирующего элемента в непрерывнолитых заготовках (рисунок 1).

Проведенный анализ позволил заключить, что для снижения склонности непрерывнолитого металла к образованию дефектов, повышения качества заготовок и проката необходимо:

1. Ограничить концентрацию хрома в стали на уровне 17,0 – 18,0%.
2. Легирование стали никелем производить на верхнюю границу для обеспечения его концентрации на уровне 10,0 – 11,0%.
3. Отношение концентрации хрома к никелю не должно превышать 1,8.
4. Стабилизацию стали титаном осуществлять ближе к нижней границе требуемого химического состава для обеспечения отношения, Ti/C в пределах 5,0 – 6,0.

5. Разработать мероприятия способствующие снижению содержания азота, кислорода и неметаллических включений в непрерывнолитых заготовках и прокате.

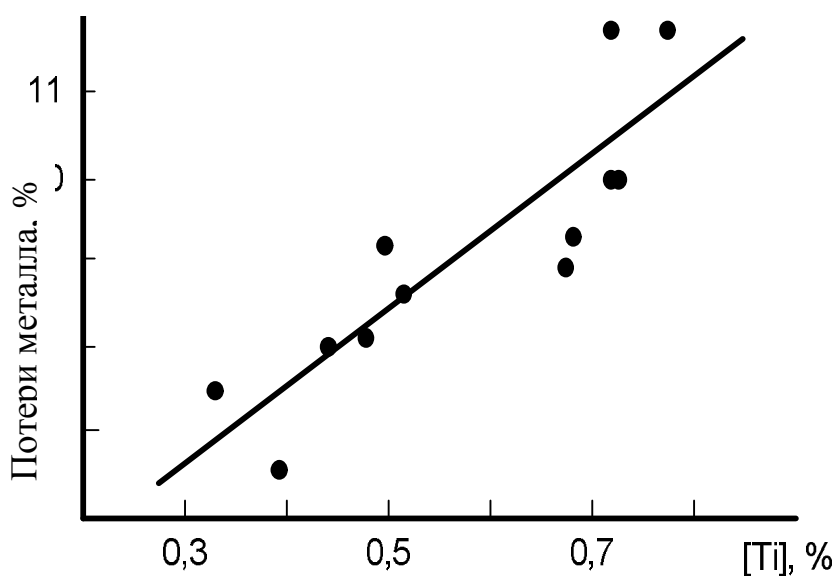


Рисунок 1 – Зависимость потерь металла на зачистку и стружку от массовой доли титана в стали 12Х18Н10Т

Библиографический список

1. Бородулин Г.М., Мошкевич Е.И. *Нержавеющая сталь*. – М.: Металлургия, 1973. с. 320.
2. Ксензук Ф.А., Павлицев В.В., Троценков Н.А. *Производство листовой нержавеющей стали*. – М.: Металлургия, 1975, с. 384.
3. Мошкевич Е.И. и др. *В ст. Физико-химические основы производства стали*. – М.: Наука, 1968, с.189.
4. Jauch R. *Qualitätsst and beim Stranggieben Von Lorbloeken and Knuppeln*. – *Stahl and Eisen*. 1978, Bd 98, №6, p. 244 – 254.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*Проскуріна І.В.,
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна),
д.т.н. Батлук В.А.,
(НУ «Львівська політехніка»,
м. Львів, Україна)*

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ПРОЦЕСУ ВЛОВЛЕННЯ ПИЛУ В КОКСОХІМІЧНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

В даній статті вирішена задача математичного моделювання руху повітряного потоку в циклоні та запропоновані шляхи її числової реалізації.

Ключові слова: коксохімічне виробництво, жалюзійний відокремлювач, пиловловлення.

В данной статье решена задача математического моделирования движения воздушного потока в циклоне и предложены пути её числовых реализаций.

Ключевые слова: коксохимическое производство, отделитель жалюзийного типа, пылеулавливание.

Постанова проблеми. Однією з актуальних проблем, яка стоїть сьогодні перед промисловістю України є вдосконалення техніки і технології охорони навколишнього середовища.

Через розмаїтість технологічних процесів коксохімічне виробництво є одним із найважчих для зниження негативного впливу на навколишнє середовище пилу, який утворюється при цьому. Однією з причин збільшення викидів аерозолів при процесах коксохімії є збільшення викидів внаслідок дестабілізації економічного стану України, через що обсяги використання коксу у 2006-2008 роках зменшились, а викиди шкідливих речовин збільшилися.

Майже всі стадії технологічних процесів виробництва коксу супроводжуються утворенням пилу, який виноситься технологічними й вентиляційними газами. Кількість пилу, яка утворюється, – так званий винос або перехід металів у пил – залежить від металургійного процесу, його інтенсивності, конструкції агрегату, фізико-хімічних характеристик компонентів шихти (величини, міцності, складу легковогінних металів і сполук тощо) і багатьох інших факторів.

Пил, що утворюється при коксохімії, містить, як правило, возгони із частинками розміром 10^{-6} м і менше, тому в циклонах і батарейних циклонах навіть найбільш новітніх конструкцій і найменших діаметрів не може бути забезпечене досить повне вловлювання подібного пилу (вловлюється менше 50%), тому потім необхідно остаточно вловлювати їх в пиловловлювачах, призначених для тонкого очищення газів.

Аналіз останніх досліджень. Підхід, який застосовується у більшій частині математичних моделей зводиться до визначення мінімального розміру частинок, що вловлюється даним циклоном.

Результати експериментів показують, що частинки з медіанним діаметром більшим від d_{\min} вловлюються в циклоні не повністю. Це пояснюється впливом турбулентності та прийнятими припущеннями. Одночасно частково вловлюються частинки пилу з діаметром меншим d_{\min} . Наприклад, при випробуваннях циклона на деревному пилу, що утворюється після шліфування з медіанним діаметром частинок менше $12 \cdot 10^{-6}$ м, ефективність виявилась вище розрахункової в декілька разів [1 – 6], цей ефект спостерігається також при уловленні сажі. Це пояснюється тим, що не врахована коагуляція частинок всередині циклона.

Зважаючи на вище сказане, слід зауважити, що на сьогодні не створена повна і точна математична модель руху частинки пилу в циклоні. Це пояснюється складними аеродинамічними процесами в сепараторі.

Постанова задач. Створення математичної моделі руху частинок в криволінійному каналі, визначення конструктивних розмірів відцентрово-інерційних апаратів за допомогою математичної моделі апарату, встановлення впливу конструктивних параметрів пиловловлювачів на ефективність роботи установки є науковою і практичною задачею.

Виклад основного матеріалу.

Для обґрунтування основних параметрів сепаратора важливе значення має аналіз руху пилоповітряного потоку в циклоні. В залежності від фізико-хімічних властивостей потоку та конструктивних особливостей пиловловлювача запилений потік повітря може здійснювати як ламінарний так і турбулентний рух. При цьому біля стінок має місце явище приповерхневого шару.

Припустимо, що запилена газова суміш в циклоні є гомогенним середовищем поведінку якого можна описати моделлю в'язкої стискуваної рідини (газу). Тоді повна система рівнянь для аналізу аеродинамічних процесів у сепараторі складається з рівнянь Нав'є-Стокса, рівняння нерозривності, рівнянь стану і рівняння балансу тепла, які можна представити наступним чином.

Рівняння Нав'є-Стокса є основним рівнянням динаміки в'язкого газу і у векторному записі має наступний вигляд

$$\rho \frac{d\vec{V}}{dt} = \rho \vec{F} - \text{grad}(p + \frac{2}{3} \mu \text{div} \vec{V}) + 2 \text{Div}(\mu \dot{S}). \quad (1)$$

В проекціях на осі декартової системи координат x, y, z дане рівняння можна представити наступним чином.

$$\begin{aligned} \rho \frac{du}{dt} &= \rho F_x - \frac{\partial p}{\partial x} + 2 \frac{\partial}{\partial x} \left(\mu \frac{\partial u}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left[\mu \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial z} \left[\mu \left(\frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial x} \right) \right] - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial x} (\mu \text{div} \vec{V}) \\ \rho \frac{dv}{dt} &= \rho F_y - \frac{\partial p}{\partial y} + \frac{\partial}{\partial x} \left[\mu \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) \right] + 2 \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu \frac{\partial v}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left[\mu \left(\frac{\partial v}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y} \right) \right] - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial y} (\mu \text{div} \vec{V}) \\ \rho \frac{dw}{dt} &= \rho F_z - \frac{\partial p}{\partial z} + \frac{\partial}{\partial x} \left[\mu \left(\frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial x} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial y} \left[\mu \left(\frac{\partial v}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y} \right) \right] + 2 \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu \frac{\partial w}{\partial z} \right) - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial z} (\mu \text{div} \vec{V}) \end{aligned} \quad (1')$$

де $\vec{V}(u, v, w)$ – вектор швидкості точки суцільного середовища з координатами x, y, z в момент часу t (змінні Ейлера);

$u = u(x, y, z, t)$, $v = v(x, y, z, t)$, $w = w(x, y, z, t)$ – проекції вектора швидкості на осі нерухомої декартової системи координат

$$\frac{du}{dt} = \frac{\partial u}{\partial t} + u \frac{\partial u}{\partial x} + v \frac{\partial u}{\partial y} + w \frac{\partial u}{\partial z};$$

$$\frac{dv}{dt} = \frac{\partial v}{\partial t} + u \frac{\partial v}{\partial x} + v \frac{\partial v}{\partial y} + w \frac{\partial v}{\partial z}; \quad \text{– проекції вектора прискорення}$$

$$\frac{dw}{dt} = \frac{\partial w}{\partial t} + u \frac{\partial w}{\partial x} + v \frac{\partial w}{\partial y} + w \frac{\partial w}{\partial z}.$$

$\rho = \rho(x, y, z, t)$ – густина середовища в точці з координатами (x, y, z) в момент часу t .

$\vec{F} = (F_x, F_y, F_z)$ – вектор густини масової сили;

$$\text{div} \vec{V} = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial z} \quad \text{– дивергенція вектора швидкості } \vec{V};$$

$\text{grad} \varphi \left(-\frac{\partial \varphi}{\partial x}, \frac{\partial \varphi}{\partial y}, \frac{\partial \varphi}{\partial z} \right)$ – градієнт скалярного поля функції φ ;

μ – динамічний коефіцієнт в'язкості.

$$\dot{S} = \begin{pmatrix} \frac{\partial u}{\partial x} & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial v}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial y} \right) & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z} \right) \\ \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) & \frac{\partial v}{\partial y} & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial z} \right) \\ \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial x} \right) & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial v}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y} \right) & \frac{\partial w}{\partial z} \end{pmatrix}$$

– тензор швидкості деформації;

$DivT$ – дивергенція тензора T , яка визначається співвідношенням

$$(DivT)_x = \frac{\partial T_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial T_{yx}}{\partial y} + \frac{\partial T_{zx}}{\partial z},$$

$$(DivT)_y = \frac{\partial T_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial T_{yy}}{\partial y} + \frac{\partial T_{zy}}{\partial z},$$

$$(DivT)_z = \frac{\partial T_{xz}}{\partial x} + \frac{\partial T_{yz}}{\partial y} + \frac{\partial T_{zz}}{\partial z}.$$

Рівняння нерозривності є математичним записом закону збереження маси певного об'єму суцільного середовища і у векторному представленні має вигляд

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + div(\rho \vec{V}) = 0, \quad (2)$$

або в декартовій прямокутній системі координат

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial(\rho u)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho w)}{\partial z} = 0. \quad (2')$$

Рівняння стану в механіці суцільного середовища називають рівняння, що зв'язують між собою тиск, температуру, густину та, можливо, інші фізичні характеристики середовища і входять у повну систему залежностей для опису руху деякого об'єму речовини. У випадку вивчення руху в'язкого газу припускають, що по-перше, газ є досконалим, тобто тиск p , густина ρ і абсолютна температура T задовольняють закону Клапейрона

$$p = \rho RT, \quad (3)$$

де R – газова постійна, яка для різних газів приймає різні значення.

Якщо припустити, що коефіцієнт теплоємності при постійному тиску c_p є константою, то рівняння Клапейрона можна переписати в наступному вигляді

$$\frac{p}{\rho} = \frac{R}{c_p} h, \quad (3')$$

де h – ентальпія (теплова функція), яка задається співвідношенням

$$h = \int_0^T c_p(T) dT,$$

по-друге, динамічний коефіцієнт в'язкості μ є функцією тільки абсолютної температури T . Найчастіше при цьому використовується степенева залежність

$$\frac{\mu}{\mu_0} = \left(\frac{T}{T_0} \right)^n, \quad (4)$$

де T_0 і μ_0 – відповідно абсолютна температура і коефіцієнт в'язкості, що відповідають деякому початковому стану газу

$$n = \begin{cases} 1, & T < 90K \\ 8/9, & 90 < T < 250K \\ 3/4, & 250 < T < 600K \\ 1, & T > 600K \end{cases}$$

По Карману в середньому приймають $n=0,76$.

Невід'ємним атрибутом рівнянь руху в'язкого газу є рівняння балансу тепла, яке можна представити двома способами

$$\rho \frac{d}{dt} \left(h + \frac{V^2}{2} \right) = \rho \vec{P} \cdot \vec{V} + \frac{\partial p}{\partial t} + \operatorname{div}(2\mu \vec{V} \dot{S} - \frac{2}{3} \mu \vec{V} \operatorname{div} \vec{V} + \frac{\mu}{\sigma} \operatorname{grad} h), \quad (5)$$

або

$$\rho \frac{dh}{dt} = \frac{dp}{dt} + 2\mu \dot{S}^2 - \frac{2}{3} \mu (\operatorname{div} \vec{V})^2 + \operatorname{div} \left(\mu \operatorname{grad} \frac{h}{\sigma} \right), \quad (5')$$

де $\sigma = \frac{\mu c_p}{\lambda}$ – число Прандтля; λ – коефіцієнт теплопровідності газу.

Таким чином, для визначення семи невідомих u, v, w, p, ρ, μ, T отримали систему семи (1)-(5), які складають замкнуту систему рівнянь руху в'язкого газу.

Зазначимо при цьому, що для в'язкого газу повинні також виконуватися наступні припущення:

а) газ є „ньютонівським” середовищем, тобто має місце узагальнений закон Ньютона про лінійний зв'язок між тензором напружень P і тензором швидкостей деформації \dot{S}

$$P = 2\mu \dot{S} - \left(p + \frac{2}{3} \mu \operatorname{div} \vec{V} \right) E,$$

або в матричній формі в декартовій прямокутній системі координат

$$\begin{pmatrix} P_{xx} & P_{xy} & P_{xz} \\ P_{yx} & P_{yy} & P_{yz} \\ P_{zx} & P_{zy} & P_{zz} \end{pmatrix} = 2 \cdot \mu \cdot \begin{pmatrix} \frac{\partial u}{\partial x} & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial x} \right) \\ \frac{1}{2} \left(\frac{\partial v}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial y} \right) & \frac{\partial v}{\partial y} & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial v}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y} \right) \\ \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z} \right) & \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial z} \right) & \frac{\partial w}{\partial z} \end{pmatrix} - \left(p + \frac{2}{3} \mu \operatorname{div} \vec{V} \right) \cdot \begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}$$

де $E = \begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}$ – одиничний тензор

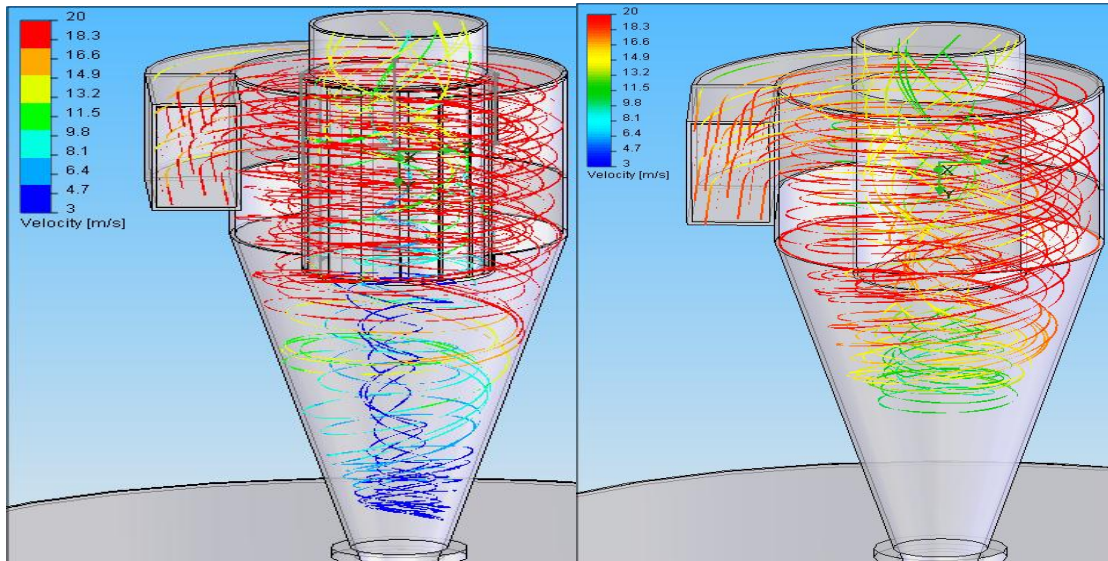
б) коефіцієнти теплоємності c_p і c_v , а значить і їх відношення k не залежить від абсолютної температури газу і є фізичними константами газу.

в) коефіцієнт теплопровідності газу λ пропорційний динамічному коефіцієнту в'язкості μ , так що число Прандтля $\sigma = \frac{\mu c_p}{\lambda}$ розглядається як фізична постійна газу, тобто $\sigma = \text{const}$. Результати комп'ютерного моделювання та експериментальних досліджень дали змогу описати процес очищення повітряного потоку наступним чином.

Потік запиленого повітря надходить до апарата через вхідний патрубок і починає обертатися навколо його осі. Обертаючись, потік рухається до конусної частини циклона, досягнувши якої, здійснює поворот на 180° , переходить у внутрішній потік, який підіймається вгору до жалюзійного відокремлювача, у якому знову змінює напрям свого руху, після чого через вихлопну трубу потрапляє до атмосфери (рис. 1). По мірі руху в сепараційній зоні частина повітряного потоку через жалюзійний відокремлювач потрапляє в атмосферу, тому швидкість повітря у внутрішньому потоці складає близько 3-4 м/с, в той час як в циклоні з традиційною вихлопною трубою вона є вищою і становить близько 10-12 м/с.

В циклоні, як і в будь-якому криволінійному потоці, статичний тиск повітря значно зменшується в напрямі від периферії до центра обертання потоку (рис. 2). Ефективність очищення газів зменшується через перепад тисків вздовж осі циклона. Зі збільшенням градієнту тиску знижується ефективність циклона, підсилюються вторинні потоки і збільшується його гідравлічний опір.

Залежність гідравлічного опору циклона з жалюзійним відокремлювачем від швидкості потоку повітря у вхідному патрубку представлена на рис. 3 (крива 1). Опір циклона, а відтак і витрати електроенергії на очищення повітря, зростає з підвищенням швидкості потоку повітря у вхідному патрубку. Характер цієї залежності підпорядкований квадратичному закону зміни.



а

б

а – пиловловлювач з жалюзійним відокремлювачем; б – циклон з традиційною вихлопною трубою

Рисунок 1 – Траєкторії руху повітряних потоків в пиловловлювачі з жалюзійним відокремлювачем та циклоні з традиційною вихлопною трубою

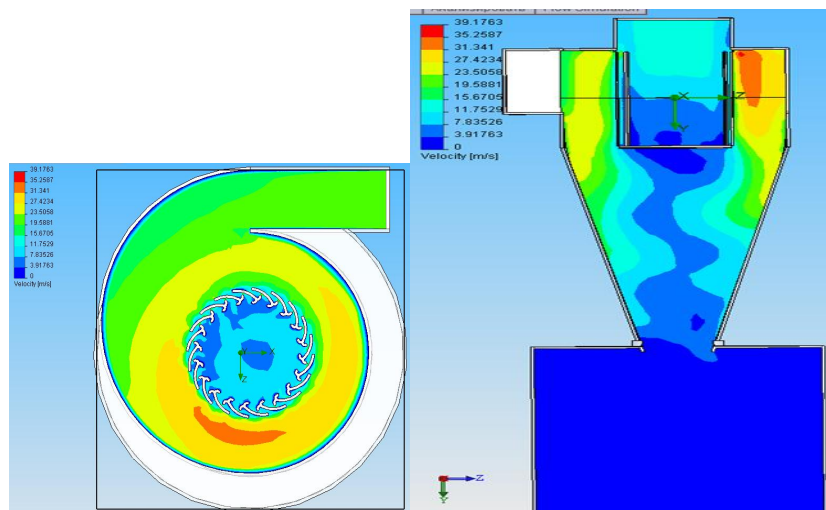


Рисунок 2 – Швидкості повітряного потоку в циклоні

Для порівняння на тому ж рисунку наведені аеродинамічні характеристики апарата з традиційною вихлопною трубою (крива 2) циклона ЦН-15 (крива 4) та результати, одержані при комп'ютерному моделюванні (крива 3). Заміна традиційної вихлопної труби апарата на жалюзійний відокремлювач призводить до підвищення його гідравлічного

опору (криві 1 та 2). При комп'ютерному моделюванні руху повітряних потоків у сепараторі (крива 3) при швидкості 18 м/с було одержане значення гідравлічного опору, яке дорівнює 1110 Па.

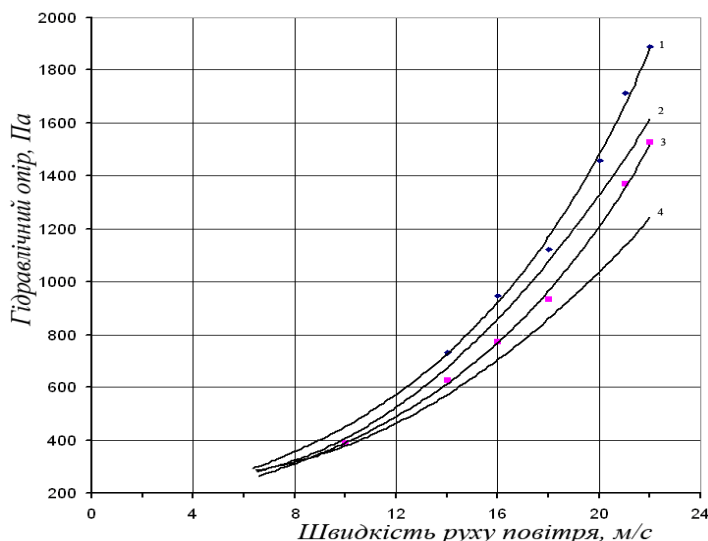


Рисунок 3 – Залежність гідравлічного опору циклону від швидкості потоку

Для того, щоб розв'язок отриманої системи диференціальних рівнянь в частинних похідних був єдиним потрібно задати початкові і граничні умови, які, в свою чергу, визначаються формою і конструктивними особливостями циклона та умовами його роботи, тобто для кожного типу циклона існує свій набір початкових і граничних умов.

Під початковими умовами при цьому розуміють задання в початковий момент часу, поля швидкостей і температур, і, крім того, тиску в довільній точці циклона.

Граничні умови задати важче, оскільки вони залежать як від форми циклона, так і від особливостей його функціонування. Граничні умови залежать і від густини газу. Газ великої густини „прилипає” до стінок сепаратора в той час, як розріджений газ ковзає по граничних поверхнях. Проте незважаючи на особливості є певні закономірності при заданні граничних умов при русі запиленого повітря в пилоочищувачі, а саме: 1) рівність нулю швидкості на нерухомій твердій границі; 2) повинна бути задана швидкість набігаючого пилоповітряного потоку на вході в сепаратор.

Граничні умови для температури також можуть бути різноманітними. Найпростіше задавати розподіл температури на поверхні циклона в початковий момент часу і температуру набігаючого пилоповітряного потоку. В деяких випадках можна задавати розподіл тепловіддачі, тобто закон зміни кількості тепла, що проходить за оди-

ницю часу через одиницю площі поверхні робочого органу. Як правило при цьому припускають, що має місце закон Фур'є.

В число граничних умов входять також задання тиску набігаючого потоку пилоповітряної суміші в деякій точці у вхідному патрубку.

Тому отримані математичні формули можна застосовувати лише для попередніх укрупнених розрахунків вже відомих та досліджених конструкцій у процесі підбирання для конкретних виробництв.

Виводи. В даній статті вирішена задача математичного моделювання руху повітряного потоку в циклоні та запропоновані шляхи її числової реалізації.

За допомогою програми Cosmos Flo works змодельовано загальні особливості аеродинаміки руху повітряних потоків у циклоні, розподіли статичних тисків та складових швидкості потоку повітря. Тому застосування CAE технологій та CFD програм можуть значно скоротити час проектування та дослідження нових конструкцій апаратів, відкинути на етапі проектування заздалегідь невдалі конструкції.

Побудована математична модель є основою для розрахунків при створенні пиловловлювачів з жалюзійним відокремлювачем та підтверджує доцільність встановлення жалюзійного відокремлювача. Отримана математична модель дозволяє побудувати траєкторію руху частинки пилу будь-якого медіанного діаметру у пиловловлювачі з жалюзійним відокремлювачем. Теоретично доведено, що застосування жалюзійного відокремлювача дає змогу вловлювати дрібнодисперсний пил з медіанним діаметром не меншим за $3,5 \cdot 10^{-6}$ м. Виходячи з того, що внаслідок встановлення жалюзійного відокремлювача зменшується критичний діаметр частинки пилу, яка буде вловлена в циклоні, з 6,5 до $3,2 \cdot 10^{-6}$ м, вважаємо теоретично обґрунтованим факт доцільності встановлення жалюзійного відокремлювача на осі корпусу пиловловлювача.

Дослідження аеродинамічних процесів у циклоні проводили, на основі рівняння Нав'є-Стокса, що описують у нестационарній постановці, закони збереження маси, імпульсу й енергії середовища. Крім того, використовували рівняння стану компонентів потоку, а також емпіричні залежності в'язкості й теплопровідності цих компонентів середовища від температури. Цими рівняннями моделюються турбулентні, ламінарні і перехідні потоки. Для моделювання турбулентних потоків (вони найчастіше зустрічаються в інженерній практиці) рівняння Нав'є-Стокса усереднюються по числу Рейнольда.

Бібліографічний список

1. Алямовский А.А. *SolidWorks. Компьютерное моделирование в современной практике* / А.А. Алямовский, А.А. Собачкин, Е.В. Одинцов // –СПб.: БХВ-Петербург, 2005.–800с.:ил.

2. Лойцянский Л.Г. *Механика жидкости и газа.* / Л.Г.Лойцянский – М.: Изд-во „Наука”, Гл. ред. физ.-мат. лит-ра, 1978. – 736 с.

3. Страус В.А. *Промышленная очистка газов.* / В.А. Страус – Изд. “Мир”, 1981. -616с.

4. Горбис З.Р. *Физическая модель и математическое описание процесса движения мелких частиц в турбулентном потоке газов* / З.Р. Горбис, Ф.Е. Спокойный // ТВТ. – 1977. – 15, №2. – С. 399-408.

5. 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.

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

7. Патент України: № 21264, В01Д45/00 Пиловловлювач зі змоченими жалюзі / В.А. Батлук, І.В. Проскуріна. № 200608194; заявл. 21.07.06; Опубл.15.03.2007.Бюл.№ 3 – 7с.

Рекомендовано до друку проф., к.т.н. Уляницьким В.Н.

*Проценко М.Ю,
к.т.н. Куберский С.В.,
к.т.н. Эссельбах С.Б.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ШЛАКА ПРОИЗВОДСТВА СИЛИКОМАРГАНЦА МЕТОДОМ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Запропоновано метод збагачення шлаку виробництва сілікомарганцю за допомогою магнітної сепарації з метою подальшого його використання для виробництва феросплавів.

***Ключові слова:** збагачення, шлак, магнітна сепарація, рідкий азот, марганець, точка Кюрі.*

Предложен метод обогащения шлака производства силикомарганца с помощью магнитной сепарации с целью дальнейшего его использования для производства ферросплавов.

***Ключевые слова:** обогащение, шлак, магнитная сепарация, жидкий азот, марганец, точка Кюри.*

Черная металлургия является одной из основных отраслей промышленности Украины. На всех этапах производства конечного продукта в черной металлургии образуется большое количество шлака. В результате чего образовались огромные шлаковые отвалы, занимающие большие площади и оказывающие негативное влияние на экологическую обстановку. Эта актуальная и глобальная проблема отходов черной металлургии заставляет обратить на себя внимание.

Шлаки ферросплавного производства обладают специфическими свойствами, содержат значительное количество включений сплавов и других ценных компонентов и имеют большую ценность для многих отраслей промышленности, в первую очередь для металлургии. Поэтому экономически нерациональным является накопление их в отвалах или использование в качестве наполнителей и материала для строительной отрасли.

При извлечении из шлаков ферросплавного производства определенных элементов возникает возможность повторного использования их в металлургии.

Значительный интерес для металлургии представляют шлаки от производства марганцевых электроферросплавов. Они содержат 13 – 18% *Mn* и 0,003 – 0,020% *P*. Отношение фосфора к марганцу в шлаках в несколько раз меньше, чем в исходных марганцевых рудах. Однако основная масса марганца находится в шлаках в виде оксидов и соединений, что затрудняет его извлечение традиционными способами.

Реальный путь снижения потерь марганца со шлаками – использование их в производстве ферросплавов и других металлургических переделах в качестве марганецсодержащего сырья.

Положительное влияние марганца при введении его в сталь заключается в том, что он позволяет получить более мелкозернистую структуру, а также имеет высокое сродство к кислороду и сере. Анализ показывает, что марганец обеспечивает нормальное кипение стали при производстве кипящего слитка, а также снижает вредное влияние серы, переводя ее из сульфидов железа в сульфиды марганца.

Примерный химический состав шлака производства силикомарганца показан в таблице 1 [1].

Таблица 1 – Химический состав отвального шлака производства силикомарганца, %

Mn	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Прочие
14-19	43,5-46,8	15,5-16,5	4-5	6,9-9,0	16,1-3,7

Главным недостатком существующей технологии переработки шлаков силикомарганца на щебень и песок является отсутствие оборудования для извлечения включений сплава. Разделение шлака на марганецсодержащие соединения и соединения не имеющие в своем составе марганца с помощью магнитной сепарации при стандартных условиях невозможно.

В данной работе было исследовано влияние низких температур на эффективность использования магнитной сепарации для обогащения шлака силикомарганцевого производства. Для этого были проанализированы химический и фракционный состав шлака, его насыпная и истинная плотности, влияние температуры на степень извлечения его магнитных составляющих.

Марганцевые ферросплавы не обладают магнитными свойствами. В результате со шлаками от производства марганцевых ферросплавов ежегодно теряется свыше 100 тыс. тонн металла.

Все вещества в природе можно считать магнетиками, так как они обладают определенными магнитными свойствами и соответствующим образом взаимодействуют с внешним магнитным полем. В зависимости

от величины магнитной восприимчивости и характера ее зависимости от напряженности магнитного поля и температуры выделяют следующие основные типы магнетиков: диамагнетики, парамагнетики, ферромагнетики, антиферромагнетики и ферримагнетики.

Диамагнетики – вещества, намагничивающиеся навстречу направлению действующего на них внешнего магнитного поля. В отсутствие внешнего магнитного поля диамагнетики не имеют магнитного момента. Парамагнетики — вещества, которые намагничиваются во внешнем магнитном поле в направлении внешнего магнитного поля. Парамагнетики относятся к слабомагнитным веществам. В отсутствие внешнего магнитного поля парамагнетик не магнитен. Ферромагнетики — вещества, в которых ниже определённой критической температуры (точки Кюри) устанавливается дальний ферромагнитный порядок магнитных моментов атомов или ионов. Антиферромагнетики – кристаллические вещества, в которых магнитные моменты атомов образуют две или несколько пространственных подсистем с антипараллельной или более сложной ориентацией магнитных моментов, обуславливающей отсутствие спонтанной намагниченности у вещества в целом. Во внешнем магнитном поле антиферромагнетики приобретают небольшую намагниченность. Ферримагнетики – вещества, в которых ниже определённой температуры (Кюри точки) магнитные моменты соседних атомов, образующих две или несколько магнитных подрешеток, антипараллельны, но не скомпенсированы, в результате чего эти вещества обладают самопроизвольной намагниченностью [2].

На магнитные свойства элементов и соединений можно повлиять температурой, даже если этих свойств не наблюдалось при стандартных условиях. Такое изменение магнитных свойств вещества описывает точка Кюри (температура Кюри), вблизи которой происходит качественное изменение физических свойств некоторых кристаллических тел (фазовый переход 2-го рода).

У некоторых веществ (хром, марганец) собственные магнитные моменты электронов ориентированы антипараллельно (навстречу) друг другу. Такая ориентация охватывает соседние атомы и их магнитные моменты компенсируют друг друга. В результате антиферромагнетики обладают крайне малой магнитной восприимчивостью и ведут себя как очень слабые парамагнетики.

Для антиферромагнетиков также существует температура, при которой антипараллельная ориентация спинов исчезает. Эта температура называется антиферромагнитной точкой Кюри или точкой Нееля.

У некоторых ферромагнетиков (эрбий, диоброзин, сплавов марганца и меди) таких температур две (верхняя и нижняя точка Нееля), причем антиферромагнитные свойства наблюдаются только при проме-

жуточных температурах. Выше верхней точки вещество ведет себя как парамагнетик, а при температурах меньших нижней точки Нееля, становится ферромагнетиком.

Марганец относится к парамагнетикам, магнитная восприимчивость которых в слабых полях не зависит от напряженности поля и существенно зависит от температуры. Парамагнетики обладают свойствами насыщения, т.е. в очень сильных полях или очень низких температурах их намагниченность стремится к определенному пределу. Парамагнетики являются слабо магнитными веществами. α – марганец и MnO являются антиферромагнетиками, которые обладают малой магнитной восприимчивостью, величина которой зависит от температуры [2, 3].

В лабораторных условиях было проведено предварительное исследование магнитных свойств шлака производства силикомарганца. Ферросплавный шлак подвергали фракционному рассеву (–0,1; 0,1 ÷ 0,63; 0,64 ÷ 2,5; +2,5 мм), а также определили насыпную и истинную плотности, результаты которых представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Значение плотности для различных фракций

Параметр	Шлак исходный	Распределение шлака по фракциям			
		+ 2,5 мм	от 2,5 до 0,64 мм	от 0,63 до 0,1 мм	– 0,1 мм
$\rho_{\text{насыпная}}$, г/см ³	1,424	1,317	1,311	1,333	1,212
$\rho_{\text{истинная}}$, г/см ³	3,024	3,010	2,896	2,857	2,667
Общая масса навески, г	699	427	132	105	35
Доля навески, %	100	61,09	18,88	15,02	5,01

Перед проведением опыта по обогащению шлака силикомарганца с помощью магнитной сепарации, шлак был подроблен и произведен рассев на такие же фракции какие указаны выше. Для проведения опыта был выбран шлак фракцией 0,63 ÷ 0,1 мм. Навеска опытной пробы шлака составляла 300 г. Шлак был помещен в алюминиевую емкость, где в него была заглублена термопара для контроля температурного режима. В качестве магнитного сепаратора применяли постоянные магниты прямоугольной формы, магнитная индукция которых предварительно была измерена и составляла 570 Гс (гаусс) или 0,057 Тл (тесла). Перед проведением магнитной сепарации шлак силикомарганцевого производства охлаждали жидким азотом, температура которого составляла –

196⁰С. Контроль температуры внутри слоя шлака производился с помощью заглубленной термопары и милливольтметра. При достижении температуры -196⁰С внутри слоя шлака начинали производить магнитную сепарацию. В емкость со шлаком опускали постоянный магнит и производили круговые движения при соприкосновении со слоем шлака. Затем поднимали магнит и удаляли извлеченную порцию шлака. Магнитную сепарацию осуществляли в трех температурных интервалах (-196 ÷ -150⁰С, -150 ÷ -100⁰С, -100 ÷ -50⁰С). Химический состав отобранных проб по трем температурным интервалам представлен в таблице 3.

Химический анализ проб показывает, что наиболее предпочтительным с точки зрения обогащения является температурный интервал от -150 до -100⁰С, так как в нем наблюдается наибольшее содержание марганца.

Таблица 3 – Химический анализ отобранных проб шлака, %

Элемент	Шлак исходный	-196 ÷ -150 ⁰ С	-150 ÷ -100 ⁰ С	-100 ÷ -50 ⁰ С
Mn*	13,00	17,20	21,92	20,30
MnO	17,00	22,20	28,30	26,20
SiO ₂	47,50	40,10	40,50	41,10
CaO	12,50	10,70	9,71	11,00
Прочие	23,00	27,00	21,49	21,70
Сумма	100,00	100,00	100,00	100,00
Степень обогащения по марганцу		30,59	66,47	54,12

* - содержание марганца пересчитанного из MnO.

Анализ результатов экспериментов показывает, что предложенный метод позволяет произвести обогащение шлака силикомарганцевого производства по содержанию марганца на 30,5÷66,47%. Максимальное обогащение характеризует температурный интервал -150 ÷ -100⁰С при этом содержание марганца возрастает с 17% до 28,3%, т. е. на 66,47%.

Из выше сказанного и опытных результатов можно выдвинуть гипотезу, что марганец в шлаке содержится в виде соединений с другими элементами, которые приобретают магнитные свойства в определенном температурном интервале. Можно предположить, что именно в температурном интервале -150 ÷ -100⁰С MnO и возможные соединения с ним приобретают магнитные свойства. Поэтому в данной пробе максимальное содержание марганца.

Шихта для производства товарного силикомарганца состоит из марганцевой руды, кварцита, стружки и коксика. Наряду с марганцевой рудой применяют концентраты из бедных окисных и карбонатных руд. Для производства силикомарганца используют передельный шлак с содержанием марганца 38–40% [4].

Выплавка ферромарганца и силикомарганца также производится из окисленных и карбонатных руд. Окисленные руды подвергаются обогащению, в результате которого получают концентраты с различным содержанием марганца (обычно в пределах 26 – 50%). Марганец в окисленных рудах находится в виде различных окислов: MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 . Карбонатные руды кусковые, более бедные по содержанию марганца; марганец в этих рудах находится в виде углекислого марганца $MnCO_3$ [5].

На основе выше изложенного можно утверждать, что обогащение в лабораторных условиях шлак не в полной мере удовлетворяет минимальным требованиям по содержанию марганца в ферросплавном сырье. Однако степень обогащения достаточно высокая, что подтверждает возможность использования данной технологии при внесении соответствующих изменений в нее в ходе последующих исследований. Кроме того, была исследована лишь одна фракция, что затрудняет окончательную оценку эффективности данного способа.

Основные направления последующих исследований данной проблемы могут быть следующие:

- исследование влияние фракционного состава на степень обогащения;
- исследование влияние силы магнитной индукции на степень обогащения;
- исследование возможности электромагнитной сепарации.

Библиографический список

1. *Производство стали и ферросплавов в электропечах.* Каблуковский А.Ф.: Учебник для техникумов. – М.: Металлургия, 1991. 335 с.

2. *Магнетизм. Магнитные свойства диа-, пара-, ферро-, антиферро- и ферримагнетиков.* С.В. Вонсовский: Главная редакция физико-математической литературы изд-ва «Наука». – М., 1971. 1032 с.

3. *Физические свойства металлов и сплавов.* Лившиц Б.Г.: Учебник для ВУЗов – Л.: Машгиз, 1956. 352 с.

4. *Электрометаллургия стали и ферросплавов.* Еднерал Ф.П. М., «Металлургия», 1977. 488 с.

5. *Электрометаллургия стали и ферросплавов.* Крамаров А.Д., Соколов А.Н. М., «Металлургия», 1976. 376 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Иванов А.П.
(ДонГТУ, г. Алчесвк, Украина),
Иванова И.А.
(УкрНИИПСК, г. Киев, Украина)*

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ В ПРОКАТНЫХ ШВЕЛЛЕРАХ ПОСЛЕ ЛОКАЛЬНЫХ ТЕРМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

У статті розглядаються зміни залишково-напруженого стану швелерів (упоперек та вздовж зразків, що випробовувались) у залежності від положення зварних швів.

***Ключові слова:** швелер, зварний шов, напружено-деформований стан.*

В статье рассматриваются изменения остаточного напряженного состояния швеллеров (поперек и вдоль испытываемых образцов), в зависимости от положения сварных швов.

***Ключевые слова:** швеллер, сварной шов, напряженно-деформированное состояние.*

В настоящее время накоплен большой научный потенциал, посвященный исследованиям возможных напряженно-деформированных состояний в твердых телах. В нормативных документах (ДБН В.2.3-14:2006 «Споруди транспорту. Мости та труби. Правила проектування») уже приведено разграничение коэффициентов продольного изгиба для двутавровых элементов с остаточными напряжениями и без них, причем коэффициенты для одного и того же профиля могут отличаться до 15-17%.

Изучение остаточных напряжений началось с исследований В.И. Родмана (1857 г.) и И.А. Умова (1871 г.), хотя с ними уже сталкивались очень давно. За рубежом научные исследования остаточных напряжений были начаты с работ Гейна.

В 1887 г. Н.В. Калакуцким впервые был разработан метод расчета остаточных напряжений. Систематические исследования остаточных напряжений начали проводиться в 30-е годы XX столетия. Толчком к их развитию послужила, с одной стороны, разработка расчетных методов определения остаточных напряжений в работах Н.Н. Давиденкова и Г. Закса, а

с другой стороны - участвовавшие случаи проявления остаточных напряжений при короблении и разрушении различных конструкций.

Большой вклад в изучение остаточного напряженного состояния, возникающего в элементах металлических конструкций после изготовления, его влияния на работу конструкций внесли: К.П. Большаков; В.Н. Васылев; В.А. Винокуров; А.И. Голоднов; А.Г. Григорьянц; В.С. Игнатьева; А.А. Казимиров; Б.С. Касаткин; Л.М. Лобанов; А.Я. Недосека; Г.А. Николаев; Н.О. Окерблом; Е.О. Патон; и др. [2].

Актуальность предложенной работы заключается в потребности дальнейшего изучения остаточного напряженного состояния, возникающего в элементах металлических конструкций, после его изготовления и в зависимости от метода, способа изготовления, вида конструкции и дальнейшего влияния их на работу конструкции в целом.

К одному из этих наиболее проблемных вопросов при проведении исследований в области определения остаточных напряжений, можно отнести вопросы, возникающие с образованием остаточных напряжений в них, от наплавки холостых валиков (сварных швов).

В основу задачи при проведении исследований положено рассмотрение и изучение остаточного деформированного состояния в швеллерах, полученного сваркой, влияния различного положения сварных швов на распределение остаточных напряжений по их сечению, что позволит по новому подойти к решению поставленной задачи и усовершенствовать методику расчета.

Цель данной работы заключается в усовершенствовании методики расчета при изучении остаточного деформированного состояния, но уже в швеллерах, полученного сваркой, влияния различного положения сварных швов на распределение остаточных напряжений по их сечению.

Достигалась поставленная цель использованием образцов отличающихся друг от друга местом расположения валиков сварных швов по сечению, а именно:

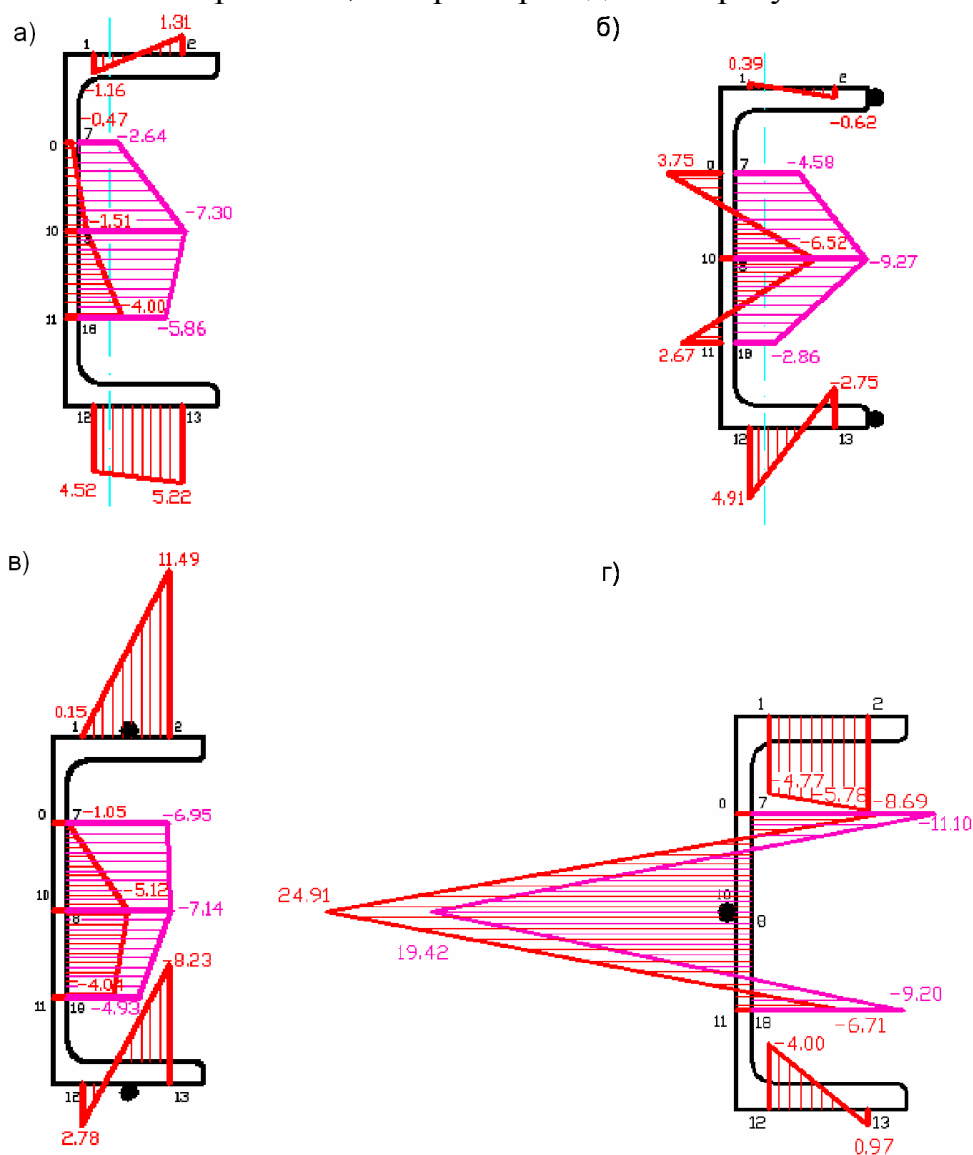
- образец 1 – без наплавки валиков;
- образец 2 – наплавлены валики на перьях профиля;
- образец 3 – наплавлены валики посередине полки профиля;
- образец 4 – наплавлены валики по середине стенки профиля;

После наплавки валиков определение остаточных напряжений проводилось экспериментально разрушающим методом.

Основной его принцип заключается в том что, при разрезке элемента в оставшихся частях освобождаются деформации обратного знака к остаточным.

Для регистрации получаемых при эксперименте изменений остаточных напряжений применялась система СИИТ-3.

Полученные результаты были обработаны, и на их основе построены эпюры остаточных напряжений, которые приведены на рисунке 3.



- а) без наплавки валиков;
- б) с наплавкой валиков на перьях;
- в) с наплавкой валиков посередине полки;
- г) с наплавкой валиков посередине стенки.

Рисунок 3 – Распределение остаточных напряжений по сечению образцов с различным положением наплавки валиков.

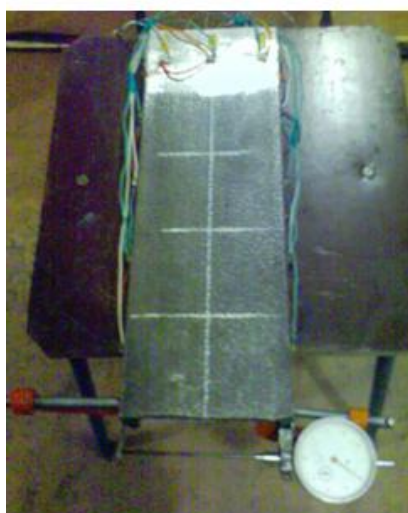
Из приведенных эпюр распределения остаточных напряжений по сечению видно, что в зависимости от места термического воздействия на элементы швеллера изменяется их остаточно-напряженное состояние. Наиболее существенные изменения остаточно-напряженного со-

стояния произошли при наплавление валика на середину стенки. Здесь изменился не только уровень напряжений, но и знак воздействия. Сжимающие напряжения в швеллере без сварных швов, равные $1,51 \text{ кН/см}^2$, при наплавлении валика становятся растягивающими и составляют $24,91 \text{ кН/см}^2$. В ситуации при наплавлении валиков на полки швеллера также произошли изменения по уровню и по знаку напряжений. На одной полке растягивающие напряжения повысились с $1,31 \text{ кН/см}^2$ (профиль без валиков) до $11,49 \text{ кН/см}^2$ (профиль с валиками на полках), а на другой полке растягивающие напряжения равные $5,22 \text{ кН/см}^2$ (профиль без валиков) стали сжимающими – $8,23 \text{ кН/см}^2$ (профиль с валиками на полках).

Затем был сделан продольный рез. До конца ни один испытываемый образец не разрезался, потому что на противоположном краю (противоположный тому краю, с которого начинали делать продольный рез) располагался ряд датчиков.

В этом случае показания прибора так же снимались и перед началом реза, и после разрезания каждой зоны (длина зон 70мм, края этих зон совпадали с серединой датчиков), на которые условно был поделен образец (рисунок 4а). При разрезе в начале каждой зоны замерялась ширина раскрытия краев реза. Такая программа эксперимента позволила определить не только влияние различного положения сварных швов на распределение остаточных напряжений по длине образца, но и на раскрытие краев реза, по которым можно делать вывод об изменении уровня остаточных напряжений. Вид швеллера после продольного реза приведен на рисунке 4б.

а)



б)



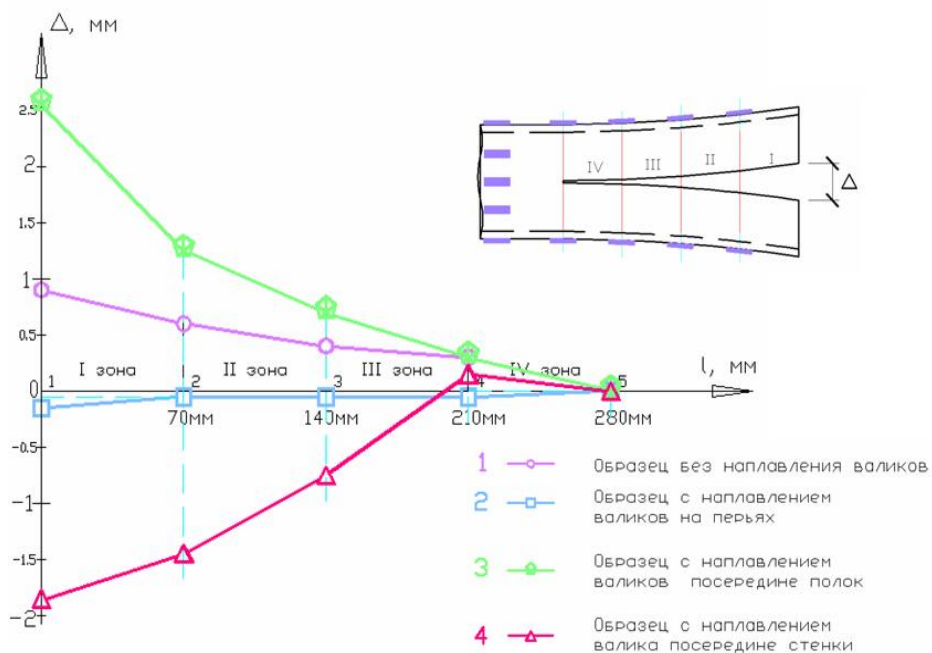
Рисунок 4 – Продольный разрез швеллеров

По результатам эксперимента были построены графики зависимости раскрытия краев реза и изменение уровня остаточных напряжений от места наплавления сварных швов.

Ширина раскрытия краев реза во многом зависит от места нанесения сварного шва на отдельных элементах швеллера (перо, середина полки или стенки). При наплавке сварных швов края реза расходились на величину от 0,9мм (образец без наплавления валиков) до 2,55мм (образец с наплавленным валиком посередине полки). Изменения ширины раскрытия краев реза и конечный уровень остаточных напряжений после продольного реза приведены на рисунках 5, 6 и в таблицах 1, 2.

Таблица 1 – Ширина раскрытия краев реза (при продольном разрезе) швеллеров с локальными температурными воздействиями (ЛТВ) в различных местах, мм

Образцы	Номера точек, в которых делаем замеры ширины				
	1	2	3	4	5
	0,9	0,6	0,4	0,3	0
	- 0,15	-0,05	-0,05	0,05	0
	2,55	1,25	0,7	0,3	0
	-1,85	-1,45	-0,75	0,15	0



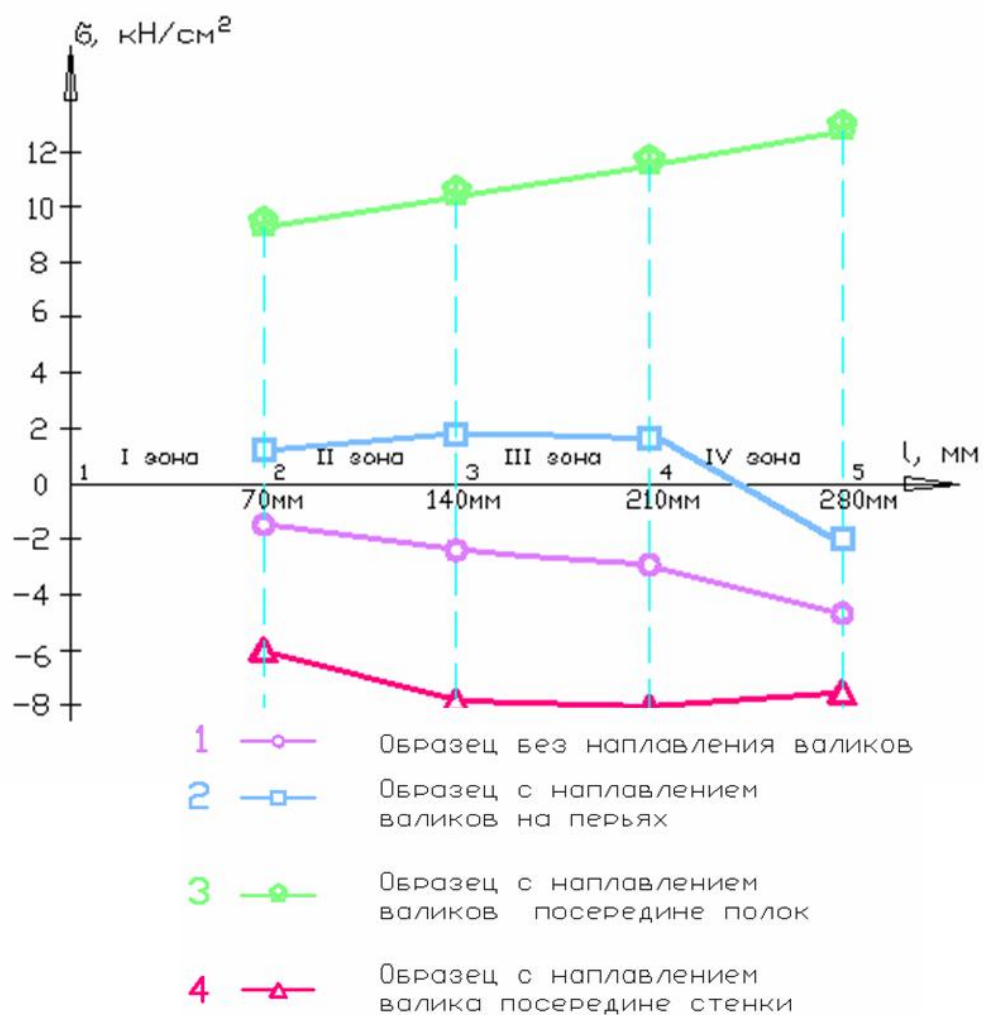
l – расстояние между точками, в которых измерялись остаточные напряжения при продольном разрезе;

Δ – ширина раскрытия краев реза (без учета толщины режущего круга), мм.

Рисунок 5 – График зависимости раскрытия краев реза от положения наплавки валиков

Таблица 2 – Изменения остаточных напряжений в зависимости от положения сварных швов при продольном разрезе швеллеров, кН/см²

Образцы	Номера точек, в которых снимали отсчеты			
	2	3	4	5
[-1,489	-2,417	-2,94	-3,558
┌	0,387	0,541	0,561	1,624
└	-6,094	-7,852	-8,084	-7,581
]	9,244	10,521	11,449	12,726



l – расстояние между точками, в которых снимались показания с тензометрического прибора СИИТ-3

σ – остаточные напряжения в исследуемых профилях

Рисунок 6 – График зависимости изменения остаточных напряжений по длине профиля от положения наплавки валиков.

В данной работе представлены результаты исследования изменений остаточно-напряженного состояния швеллеров. Изменения связаны с различным положением сварных швов и исследовались как в продольном, так и в поперечном направлении испытываемых образцов. Наиболее существенные изменения наблюдаются при наплавке швов на середину полки и шва на середину стенки. В случае с наплавкой швов на середину полки в ней развиваются растягивающие напряжения, а в случае с наплавкой шва на середину стенки – сжимающие, а в стенке – растягивающие.

Выводы.

1. В местах нанесения сварных швов образуются большие растягивающие напряжения, которые значительно меняют характер суммарной эпюры напряжений.

2. В дальнейшем полученные результаты будут использованы в исследовании работы сварных, сквозных колоннах, составленных из горячекатаных швеллеров при действии центральной и внецентренно сжатой нагрузке.

Это позволит определить, возможно, ли повышение несущей способности элементов конструкций за счет изменения их остаточно-напряженного состояния путем локального термического воздействия в различных местах составных сечений конструкций и уточнить методику расчета.

Библиографический список.

1. Голоднов А.И. *Регулирование остаточных напряжений в сварных двутавровых колоннах и балках.* / А.И. Голоднов. – К.: Сталь, 2008. – 150с.

2. Козлов С.В. *Повышение устойчивости сжатых элементов ферм из уголковых профилей локальными термическими воздействиями:* Диссертация канд. тех. наук: 05.23.01. – К., 2004. – 168с.

3. Биргер И.А. *Остаточные напряжения.* / И.А. Биргер. – М.: Машгиз, 1963. – 232с.

4. Давиденков Н.Н. *Избранные труды. В 2-х т. Т.2. Механические свойства материалов и методы измерения деформаций.* - К.: Наукова Думка, 1981. – 704с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*Васильев Д.Б.,
к.т.н. Куберский С.В.,
к.т.н. Кравченко В.М.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАМЕНЫ СТАЛЬНОГО ЛОМА ЖЕЛЕЗОРУДНЫМИ БРИКЕТАМИ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРАХ КОМБИНИРОВАННОГО ДУТЬЯ

Розглянута ефективність заміни сталевих брухт на гарячебрикетоване залізо при виплавці сталі в конвертерах комбінованого дуття.

***Ключові слова:** гарячебрикетоване залізо, брикети, сталевий брухт, конвертер комбінованого дуття.*

Рассмотрена эффективность замены стального лома на горячебрикетированное железо при выплавке стали в конвертерах комбинированного дутья.

***Ключевые слова:** горячебрикетированное железо, брикеты, стальной лом, конвертер комбинированного дутья.*

Расширение объемов производства чистых по не удаляемым металлургическим путем примесям сталей с одной стороны и неудовлетворительное качество и ценовая политика на металлический лом с другой ставит задачу поиска новых видов шихтовых материалов для производства стали в конвертерах [1]. В этой связи, на ОАО «Алчевский металлургический комбинат» опробована замена стального скрапа горячебрикетированным железом (ГБЖ), произведенным на Лебединском ГОКе.

Исходным сырьем для получения ГБЖ являются офлюсованные окатыши с массовой долей железа более 66,5 %, получаемые из железорудного концентрата. В основе производства металлизированных брикетов лежат процессы прямого восстановления железа по технологиям MIDREX и HYL-III в шахтных восстановительных печах ОАО «Лебединский ГОК» мощностью 2,4 млн. т брикетов в год.

Металлизированный брикет имеет форму параллелепипеда с закругленными гранями, размером 110×50×35 мм. Масса брикета 0,5-0,6 кг, плотность – 4,8-5,0 г/см³. Таким образом металлизированные брикеты могут быть использованы не только как заменитель стального скрапа, но и присаживаться по ходу продувки конвертерной ванны.

Согласно ТУ 0726-003-00186803-2001 металлизированные брикеты I сорта должны иметь степень металлизации не менее 90 % и содержание железа металлического не менее 81 %. Средний химический состав ГБЖ приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Средний химический состав горячебрикетированного железа, %

Металлическая часть	Fe	84,89	86,0443
	C	1,13	
	S	0,011	
	P	0,013	
Оксиды железа	FeO	5,9066	6,5628
	Fe ₂ O ₃	0,6562	
Прочие оксиды	SiO ₂	4,330	7,3929
	Al ₂ O ₃	0,971	
	CaO	1,060	
	MgO	0,270	
	K ₂ O+Na ₂ O	0,112	
	TiO ₂	0,650	

Из таблицы 1 видно, что металлическая часть ГБЖ составляет ~ 86 %, неметаллическая – 14 %, из которой почти половина – оксиды железа. Общая загрязненность металлизированных брикетов шлакообразующими компонентами составляет ~ 14 % против 3–5 % у стального скрапа.

Опытные плавки с заменой стального скрапа на ГБЖ проведены в кислородно-конвертерном цехе ОАО «АМК», который имеет в своем составе 2 конвертера комбинированного дутья садкой 300 т каждый, двухпозиционную установку «ковш-печь» и две слябовые двухручьевые машины непрерывного литья заготовок.

Для анализа технологических параметров конвертерной плавки были рассмотрены два варианта технологии: плавки по обычной технологии (105 плавов) и при полной замене скрапа на ГБЖ (12 плавов). Основные технологические показатели опытных и сравнительных плавов приведены в таблице 2.

Из таблицы 2 видно, что замена стального скрапа на ГБЖ ведет к существенному повышению выхода жидкой стали (на 2,41 % абс.), что приводит к снижению удельного расхода металлошихты с 1094,70 кг/т до 1066,21 кг/т. Повышение выхода годного можно объяснить увеличением доли чугуна при работе на ГБЖ (994,53 кг/т против 916,77 кг/т), а также частичным восстановлением железа из оксидов железа ГБЖ.

Таблица 2 – Технологические показатели конвертерных плавов проведенных с использованием стального скрапа и ГБЖ

Показатели	Вариант технологии кислородно-конвертерной плавки	
	С использованием стального скрапа	С использованием ГБЖ
Количество опытных плавов, шт	105	12
Удельный расход металлошихты, кг/т	1094,70	1066,21
в т. ч. передельного чугуна, кг/т	916,77	994,53
в т. ч. стального скрапа, кг/т	177,93	-
в т. ч. ГБЖ, кг/т	-	71,68
Удельный расход извести, кг/т	78,73	76,69
Удельный расход доломита, кг/т	11,74	10,66
Удельный расход плавикового шпата, кг/т	2,56	1,28
Средний химический состав чугуна, %		
C	4,61	4,64
Si	0,72	0,60
Mn	0,18	0,31
S	0,014	0,016
P	0,049	0,057
Средняя температура чугуна, °С	1351	1308
Средний химический состав металла перед раскислением, %		
C	0,05	0,04
Mn	0,09	0,08
S	0,017	0,016
P	0,006	0,010
Средний расход кислорода на плавку, нм ³	15929,9	16026,4
Средняя температура металла на выпуске, °С	1679	1670
Средняя основность конечного шлака, ед	2,93	2,92
Среднее содержание (FeO) в конечном шлаке, %	24,27	23,30
Средняя степень дефосфорации металла, %	86,28	82,16
Средний выход годного металла, %	91,45	93,86
Средняя длительность продувки, мин	16,2	14,8

Доля стального скрапа в составе металлошихты для варианта характерного работе на металлическом скрапе составила 16,25 %, доля ГБЖ – 6,67 % для второго варианта технологии. Рассматривая тепловую сторону процесса нельзя не учесть химический состав чугуна и его температуру. Более низкая температура стали при варианте с использованием ГБЖ (1670°С против 1679°С) может быть объяснена меньшей температурой чугуна (1308 °С против 1351 °С), снижением прихода тепла от окисления кремния, а также затратами тепла на частичное восстановление оксидов железа ГБЖ. Для плавов с использованием стального скрапа чугун содержит в среднем 0,72 % кремния, что на 0,12 % больше, чем его содержание в чугуне (0,60 %) при использовании ГБЖ.

В настоящее время все большее распространение получают так называемые IF-стали с повышенными пластическими и коррозионно-стойкими свойствами [2]. Одной из характерных особенностей таких сталей являются высокие требования к минимизации содержаний углерода и цветных металлов. Учитывая, что при производстве IF-сталей существует проблема «передутых» плавов, когда металл приходится дополнительно охлаждать в конвертере присадками твердых охлаждающих, вариант с использованием ГБЖ является более приемлемым.

Основным источником цветных металлов в стали является металлический лом. Использование ГБЖ, как заменителя стального скрапа, позволяет решить эту проблему, так как ГБЖ производится из железной руды. Для сравнения двух технологий по содержанию цветных металлов в стали были проанализированы паспорта конвертерных плавов. Среднее содержание цветных металлов в готовой стали при использовании стального скрапа и ГБЖ представлено в таблице 3.

Как видно из таблицы 3, вариант с использованием ГБЖ содержит меньшее количество цветных металлов (минимальное снижение содержания 0,0004 или 14,28 % по молибдену, максимальное – 0,0025 или 69,44 % по ниобию).

Наряду с вышесказанным, при производстве стали в конвертерах комбинированного дутья одним из критериев оценки технологий является степень удаления фосфора. Как видно из таблицы 2 содержание фосфора в готовой стали при замене стального скрапа на ГБЖ повысилось с 0,006 % до 0,010 %.

Исследование процесса дефосфорации обоих вариантов технологии показало, что основным фактором способствующим снижению степени дефосфорации металла (с 86,28 % до 82,16 %) является снижение окисленности конечного шлака при работе с ГБЖ (рисунок 1).

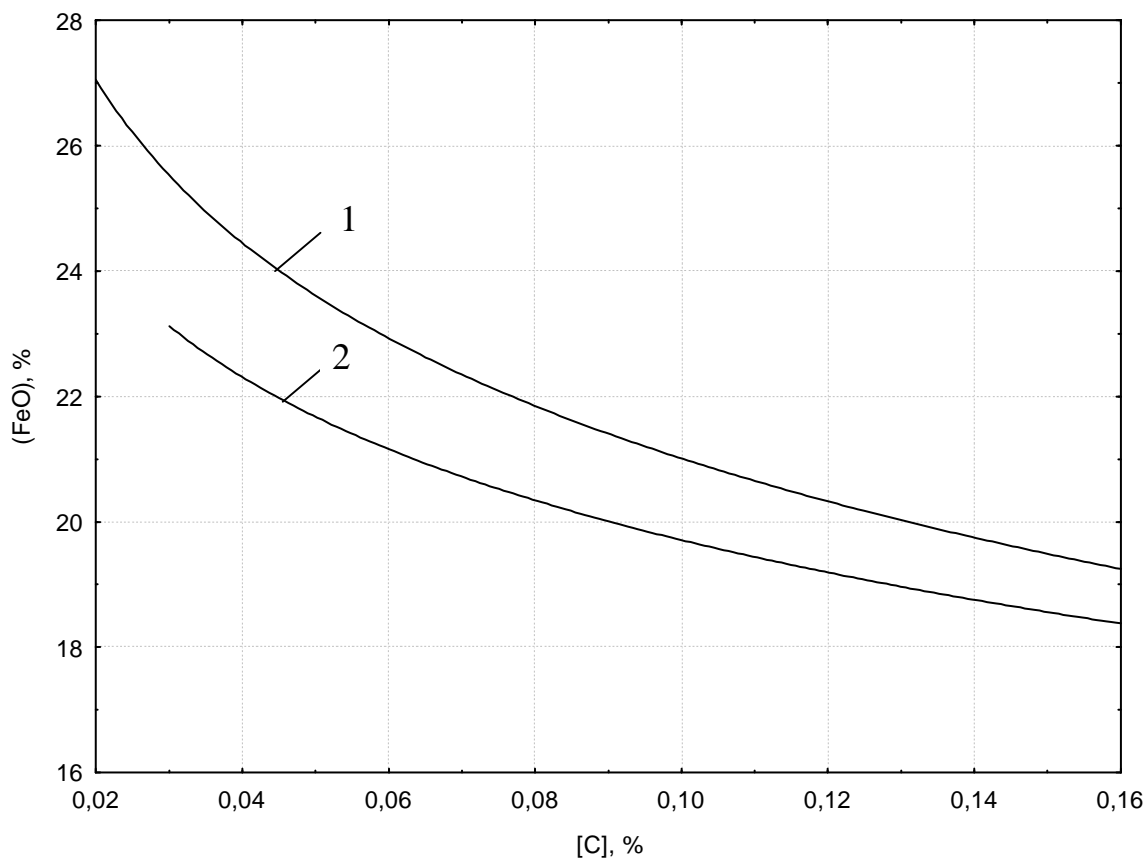
Таблица 3 – Средний химический состав готовой стали по цветным металлам, %

	Лом	ГБЖ	Уменьшение содержания компонента, %	Относительное уменьшение содержания компонента, %
Cr	0,0230	0,0170	0,0060	26,09
Ni	0,0160	0,0120	0,0040	25,00
Cu	0,0210	0,0140	0,0070	33,33
Ti	0,0015	0,0009	0,0006	40,00
Mo	0,0028	0,0024	0,0004	14,28
V	0,0028	0,0021	0,0007	25,00
Nb	0,0036	0,0011	0,0025	69,44
Sn	0,0015	0,0011	0,0004	26,67
Σ	0,0722	0,0506	0,0216	29,92

На рисунке 1 указано изменение содержания (FeO) в зависимости от конечного содержания углерода в металле, характерное для двух сравниваемых процессов. Как видим, (FeO) с применением брикетов в среднем на 0,97 % ниже чем при работе на металлическом скрапе. Такой характер поведения (FeO) может быть связан с частичным диффузионным раскислением шлака углеродом, содержащимся в брикетах, а также частичным восстановлением оксидов железа брикетов, которое происходит с поглощением тепла. На основании величины коэффициента распределения кислорода между шлаком и металлом можно утверждать, что снижение температуры расплава будет способствовать меньшей растворимости кислорода в металле, а следовательно снижению (FeO) [3]. Однако, для более точного описания этого процесса необходимо полностью проанализировать тепловую сторону плавки. С другой стороны снижение содержания (FeO) в шлаке вероятно связано с повышением интенсивности перемешивания конвертерной ванны благодаря уменьшению времени расплавления ГБЖ по сравнению со стальным скрапом и более длительным периодом нахождения расплава в жидком состоянии.

Анализ опытных данных показывает, что среднее количество шлака при использовании ГБЖ на 3,5 т превышает аналогичный показатель для случая работы на стальном скрапе. Учитывая средний расход ГБЖ, составляющий 30 т, а также содержащихся в нем 14 % шлакообразующих примесей эта разница должна составлять около 4,2 т. На основании этого можно предположить, что 0,7 т это количество оксидов железа восстановленных и перешедших в металл. Таким образом, из всего ко-

личества железа содержащегося в оксидах ГБЖ (1,8 т), 1,1 т переходит в шлак, а остальное – восстанавливается, тем самым повышая выход годного на 0,54 %. Остальное повышение выхода годного может быть объяснено меньшим угаром примесей из-за более холодного хода процесса.



1 – использование стального скрапа; 2 – использование ГБЖ

Рисунок 1– Зависимость окисленности шлака от содержания углерода перед раскислением при использовании

Таким образом, горячебрикетированное железо может быть использовано в конвертерном производстве как для замены стального скрапа так и по ходу продувки в качестве охлаждающей добавки.

Полная замена стального скрапа на ГБЖ позволяет:

- улучшить прогнозируемость хода конвертерной плавки и химического состава получаемого продукта в связи со стабильным химическим составом ГБЖ;
- повысить выход жидкой стали;
- снизить окисленность металла и шлака на выпуске из конвертера;
- снизить содержание в стали цветных металлов

Библиографический список

1. Поживанов М.А., Шахпазов Е.Ф., Свяжгин А.Г. *Выплавка стали для автолиста*. – М.: Интерконтакт Наука, 2006. – 166 с.

2. Кузнецов Д.Ю. *Термодинамический анализ процессов насыщения кремнием автолистовых сталей при внепечной обработке их на установке ковш-печь* / Д.Ю. Кузнецов, С.В. Куберский, Д.Б. Васильев // *Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета*. – Алчевск: ДонГТУ, 2008. – № 27. – С. 317 – 323.

3. Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С. *Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: Підручни.* – Дніпропетровськ: РВА»Дніпро-ВАЛ», 2004. – 454 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*Кубышкина И.А.,
Базарова Е.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина),
Барташ И.А.
(ОАО «ЕМЗ», г. Енакиево, Украина)*

ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕТАЛЕЙ МАШИН ПРИ ПОМОЩИ SOLID WORKS

Наведені результати застосування механізму модифікації форми деталі та механізму модифікації (перебудови) креслень деталей, які закладено у параметричній системі Solid Works, що використовуються в процесі створення виробів подібної форми.

Ключові слова: *геометричне моделювання, конфігурація, тривимірна модель, креслення деталі.*

Приведены результаты применения механизма модификации формы детали и механизма модификации (перестройки) чертежей детали, заложенных в параметрической системе Solid Works, используемых в процессе создания изделий подобной формы.

Ключевые слова: *геометрическое моделирование, конфигурация, трехмерная модель, модификация, чертеж детали.*

Повышение эффективности конструкторского труда, сокращение сроков научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ наряду с повышением сложности проектируемых объектов – основное направление на пути развития и увеличения прибыльности любого предприятия [1].

Современный уровень развития человечества позволяет в разных областях промышленности и строительства создавать системы автоматизированного проектирования (САПР) – человеко-машинные системы, которые дают возможность на основе ЭВМ автоматизировать определенные функции, выполняемые проектировщиком, с целью повышения темпов и качества проектирования. Особенно эффективно применение САПР на начальных стадиях проектирования машин и сооружений, когда формируются основные конструктивные, технологические, экономические и другие характеристики будущего объекта. Кроме того, САПР предусматривает также комплексную автоматизацию процесса проектирования вплоть до выпуска проектно-графической документации [1, 2].

Статистические исследования ряда машиностроительных и станкостроительных предприятий показывают, что в прямых затратах времени, которые непосредственно соответствуют процессу конструирования, чертежные работы составляют более 30%, тогда как творческие элементы проектных работ – только 15%.

Автоматизация "рутинных" операций освобождает конструктора для творческой деятельности и повышает производительность процесса проектирования на оформительских этапах работ [1, 2].

Тем не менее, отметим что, проблема автоматизации отдельных однообразных операций, выполняемых в процессе изготовления изделия, не до конца решена и остается актуальной на данном этапе развития промышленности.

Одним из широко используемых в мировой практике программных продуктов САПР является параметрическая система Solid Works. Однако заметим, что большие возможности данной программы [3], несмотря на известные случаи использования в отечественной промышленности, не до конца изучены производителями.

Перед данной работой ставится задача более детального изучения возможностей программного продукта Solid Works с целью выявления определенных механизмов и команд, позволяющих автоматизировать отдельные однообразные операции процесса изготовления промышленной продукции.

Одним из важнейших инструментальных средств современных систем автоматизированного проектирования является механизм модификации (перестройки) чертежей. Основой для реализации подобного механизма модификации формы детали есть параметрическая модель (описание) изображения (чертежа). В такой модели параметры всех без исключения графических компонентов чертежа представлены в виде функции от набора размерных обозначений, установленных на чертеже, или в виде численного значения этой функции [4].

При создании подобных изделий, когда все размеры детали зависят от одного или двух размеров, целесообразно использовать систему Solid Works, которая в настоящее время завоевывает крепкие позиции на металлургических и машиностроительных предприятиях. В случае создания зубчатого колеса главными параметрами является модуль и количество зубьев. Выразив размеры основных конструктивных элементов колеса в виде уравнений, включающих главные параметры, можно получить универсальную математическую модель зубчатого колеса.

На рисунке 2 в качестве примера приведено построение зубчатого колеса с модулем $m=5\text{мм}$.

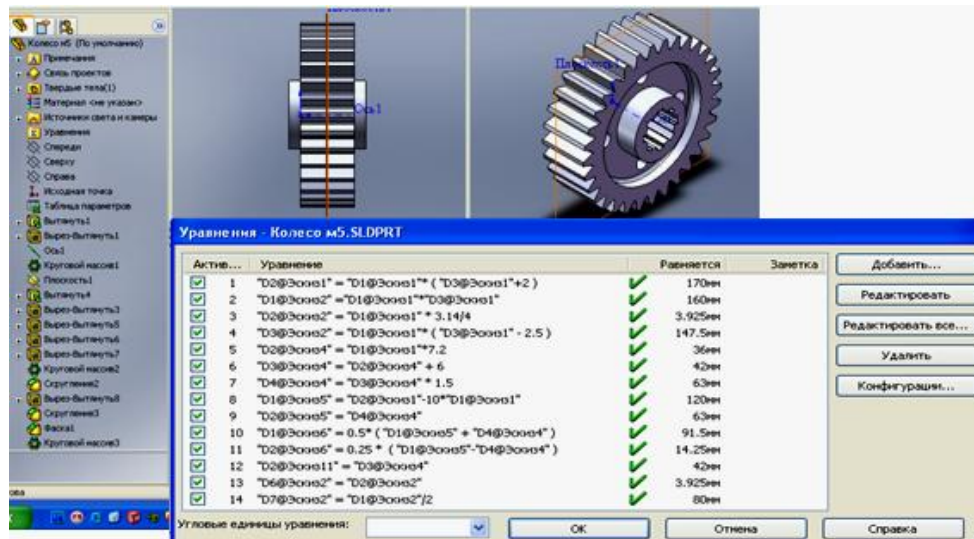


Рисунок 2 – Создание модели зубчатого колеса в Solid Works при помощи команды **Уравнения**

После записи уравнений, изменяя значение модуля, происходит автоматическое перестраивание модели. Новые конфигурации, полученные в результате использования команды **Уравнения** изображены на рисунке 3.

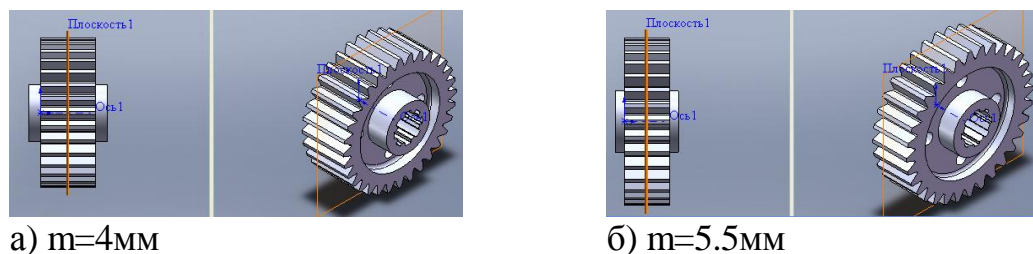


Рисунок 3 – Полученные конфигурации зубчатого колеса

В процессе конструирования механизмов и машин довольно часто приходится создавать несколько вариантов детали или сборки. Между собой эти варианты могут различаться размерами, наличием или отсутствием некоторых элементов детали и других параметров. Такие варианты одной детали или сборки в Solid Works могут сохраняться в одном документе и называются конфигурациями.

Для создания, выбора и просмотра разных конфигураций детали или сборки в Solid Works существует **Менеджер конфигураций**. С помощью **Менеджера конфигурации** можно выполнить следующие процедуры: 1) создавать (прибавлять) новые конфигурации; 2) редактировать свойства существующих конфигураций; 3) выбирать и пересматривать конфигурации; 4) удалять ненужные конфигурации [4].

В Solid Works существует два способа создания конфигураций: ручную или при помощи таблицы параметров.

В первом случае новые конфигурации создаются копированием исходной детали с последующим ее редактированием. В качестве примера исходной детали на рисунке 4 представлена модель вала, различные конфигурации которой, созданные вручную, изображены на рисунке 5.

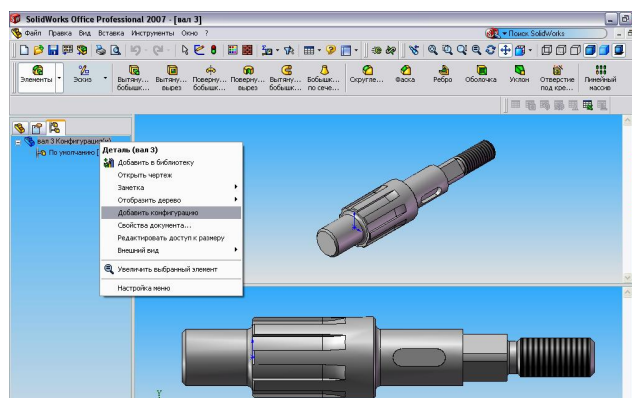


Рисунок 4 – Исходная модель вала

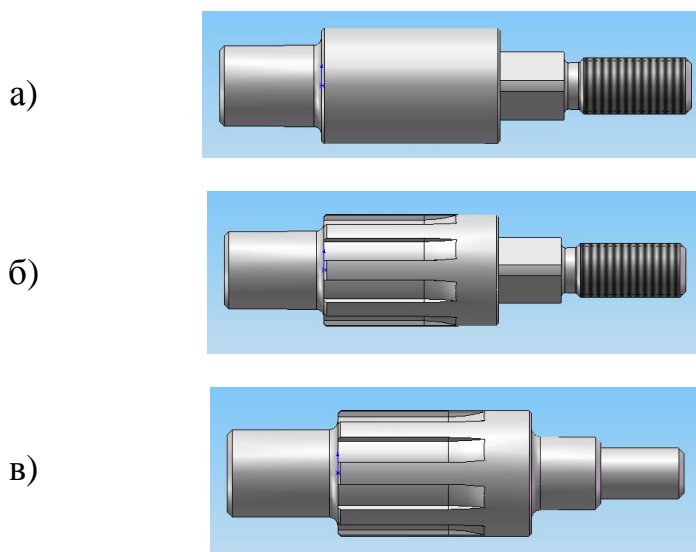


Рисунок 5 – Различные конфигурации вала, созданные вручную

При создании конфигурации при помощи таблицы параметров можно создавать несколько конфигураций деталей или сборок путем задания параметров во встроенной таблице Microsoft Excel. В таблицах

параметров можно управлять размерами, состоянием погашения некоторых элементов детали, параметрами конфигурации.

Примером могут служить несколько конфигураций для болта с шестигранной головкой, отличающиеся между собой лишь длиной цилиндрической части. У исходного болта, представленного на рисунке 6 цилиндрическая часть имеет длину 40 мм. Новые конфигурации болтов, изображенные на рисунке 7, имеют цилиндрическую часть длиной 50, 60 и 30 мм соответственно.

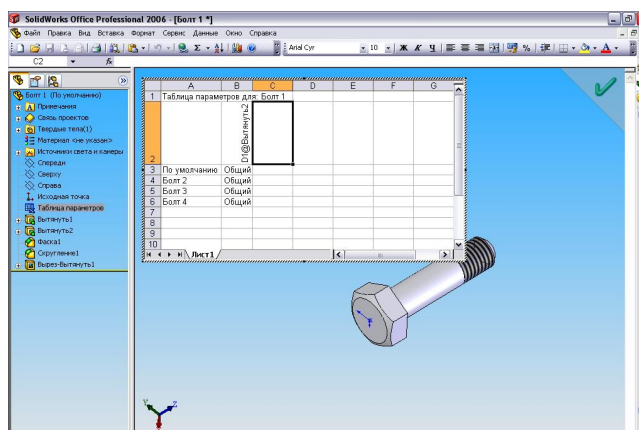
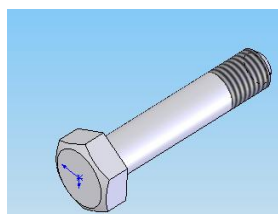
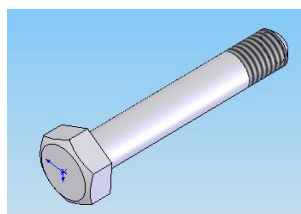


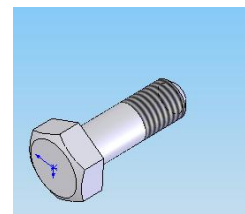
Рисунок 6 – Использование таблицы параметров



длина болта 50 мм



длина болта 60 мм



длина болта 30 мм.

Рисунок 7 – Конфигурации болтов, созданные при помощи таблицы параметров

В заключение скажем несколько слов о внедрении рассмотренного материала в учебный процесс при изучении начертательной геометрии и инженерной графики.

При организации обучения и подготовки специалистов нужно учитывать способность разных людей к освоению компьютерных технологий [5, 6]. Существует категория пользователей, которая с удовлетворением осваивает новые технологии. Для таких людей характерно постоянное стремление к совершенству. Они легко, практически без проблем справ-

ляются с любым программным продуктом. Такие студенты могут самостоятельно осваивать новые программные продукты. Однако наряду с такими пользователями встречаются и люди со средними способностями к обучению, для которых характерно желание изучать новые возможности уже знакомых им программных продуктов или новые приложения, но только когда эти знания излагаются преподавателем или другим наставником. Бывают, к сожалению, и случаи, когда у пользователей практически отсутствуют привычки и желания чему-нибудь учиться. Они почти не приемлют нового, и оно им обычно с трудом дается.

Учитывая выше сказанное, отметим что, в процессе обучения прежде всего необходимо обращать внимание на те преимущества, которые дают новые технологии, чтобы тем самым заинтересовать студентов к изучению предлагаемого материала.

Студентам было предложено сопоставить трудоемкость построения наглядного изображения геометрической фигуры – пирамиды двумя способами: с помощью классических чертежных инструментов методом ортогонального проецирования и используя геометрическое моделирование с применением программного пакета Solid Works.

На рисунке 8 а) изображена прямоугольная изометрия пирамиды, выполненная традиционным способом. На построение этого чертежа студент затрачивает около трех часов времени, при этом наблюдается низкая точность построения, загромождение дополнительными линиями.

Выполняя данное задание в системе Solid Works, мы получили наглядную трехмерную модель пирамиды с требуемой точностью (рисунок 8, б). На выполнение модели затрачено 20 минут. На построение чертежа (рисунок 8, в) с модели необходимо около 10 минут.

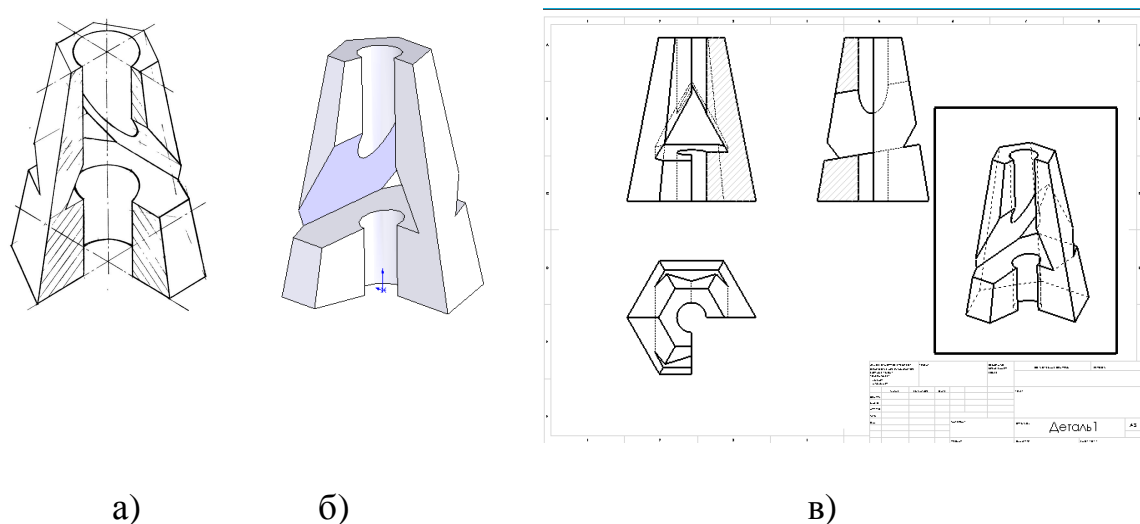


Рисунок 8 – Построение геометрического тела с двойным проецированием

В данной работе отображен современный уровень развития компьютерных технологий, который позволяет создавать пространственные модели объектов с практически неограниченными возможностями, обеспечивая большую достоверность решения геометрических и других задач для пространственной модели при помощи системы Solid Works.

Рассмотренные в статье механизм модификации формы детали и механизм модификации (перестройки) чертежей детали позволяют автоматизировать и тем самым значительно ускорить процесс создания изделий, содержащих однотипные детали. Кроме того, использование компьютерного моделирования в комплексе с параметрической системой Solid Works при изучении инженерной графики повышает заинтересованность студентов к изучаемой дисциплине и позволяет подготовить специалистов высокого уровня, востребованных на рынке труда.

Библиографический список

1. О. Зыков. *Промышленная автоматизация: движение от САПР к PLM // САПР и графика. Специальный выпуск/2005 – М.: Компьютер-Пресс, 2005. – С. 8-11.*

2. Орлова Л. *Внедрение САПР: опыт свой и чужой / Л.Орлова. // Компьютерное проектирование и технический документооборот. - 2008. - №1(4).- С.20-25.*

3. В. Севастьянов. *Solid Works 2008: новый этап в развитии объемного проектирования // КПД. Компьютерное проектирование и технический документооборот. – К., 2008. - №1(4). – С. 26-35.*

4. Алямовский А.А. и др. *Solid Works. Компьютерное моделирование в инженерной практике./ А.А. Алямовский, А.А. Собачкин, Е.В.Одинцов. – СПб.: БХВ – Петербург.2005. – 800с.*

5. Чуприн А. *Обучение как средство повышения производительности инженерного труда / А.Чуприн. //КПД. Компьютерное проектирование и технический документооборот. – К., 2007. - №3.- С.58-61.*

6. Чуприн А. *Обучение как средство повышения производительности инженерного труда / А.Чуприн. // КПД. Компьютерное проектирование и технический документооборот. – К., 2008. - №1(4).- С.50-57.*

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

*Данько Н.А.,
Сова И.О.,
Пронина О.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕТАЛЕЙ МАШИН ПРИ ПОМОЩИ КОМПАС – 3D

Розроблена методика викладу теоретичного матеріалу та виконання студентських практичних робіт, пов'язаних з проектуванням машин і механізмів металургійного обладнання з використанням системи КОМПАС-3D.

Ключові слова: *проектування машин, модель деталі, конструкторська документація, навчальний процес.*

Разработана методика изложения теоретического материала и выполнения студенческих практических работ, связанных с проектированием машин и механизмов металлургического оборудования с использованием системы КОМПАС-3D.

Ключевые слова: *проектирование машин, модель детали, конструкторская документация, учебный процесс.*

Рост объемов проектно-конструкторских работ, повышение сложности проектируемых объектов, в том числе металлургического машиностроения, потребность в улучшении качества при снижении сроков проектирования делают важным переход на автоматизированное выполнение проектно-конструкторских работ с использованием современных САПР и связанных с ними периферийных устройств.

На «рутинные» процедуры приходится большая часть временных затрат в процессе проектирования, причем разработка рабочих чертежей остается «рутинной» работой независимо от вида и организации проектирования почти на всех предприятиях машиностроения. Поэтому первым направлением рационализации процесса проектирования остается стремление автоматизировать механические этапы с помощью средств вычислительной техники. Вопрос подготовки специалистов, владеющих САПР, до конца не решен и до сих пор актуален.

Анализ отечественных и зарубежных исследований и разработок показывает, что большое внимание уделяется вопросам повышения эффективности конструкторского труда [1-3], в то время как студенты на-

чальных курсов не всегда имеют возможность изучать современные информационные технологии.

Целью данной работы является разработка методики изложения теоретического материала и выполнения студенческих практических работ, связанных с проектированием машин и механизмов металлургического оборудования с использованием системы КОМПАС-3D.

Система КОМПАС-3D предназначена для создания трехмерных параметрических моделей отдельных деталей и сборочных единиц, содержащих как типичные, так и нестандартные, уникальные конструктивные элементы. Параметризация позволяет быстро получать модели типовых изделий на основе однажды спроектированного прототипа.

Область применения КОМПАС-3D определяется основным набором задач, которые он призван решать:

- моделирование изделий с целью создания конструкторской и технологической документации, необходимой для их выпуска (сборочных чертежей, спецификаций, детализовок и т.д.),

- моделирование изделий с целью расчета их геометрических и массо-центровочных характеристик,

- моделирование изделий для передачи геометрии в расчетные пакеты,

- моделирование деталей для передачи геометрии в пакеты разработки управляющих программ для оборудования с ЧПУ,

- создание изометрических изображений изделий (например, для составления каталогов, создания иллюстраций к технической документации и т.д.).

Детали

Модель детали является отдельным типом документа системы КОМПАС.

Общепринятым порядком моделирования твердого тела является последовательное выполнение булевых операций (сложения и вычитания) над объемными примитивами (сферами, призмами, цилиндрами, конусами, пирамидами и т.д.).

В КОМПАС-3D объемные примитивы образуются путем выполнения такого перемещения плоской фигуры в пространстве, след от которого определяет форму примитива (например, поворот окружности вокруг оси образует сферу, а смещение многоугольника — призму).

Плоская фигура, на основе которой образуется тело, называется эскизом, а формообразующее перемещение эскиза — операцией.

Эскизы

Эскиз изображается на плоскости стандартными средствами. При этом доступны все команды построения и редактирования изображения, команды параметризации и сервисные возможности. Единствен-

ным исключением является невозможность ввода некоторых технологических обозначений и объектов оформления.

Операции

Проектирование детали начинается с создания базового тела путем выполнения операции над эскизом (или несколькими эскизами). При этом доступны следующие типы операций:

- вращение эскиза вокруг оси, лежащей в плоскости эскиза,
- выдавливание эскиза в направлении, перпендикулярном плоскости эскиза,
- кинематическая операция — перемещение эскиза вдоль указанной направляющей,
- построение тела по нескольким сечениям-эскизам.

Каждая операция имеет дополнительные опции:

- При вращении эскиза можно задать угол и направление поворота относительно плоскости эскиза и выбрать тип тела — тороид или сфероид (если контур эскиза не замкнут).

- При выдавливании эскиза можно задать расстояние и направление выдавливания относительно плоскости эскиза и при необходимости ввести угол уклона.

- При выполнении кинематической операции можно задать ориентацию образующей относительно направляющей (сохранение нормали, угла наклона или ортогональности).

- При построении тела по сечениям можно указать, требуется ли замыкать построенное тело.

- Во всех типах операций можно включить опцию создания тонкостенной оболочки и задать толщину и направление построения стенки — внутрь, наружу или в обе стороны от поверхности тела, образованного операцией.

Сборки

Модель сборки является отдельным типом документа системы КОМПАС.

Сборка состоит из отдельных деталей и подборок (которые, в свою очередь, также могут состоять из деталей и подборок). Проектирование сборки ведется «сверху вниз»; каждая новая деталь моделируется на основе уже имеющихся деталей (обстановки) с использованием параметрических взаимосвязей.

Детали и подборы могут создаваться непосредственно в сборке или вставляться в нее из существующего файла. Кроме разработанных пользователем (уникальных) моделей, компонентами сборки могут быть стандартные изделия (крепеж, опоры валов и т.д.), библиотека которых входит в комплект поставки системы.

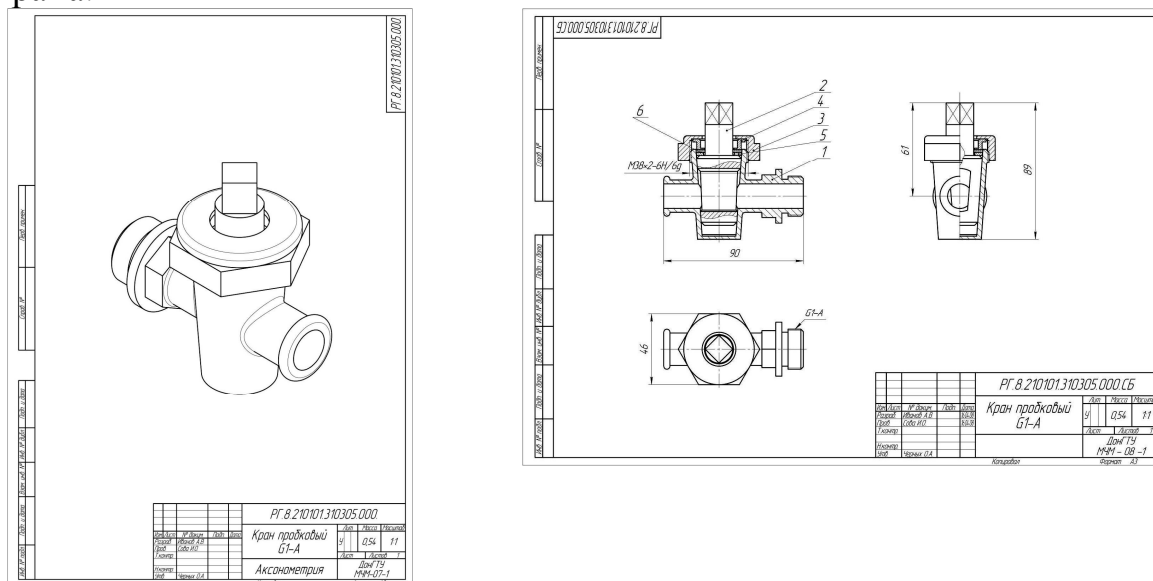
Взаимное положение компонентов сборки задается путем указания сопряжений между ними. В системе доступны разнообразные типы сопряжений: совпадение, параллельность или перпендикулярность граней и ребер, расположение объектов на расстоянии или под углом друг к другу, концентричность, касание. Процесс формирования сборки как бы повторяет действия слесаря-сборщика. Каждая деталь последовательными действиями «приставляется» к соседним деталям и подсборкам.

Компонент сборки можно свободно перемещать и поворачивать мышью, если этому не препятствуют сопряжения, в которых участвует компонент (например, втулку, концентрично установленную в отверстие, можно вращать вокруг оси и перемещать вдоль оси). Компонент можно также зафиксировать в текущем положении; вращение и перемещение зафиксированного компонента невозможно.

Любое сопряжение может быть удалено или отредактировано.

Несколько компонентов (деталей и подсборок) могут объединяться в новую подсборку.

На рисунке 1 приведена модель и сборочный чертеж пробкового крана.



а)

б)

Рисунок 1 – Модель (а) и сборочный чертеж (б) пробкового крана в системе КОМПАС – 3D

Выпуск конструкторской документации

Система КОМПАС-3D предназначена для автоматизации проектно-конструкторских работ в различных отраслях деятельности. Она успешно используется в машиностроении, архитектуре, строительстве, составлении планов и схем — везде, где необходимо разрабатывать и выпускать графические и текстовые документы.

Графические документы

Графический редактор позволяет разрабатывать и выпускать различные документы — эскизы, чертежи, схемы, плакаты и т.д. В системе предусмотрены два вида графических документов — чертежи и фрагменты.

Чертеж обладает рамкой и основной надписью, в нем можно создавать до 255 видов (проекций, разрезов, сечений), имеющих разный масштаб изображения. На листе чертежа могут быть размещены спецификация, технические требования, знак неуказанной шероховатости. Фрагмент содержит изображение в натуральную величину без элементов оформления (рамки, технических требований и т.п.).

Любой вид чертежа или фрагмент может содержать до 255 слоев, каждый из которых можно делать текущим или недоступным для редактирования или невидимым.

Спецификации

Модуль проектирования спецификаций позволяет выпускать разнообразные спецификации, ведомости и прочие табличные документы.

Если в сборочный чертеж вставлены изображения стандартных элементов из Машиностроительной библиотеки, то информация о них передается в спецификацию.

Пример выполненных чертежей с применением системы КОМПАС – 3D приведен на рисунке 1.

Современное производство требует от инженера – электротехника решения самых сложных задач. Необходимость рациональной и эргономичной компоновки аппаратов в шкафах и пультах управления, широкий спектр различных комплектующих, высокая динамика проектирования новых изделий — вот особенности современного предприятия. Отличными помощниками инженера – электротехника являются новые электронные инструменты.

Таким образом, предлагаемая методика использования системы КОМПАС – 3D при изучении курса инженерной графики в процессе подготовки специалистов металлургической и машиностроительной отраслей позволит повысить качество обучения.

Библиографический список

1. Орлова Л. Внедрение САПР: опыт свой и чужой / Л.Орлова. // Компьютерное проектирование и технический документооборот. – 2008. - №1(4).- С.20-25.

2. Решения АСКОН, 2006. Конструкторская подготовка производства в машиностроении и металлообработке.

3. КОМПАС -3D V9: новые возможности.

[CAD/CAM/CAE/200701_Observer_Kompas3D_V9.pdf](#)

Рекомендовано к печати д.т.н, проф. Луценко В.А.

*Данько А.В.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИ АСИММЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКЕ

Проведено експериментальне дослідження коефіцієнта напруженого стану при кінематично асиметричній прокатці методом фізичного моделювання. Одержано регресійну залежність цього параметра від ступеня деформації і ступеня кінематичної асиметрії.

***Ключові слова:** асиметрична прокатка, фізичне моделювання, коефіцієнт напруженого стану, регресійна модель.*

Проведено экспериментальное исследование коэффициента напряженного состояния при кинематически асимметричной прокатке методом физического моделирования. Получена регрессионная зависимость этого параметра от степени деформации и степени кинематической асимметрии.

***Ключевые слова:** асимметричная прокатка, физическое моделирование, коэффициент напряженного состояния, регрессионная модель.*

Повышение точности прокатки листов и полос продолжает оставаться одной из наиболее актуальных проблем листопрокатного производства. В настоящее время эта проблема в основном решается путем создания разнообразных систем противоизгиба, сдвига или перекрещивания валков [1]. Все эти способы связаны с установкой нового оборудования или со значительными изменениями в существующем, что требует больших затрат. Альтернативным подходом является регулирование силы прокатки - фактора, непосредственно влияющим на упругие деформации элементов валковой системы, следовательно, на точность проката.

Одним из самых доступных и достаточно эффективных способов регулирования силы прокатки без изменений в конструкции рабочих клеток является кинематически асимметричная прокатка (КАП) [2]. При прокатке кинематическая асимметрия создается рассогласованием скоростей рабочих валков. В результате, как это установлено многими исследованиями, сила прокатки уменьшается пропорционально степени кинематической асимметрии K_v , под которой понимается отношение линейных скоростей ведущего и ведомого валков [3-5].

Для достижения высокой точности результатов необходимо знать, как зависит сила прокатки P от K_v при прокатке листов разных толщин с

разными степенями деформации, и иметь количественные зависимости для определения K_V в зависимости от требуемой величины изменения P .

В настоящее время известно много исследований технологических параметров, в т.ч. и энергосиловых, при асимметричной прокатке на толстолистовых станах [6÷8]. Однако приведенные в них зависимости не учитывают многих факторов, влияющих на силу прокатки, и поэтому мало пригодны для теоретического анализа. Кроме того, их не всегда можно применить на других станах, т.к. получены они без соблюдения условий подобия, а некоторые для своего использования требуют знания величины моментов на валках или токов главных двигателей. Поэтому возникла необходимость в дальнейших исследованиях, которые были проведены методом физического моделирования на свинце марки С1 [9]. В результате была получена зависимость относительного изменения силы прокатки $\Delta P/P$ от степени деформации ε и K_V при условиях, характерных для прокатки в чистовых клетях ТЛС. Однако для теоретических расчетов режимов прокатки удобнее использовать не $\Delta P/P$, а коэффициент напряженного состояния n_σ , поскольку кинематическая асимметрия влияет на P вследствие изменения напряженного состояния.

Поэтому задача данной работы состояла в том, чтобы используя экспериментальные данные [9], получить зависимость коэффициента напряженного состояния от ε и K_V , пригодную для использования в промышленных условиях.

В соответствии с данными работы [9] дисперсия эксперимента по определению силы прокатки при КАП равна 0,2469, абсолютная погрешность (с $p = 0,95$) равна 0,1114 кН, средняя относительная – 1,62%. Проверка воспроизводимости эксперимента по критерию Кохрена со стандартной доверительной вероятностью 0,95 показала, что данные воспроизводимы. Следовательно, дисперсия помех в эксперименте была постоянной и это дает возможность проводить регрессионный анализ полученных данных.

Для определения n_σ нужно знать величину сопротивления деформации свинца σ_n при тех ε и u , которые имели место в каждом опыте. В литературе имеются реологические данные свинца марки С1, полученные на пластометре [10]. Однако эти кривые получены при температурах 15 и 30⁰С. Поскольку наш эксперимент проводился при температуре 22⁰С, то данные работы [10] были интерполированы к указанной температуре. В результате интерполяции исходных данных, выполненной при помощи программы «Statistica», была получена зависимость σ_n от степени деформации ε и скорости деформации u :

$$\sigma_n = 2,0279 + 49,32\varepsilon + 4,4181 u - 59,0387\varepsilon^2 + 1,168 \varepsilon u - 0,2538 u^2 \quad (1)$$

Дисперсия неадекватности зависимости (1) $S^2(\sigma_{и}) = 5,385$. Абсолютная погрешность определения $\sigma_{и}$ равна 0,42 МПа, средняя относительная при $r = 0,95 - 2,1\%$. Коэффициент множественной корреляции $R = 0,838$. График данной зависимости приведен на рисунке 1.

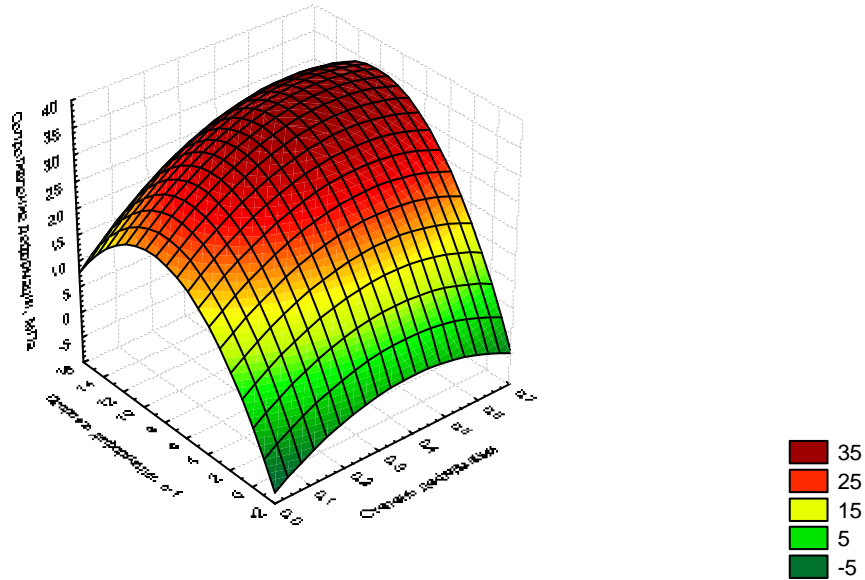


Рисунок 1 – Зависимость сопротивления деформации свинца марки С1 от степени и скорости деформации

По (1) было найдено $\sigma_{и}$ в каждом опыте и коэффициент n_{σ} как результат деления $r_{ср}$ на $\sigma_{и}$. Это позволило рассчитать n_{σ} . На рисунке 2 показано, как меняется коэффициент напряженного состояния при изменении ϵ и степени рассогласования скоростей валков.

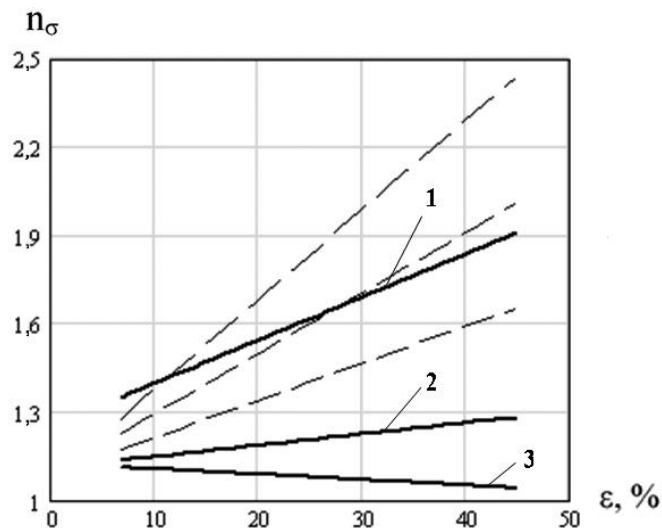


Рисунок 2 – Изменение коэффициента напряженного состояния от степени деформации и рассогласования скоростей валков:

1 - $K_v = 1,0$; 2 - $K_v = 1,08$; 3 - $K_v = 1,16$.

На этом же рисунке пунктирными линиями показано изменение n_σ по А.Королеву [11] при симметричной прокатке с коэффициентами трения от 0,23 (нижняя линия) до 0,38 (верхняя линия). Значения коэффициента трения взяты по данным работы [12], при прокатке свинца в стальных валках, с шероховатостью по 7 классу без смазки, т.е. для условий, в которых проводился эксперимент. Из рисунка 2 видно, что при $K_V = 1$ имеет место достаточно хорошее соответствие формуле А.Королева.

Видно также, что рассогласование валков существенно уменьшает коэффициент напряженного состояния. Однако влияние степени деформации при этом ослабевает, а при $K_V = 1,16$ с увеличением ε происходит некоторое снижение n_σ . Следовательно, эффект кинематической асимметрии не только в большей степени проявляется при больших обжатиях, но и компенсирует увеличение степени деформации. Если уменьшение силы прокатки при рассогласовании скоростей валков происходит за счет снижения продольных подпирющих напряжений σ_x , то это явление можно объяснить тем, что при увеличении K_V происходит уменьшение σ_x , и если это уменьшение опережает рост сжимающих напряжений σ_y , возникающий при увеличении ε , то коэффициент n_σ уменьшается.

В результате регрессионного анализа экспериментальных данных получена эмпирическая зависимость коэффициента n_σ от степени деформации ε и степени рассогласования скоростей валков K_V :

$$n_\sigma = 27,486 + 16,973 \varepsilon - 8,842 \varepsilon^2 - 49,039 K_V - 11,269 \varepsilon K_V + 22,425 K_V^2 .$$

Коэффициент множественной корреляции $R = 0,944$. Дисперсия неадекватности равна 0,0094. Абсолютная погрешность определения отклика равна 0,0282, средняя относительная (при $p = 0,95$) 2,17% в исследованном диапазоне изменения факторов: $\varepsilon = 8 \div 40\%$, $K_V = 1 \div 1,16$.

Для проверки значимости были найдены величины t-критерия Стьюдента для свободного члена и коэффициентов регрессии: $t_0 = 4,0115$; $t_1 = 6,4876$, $t_2 = -5,4800$, $t_3 = -3,8674$, $t_4 = 3,8279$, $t_5 = -5,0042$. Проверка значимости была осуществлена по критерию Стьюдента:

$$t_i \geq |t_{f,\alpha}^T| = t_{24; 0,05}^T = 1,7109,$$

где $t_{f,\alpha}^T$ – табличное значение критерия Стьюдента при числе степеней свободы $f = N(m-1) = 12(3-1)$ и уровне значимости $\alpha = 5\%$.

Следовательно, все коэффициенты регрессии и свободный член значимы, и поэтому все факторы существенно влияют на отклик. Про-

верка адекватности регрессионной модели была выполнена по критерию Фишера. Установлено, что полиномиальная модель адекватна с вероятностью $p = 0,95$.

Представляет интерес значимость парного эффекта εK_V , означающая, что интенсивность влияния ε и K_V в отдельности зависит от уровня другого фактора. Так как парный эффект имеет знак минус, то при переходе ε со своего нижнего уровня на верхний усиливается отрицательное влияние K_V в виде снижения силы прокатки, что согласуется с рисунком 2.

Как известно, величина коэффициентов регрессии зависит не только от степени влияния фактора на отклик, но и от их размерности. Чтобы установить относительную интенсивность влияния каждого из них на n_σ , нашли нормированные коэффициенты регрессии. В нормированном виде зависимость n_σ такова:

$$n_\sigma = 7,171 \varepsilon - 1,811\varepsilon^2 - 11,48 K_V + 11,348K_V^2 - 5,151\varepsilon K_V. \quad (2)$$

По (2) видно, что в исследованном диапазоне наибольшее влияние на отклик оказывает степень асимметрии K_V , а ε является следующим по силе влияния фактором.

Полученная зависимость удовлетворяет требованию 1-й теоремы подобия о представлении данных модельного эксперимента в виде безразмерных критериев подобия и поэтому может быть использована в промышленных условиях. Зная отклонение силы прокатки от требуемых значений, можно по ней найти ту величину K_V , при которой сила прокатки уменьшится до требуемого уровня.

Выводы.

В результате экспериментального исследования влияния степени скоростной асимметрии и степени деформации на силу прокатки установлено, что эффект кинематической асимметрии увеличивается с увеличением степени деформации и при кинематически асимметричной прокатке влияние степени деформации на коэффициент напряженного состояния существенно меньше, чем при симметричной. Наибольшее влияние на этот параметр оказывает степень рассогласования скоростей валков. Получена регрессионная зависимость коэффициента напряженного состояния от параметров очага деформации и рассогласования скоростей валков, пригодная для использования в промышленных условиях.

Библиографический список

1. Грудев А. П. *Технология прокатного производства* / А. П. Грудев, Л. Ф. Машкин, М. И. Ханин. – М. : *Металлургия*, 1994. – 651 с. : ил.
2. Пименов А. Ф. *Асимметричные процессы прокатки – анализ, способы и перспективы применения* / А. Ф. Пименов, В. Н. Скороходов, А. И. Трайно и др. // *Сталь*. – М. 1982. – № 1. – С. 53–56.
3. Бровман М. Я. *Исследование асимметричной прокатки. Сообщение 1* / М. Я. Бровман // *Изв. вузов*. – М. : *Черная металлургия*, 1982. – № 3. – С. 50–53.
4. Бровман М. Я. *Исследование асимметричной прокатки. Сообщение 2.* / М. Я. Бровман // *Изв. вузов*. – М. : *Черная металлургия*, 1982. – № 5. – С. 38–41.
5. Коновалов Ю.В., Будаква А.А., Гончаров В.Е., Завражний А.Н. *Регулирование разнотолщинности листов на толстолистовых станах управлением скоростным режимом прокатки.* // *Металл. и горнорудн. промышленность*, 1987, №1.- С.25÷26.
6. Горелик В.С. *Освоение прокатки толстых листов со скоростной асимметрией на стане 3600.* /В.С.Горелик, А.А.Будаква, П.С.Гринчук и др. // *Сталь*, 1984,- №7.- С.31–33.
7. Митьев А.П. *Силовые параметры асимметричной прокатки толстых листов.*/А.П.Митьев, Э.А.Орнатский, П. С. Гринчук и др.// *Прокатка и термообработка толстого листа: Темат. отр. сб.- М.: Металлургия*, 1986.-С.28-31.
8. Клименко И.В. *Загруженность чистой клетки толстолистового стана 3000 при асимметричной прокатке.*/ И.В.Клименко, В.М.Щербак, А.В.Заря и др. // *Интенсификация производства листовой стали: Темат. отр. сб.- М.: Металлургия*, 1988.-С.37-39.
9. Кулик А. Н. *Влияние кинематической асимметрии на силу прокатки в чистовых клетях ТЛС* / А. Н. Кулик, А. В. Данько, К. Ю. Юрков и др. // *Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні: тем. сб. наук. праць*. – Краматорськ, 2008. – С. 269–273.
10. Шломчак Г.Г. *Основы научных исследований.* Днепропетровск, «Пороги», 2005. – 161с.
11. Василев Я.Д., Сафьян М.М. *Производство полосовой и листовой стали.* К: «Вища школа», 1976. – 191 с.
12. Грудев А.П., Зильберг Ю.В., Тилик В.Т. *Трение и смазки при обработке металлов давлением.* М.,: *Металлургия*, 1982. – 310 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*Бревнов А.А.
(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина)*

ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАДАЧИ ДВИЖЕНИЯ ЗАКРУЧЕННОГО ПОТОКА В КОЛЬЦЕВОМ ЗАЗОРЕ

Розглянуто питання з визначення гідродинамічних параметрів закрученого потоку в кільцевій області з проникною внутрішньою циліндричною поверхнею.

***Ключові слова:** гідродинамічний фільтр, закрутка потоку, поле швидкостей, кільцевий зазор, рівняння Нав'є-Стокса, осьова, радіальна та тангенціальна швидкість, проникна поверхня.*

Рассмотрен вопрос по определению гидродинамических параметров закрученного потока в кольцевой области с проницаемой внутренней цилиндрической поверхностью.

***Ключевые слова:** гидродинамический фильтр, закрутка потока, поле скоростей, кольцевой зазор, уравнения Навье-Стокса, осевая, радиальная и тангенциальная скорость, проницаемая поверхность.*

Потребность в больших объемах технической воды при работе металлургических предприятий представляет серьезную проблему для Донбасского региона. Требуемое количество необходимой для технических нужд воды может быть получено при повторном многократном ее использовании после прохождения через систему очистки.

Это, в свою очередь, предъявляет к очистителям свои требования, основными из которых являются невысокая стоимость и простота обслуживания в сочетании достаточной эффективностью очистки.

В работе [1] обоснована конструкция гидродинамического непоточного фильтра, использующего закрутку потока, в котором улучшение условий гидродинамического фильтрования, может быть достигнуто наличием тангенциальной скорости потока, которая может принимать значения, большие, чем осевая скорость.

В работе [2] представлена схема расчета параметров закрученного течения в кольцевом зазоре с помощью упрощенных уравнений Навье-Стокса, но расчетное скачкообразное изменение формы профилей скорости в начальных сечениях расчетной области является нелогичным и говорит о нефизичности процесса.

Целью исследования является корректировка постановки задачи и описание алгоритма численного расчета закрученного потока в кольцевой области с проницаемой внутренней цилиндрической поверхностью.

Система дифференциальных уравнений, описывающих течение в расчетной области, в соответствии с рисунком 1 выглядит следующим образом [2]:

$$v \frac{\partial u}{\partial r} + u \frac{\partial u}{\partial z} = -\frac{1}{\rho} \frac{dp_1}{dz} + \mathcal{G} \left(\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial u}{\partial r} \right), \quad (1)$$

$$\frac{w^2}{r} = \frac{1}{\rho} \frac{\partial \bar{p}}{\partial r}, \quad (2)$$

$$v \frac{\partial w}{\partial r} + u \frac{\partial w}{\partial z} + \frac{v \cdot w}{r} = \mathcal{G} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial w}{\partial r} + -\frac{w}{r^2} \right), \quad (3)$$

$$\int_{R_1}^{R_2} r \frac{\partial u}{\partial z} dr = R_1 v_1 = -\frac{\lambda}{\mu} p_1 R_1. \quad (4)$$

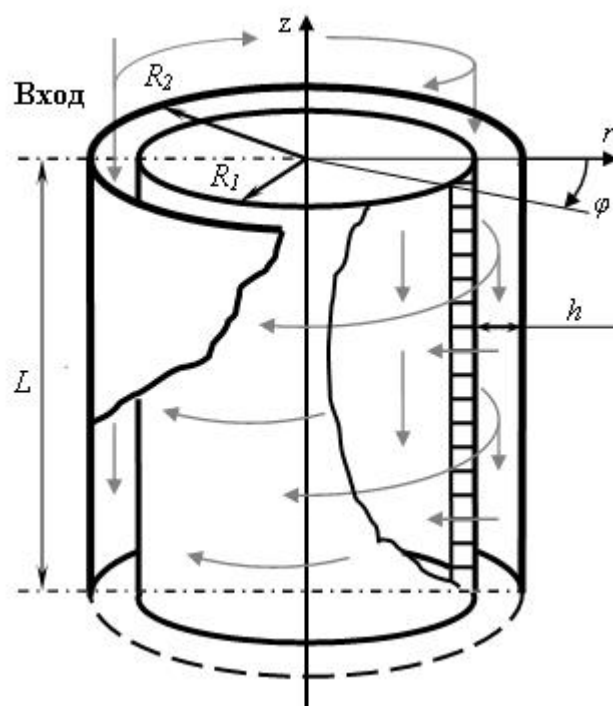


Рисунок 1 – Расчетная схема задачи

На проницаемой и непроницаемой стенках имеем следующие граничные условия:

$$u(R_1) = 0, \quad u(R_2) = 0, \quad (5)$$

$$v(R_1) = v_1, \quad v(R_2) = 0, \quad (6)$$

$$w(R_1) = 0, \quad w(R_2) = 0. \quad (7)$$

В основу решения положен приближенный подход, основанный на сведении уравнений в частных производных к многократному решению ОДУ в итерационном цикле. Особенностью предложенного метода приближенного решения является пошаговое решение в итерационном цикле краевой задачи для обыкновенных дифференциальных уравнений.

Заменив $\frac{\partial u}{\partial z}$, на участке $z_0 \leq z \leq z_0 + \Delta z$ при $z \in [z_0, z_0 + \Delta z]$, разностным выражением $\frac{u - u_0}{\Delta z}$, где $u_0 = u(z_0)$ - осевая скорость на предыдущем шаге, Δz - шаг по продольной координате, дифференциальное уравнение для определения осевой скорости, можно записать для сечения $z = const$ в следующем виде:

$$u'' = u' \cdot \left(\frac{V(r)}{\varrho} - \frac{1}{r} \right) + u^2 \frac{1}{\varrho \cdot \Delta z} - u \frac{u_0}{\varrho \cdot \Delta z} + \frac{1}{\varrho \cdot \rho} \cdot \frac{dp_1}{dz}, \quad (8)$$

где штрихом обозначено дифференцирование по координате r .

Вводя в правую часть (8) значение производной $\frac{dp_1}{dz}$, которое уточняется в итерационном цикле, из решения краевой задачи для ОДУ с граничными условиями (5), определяется распределение осевой скорости в рассматриваемом сечении.

В соответствии с уравнением неразрывности [2]

$$\frac{\partial(ru)}{\partial z} + \frac{\partial(rv)}{\partial r} = 0,$$

можно определить граничные значения производной $\frac{\partial v}{\partial r}$:

$$\left. \frac{\partial v}{\partial r} \right|_{r=R_1} = -\frac{v_1}{R_1}, \quad \left. \frac{\partial v}{\partial r} \right|_{r=R_2} = 0, \quad (9)$$

и аппроксимировать радиальную скорость в начальном сечении по высоте зазора с помощью полинома Эрмита [3]:

$$v(r) = \sum_{k=1}^4 z_k \cdot q_k(r), \quad (10)$$

где коэффициенты аппроксимации принимают значения

$$z_1 = v(R_1), \quad z_2 = v'(R_1), \quad z_3 = v(R_2) = 0, \quad z_4 = v'(R_2) = 0 \quad (11)$$

и выражаются граничными условиями (5)-(7). Базисные функции $q_k(r)$ имеют следующий вид:

$$q_1(r) = \left(1 - \frac{2 \cdot (R_1 - r)}{h} \right) \cdot \frac{(r - R_2)^2}{h^2}, \quad (12)$$

$$q_2(r) = \frac{1}{h^2} (R_1 - r) \cdot (r - R_2)^2, \quad (13)$$

$$q_3(r) = \left(1 + \frac{2 \cdot (R_2 - r)}{h} \right) \cdot \frac{(r - R_2)^2}{h^2}, \quad (14)$$

$$q_4(r) = \frac{1}{h^2} (r - R_2) \cdot (r - R_1)^2. \quad (15)$$

По имеющимся значениям осевой скорости в текущем и предыдущем сечениях и распределению радиальной скорости в предыдущем сечении, используя разностный аналог уравнения неразрывности (4), определяем распределение радиальной скорости в текущем сечении $i = 0, 1, \dots, n_r$, где n_r – число участков разбиения по радиальной координате.

$$v_{i+1} = v_i \cdot \frac{r_i}{r_{i+1}} - \frac{r_i [u(r_i) - u_0(r_i)] + r_{i+1} [u(r_{i+1}) - u_0(r_{i+1})]}{2 \cdot r_{i+1} \cdot \Delta z} \Delta r_i. \quad (16)$$

Аналогичным образом представим уравнение (3) в виде:

$$w'' = \left(\frac{v}{g} - \frac{1}{r} \right) w' + \left(\frac{v}{r \cdot g} + \frac{1}{r^2} \right) w + \frac{u}{g} \cdot \frac{\partial w}{\partial z}. \quad (17)$$

При этом разностное представление для продольного градиента тангенциальной скорости

$$\frac{\partial w}{\partial z} = \frac{w - w_0}{\Delta z}, \quad (18)$$

позволяет уравнение (17) записать в виде:

$$w'' = \left(\frac{v}{g} - \frac{1}{r} \right) w' + \left(\frac{v}{r \cdot g} + \frac{1}{r^2} + \frac{u}{v \cdot \partial z} \right) w - \frac{u}{v} \cdot \frac{w_0}{\Delta z}. \quad (19)$$

В качестве начальных условий принимаем равномерное распределение осевой скорости во входном сечении, распределение радиальной скорости в соответствии с выражением (10) считаем, а тангенциальную скорость считаем распределенной по закону твердого тела, т.е.

$$u(0, r) = \frac{Q}{\pi(R_2^2 - R_1^2)} = const, \quad (20)$$

$$v(0, r) = v_1 \left[1 - \frac{2 \cdot (R_1) - r}{R_2 - R_1} \right] \cdot \frac{(r - R_2)^2}{(R_2 - r_1)^2}, \quad (21)$$

$$w(0, r) = \omega_0 \cdot r. \quad (22)$$

С использованием библиотек математических подпрограмм путем пошагового решения сформулированных краевых задач для системы обыкновенных дифференциальных уравнений можно рассчитать поле осевой, радиальной и тангенциальной скоростей течения жидкости в рассматриваемой зоне, а также изменение давления в расчетной облас-

ти. При этом для определения давления на основе уравнения неразрывности понадобится использование итерационной процедуры.

Сгущение сетки в радиальном направлении целесообразно выполнять таким образом, чтобы отношение двух последовательных шагов сетки было постоянным [4].

$$k = \frac{r^{j+1} - r^j}{r^j - r^{j-1}}. \quad (23)$$

Расчеты проводились на сетке, равномерной по осевой координате, и с переменным шагом по радиусу. Число шагов по осевой координате определяется расчетом при фиксированной, определенной в исходных данных, величине шага. Закон изменения шага по радиусу определяется заданием коэффициента k .

Для реализации численного решения была разработана программа на языке «Фортран» с использованием стандартных подпрограмм из математической библиотеки для решения краевых задач для обыкновенных дифференциальных уравнений на основе конечно-разностного метода с переменным порядком аппроксимации и переменным шагом.

Исходные данные к расчету:

R_1 – радиус внутренней проницаемой поверхности, (м);

R_2 – радиус внешней непроницаемой поверхности, (м);

Δz – шаг по оси z , (м);

ρ – плотность жидкости, (кг/м³);

\mathcal{G} – кинематическая вязкость жидкости, (м²/с);

L – длина фильтра, (м);

Q – расход жидкости в начальном сечении, (м³/час);

$p_1(0)$ – перепад давления на проницаемой поверхности в начальном сечении, (Па);

ω_0 – начальная угловая скорость закрутки, (1/с);

λ – коэффициент проницаемости поверхности, (м);

Q_L – расход в конечном сечении.

Распределение осевой, радиальной и тангенциальной скоростей в сечении $z = 0$ определяется по формулам (20)-(22).

1.) Координата z на каждом шаге определяется как

$$z^i = z^{i-1} + \Delta z. \quad (24)$$

2.) Выбираем ориентировочное значение добавки давления Δp_1^i на участке длиной Δz .

3.) Определяем изменение давления вдоль координаты z по формуле:

$$\frac{dp_1}{dz} \approx \frac{\Delta p_1}{\Delta z}. \quad (25)$$

4.) Давление в текущем сечении определяем как сумму величины давления p в предыдущем сечении по координате z и добавки давления Δp в направлении координаты z :

$$p_1(z^i) = p_1(z^{i-1}) + \Delta p_1. \quad (26)$$

5.) Определяем радиальную скорость жидкости V_1 на внутренней проницаемой поверхности по формуле [2]:

$$v_1 = -\frac{\lambda}{\mu} p_1.$$

6.) Расход в текущем сечении определяем как разность между расходом в предыдущем сечении и расходом сквозь проницаемую поверхность на участке длиной Δz :

$$Q^i = Q^{i-1} - v_1 \cdot 2 \cdot \pi \cdot R_1 \cdot \Delta z. \quad (27)$$

7.) Путем численного решения уравнения (8) с граничными условиями (5), получаем распределение значений осевой скорости в текущем сечении $U(z^i, r)$.

8.) Вычисляем значение функционала

$$f(\Delta p_i) = Q - \sum_{j=1}^n 2 \cdot \pi \cdot \frac{r_{j+1} + r_j}{2} \cdot \frac{u_{j+1} + u_j}{2} \cdot (r_{j+1} - r_j), \quad (28)$$

определяющего разность между текущим расходом Q^i и расходом, соответствующим вычисленному распределению скорости $u(z^i, r)$.

9.) Из условия минимизации функционала (28) методом Ньютона [5], определяем уточненное значение Δp_1^i . При выполнении условия $f(\Delta p_1^i) < \delta$, где δ – установленная минимальная величина, переходим к следующему пункту. В противном случае возвращаемся к пункту 3.

10.) Определяем распределение радиальной скорости с помощью выражения (16).

11.) Путем численного решения уравнения (19) с граничными условиями (7), получаем распределение значений тангенциальной скорости в текущем сечении $w(z^i, r)$.

12.) Сравниваем значение расхода на текущем шаге Q^i с величиной расхода в конечном сечении Q_L . При условии $Q^i > Q_L$ возвращаемся к пункту 1. В случае достижения расхода Q^i величины Q_L расчет останавливаем.

Обычным правилом для обоснования точности решения является исследование поведения решения при сгущении сетки для того, чтобы обосновать сходимость численного решения с увеличением численной дискретизации и обосновать использование в дальнейших вычислениях размер шагов сетки. Кроме этого, рекомендуется тестировать полученное приближенное решение, путем сравнения результатов решения на ее основе с известными экспериментальными данными, либо с точным решением для упрощенной модельной задачи, представляющей собой частный случай исследуемой, более общей проблемы.

В качестве характерных интегральных параметров, поведение которых исследовалось при сгущении сетки были выбраны:

1. Параметр закрутки потока вблизи проницаемой поверхности $\text{tg}\varphi$ [6];
2. Коэффициент трения на проницаемой стенке

$$C_f = \frac{\tau_w}{\frac{1}{2} \cdot \rho \cdot u_{cp}^2}, \quad (29)$$

где u_{cp} – среднерасходная скорость в расчетной области,

τ_w – касательное напряжение на проницаемой стенке, которое определяется следующим образом [7]:

$$\tau_w = \sqrt{\tau_{rz}^2 + \tau_{r\varphi}^2}, \quad (30)$$

$$\tau_{rz} = \mu \left(\frac{\partial u}{\partial r} + \frac{\partial v}{\partial z} \right), \quad (31)$$

$$\tau_{r\varphi} = \mu \left(\frac{1}{r} \frac{\partial v_r}{\partial \varphi} + \frac{\partial w}{\partial r} - \frac{w}{r} \right), \quad (32)$$

где μ – динамическая вязкость жидкости.

Исследование сходимости численного решения производилось при увеличении степени дискретизации, т.е. как соотносятся между собой значения $tg\varphi$, определенные несколько раз с последовательным увеличением числа узлов аппроксимации профилей скорости потока в расчетной области. Та же самая операция была проделана для коэффициента трения на проницаемой поверхности.

Параметром, который определяет степень дискретизации при выбранном способе построения сетки, является величина пристеночного шага Δr_1 . Рассматривались 4 значения из диапазона $\Delta r_1 = 5 \cdot 10^{-2} h - 1 \cdot 10^{-3} h$.

Вычисление параметра закрутки и коэффициента трения при указанных значениях Δr_1 производилось по всей длине расчетной области.

Полученные результаты показали сходимость разработанного расчетного метода.

Для тестирования полученного численного решения было использовано известное решение задачи о ламинарном течении в кольцевой трубе, которое дает распределение осевой скорости в виде профиля Пуазейля.

Полученное решение в кольцевой трубе при нулевом отсосе через проницаемую поверхность показало хорошую сходимость. Поэтому можно сказать, что практически полное совпадение приведенных профилей дает возможность считать разработанную схему численного решения адекватной и, с достаточной точностью отражающей течение в расчетной области.

В качестве иллюстрации результатов расчета на рисунке 2 показаны наиболее характерные профили осевой и тангенциальной скорости в относительных безразмерных координатах \bar{z} , \bar{r} , \bar{u} , \bar{w} :

$$\bar{z} = \frac{z}{L}, \quad \bar{r} = \frac{r - R_1}{R_2 - R_1}, \quad \bar{u} = \frac{u}{u_{cp}}, \quad \bar{w} = \frac{w}{u_{cp}}. \quad (33)$$

Расчет произведен для следующих исходных данных:

- расход $Q = 2$ м³/час;
- радиус проницаемого цилиндра $R_1 = 0,048$ м;
- ширина кольцевого зазора $h = 0,003$ м;
- длина области фильтрования $L = 0,13$ м;
- жидкость, не прошедшая сквозь проницаемую поверхность: 5%;
- кинематическая вязкость жидкости $\nu = 1 \cdot 10^{-6}$ м²/с;
- угловая скорость закрутки во входном сечении $\omega_0 = 25$ рад/с.

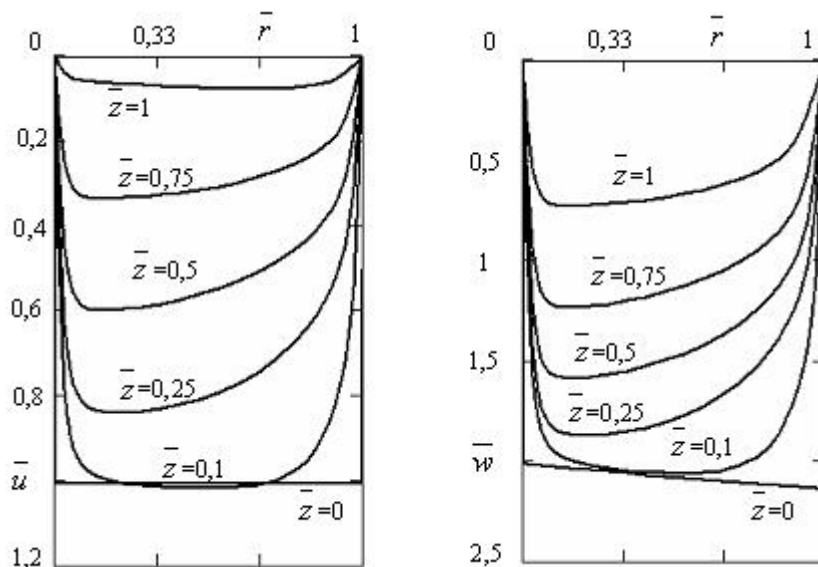


Рисунок 2 – Профили осевой и тангенциальной скорости в разных сечениях кольцевой рабочей полости при зазоре $h=3$ мм

Таким образом, в результате данного исследования получено численное решение задачи движения закрученного потока в кольцевой области между двумя цилиндрическими поверхностями с проницаемым внутренним цилиндром. Полученное решение отличается тем, что не требует больших вычислительных ресурсов и может быть задействовано в общей методике расчета устройства очистки. В то же время оно дает возможность определить три компоненты скорости жидкости и распределение давления в исследуемых областях.

Направление дальнейших исследований состоит в подборе наиболее рациональных параметров течения в условиях гидродинамических фильтров, за счет изучения гидродинамики несущего потока и определения траекторий движения взвешенных твердых частиц в рассчитанном поле скоростей.

Библиографический список

1. Бревнов А.А. Обоснование конструкции гидродинамического неполнопоточного фильтра с закруткой потока. Сборник научных трудов ДонГТУ. Алчевск, Вып. 25. – 2007, с.208-218.
2. Бревнов А.А., Мочалин Е.В. Расчет поля скоростей закрученного потока в кольцевой области с проницаемой стенкой. Вісник СумДУ. № 12(58), 2003, с. 65-69.
3. Молчанов И.Н., Николенко Л.Д. Основы метода конечных элементов. - Киев: Наукова думка, 1989. - 269с.
4. Андерсон Д., Таннекилл Дж., Плетчер Р. Вычислительная гидромеханика и теплообмен. В 2х томах: Пер. с англ. – М.: Мир, 1990.

5. Г. Корн, Т. Корн. *Справочник по математике* (для научных работников и инженеров). М., 1978 г., 832 с., ил.

6. Халатов А.А. *Теория и практика закрученных потоков*. – Киев: Наук. думка, 1989. - 192с.

7. Лойцянский Л.Г. *Механика жидкости и газа*. Изд. 5-е, переработанное, Главная редакция физико-математической литературы издательства «Наука», М., 1978, 736 с.

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

*Лысенко Е.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТЫЙ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИ ВЫГОДНЫЙ СПОСОБ УТИЛИЗАЦИИ БЫТОВЫХ ПОЛИМЕРНЫХ ОТХОДОВ

Приведені результати досліджень хімічного складу продуктів піролізу найпоширеніших побутових полімерних відходів, з метою визначення їх можливого використання для різних промислових технологій.

Ключові слова: *відходи побутові, полімери, піроліз, хімічні продукти, промислові технології.*

Приведены результаты исследований химического состава продуктов пиролиза наиболее распространенных бытовых полимерных отходов, с целью определения их возможного использования для различных промышленных технологий.

Ключевые слова: *отходы бытовые, полимеры, пиролиз, химические продукты, промышленные технологии.*

Екологічна ситуація в містах і селах всіх областей України, особливо по причині забруднень оточуючої середовища побутовими полімерними відходами (БПО), повинна бути набагато краще. Об цьому переконливо свідчать сміттєві свалки, які абсолютно не прикрашають мальовничі пейзажі українських полів і лісів. В наші часи подавляюче більшість товарів народного споживання і продуктів харчування продаються в полімерній упаковці, полімери також широко використовуються для виготовлення побутової і медичної посуду одноразового і багаторазового призначення, дитячих іграшок, корпусів різних побутових приладів і багатьох інших виробів, без яких важко уявити повсякденне життя сучасної людини. Забезпечив високий рівень естетики, практичності і гігієни, винахід цивілізації – полімери, стають, образно кажучи, миною затриманого дії при їх неконтрольованому використанні.

Полімерні побутові відходи належать до класу твердих відходів. З більш ніж двадцяти відомих методів обробки твердими відходами за останні десятиліття в світовій практиці отримали поширення всього лише два, пасивний - захоронення на полігонах і активний - спалення. Найбільше поширення в Україні отримують

ла система захоронения на полигонах (98%) [1]. С одной стороны, полигоны - простые и дешевые сооружения, но с другой стороны - это сложная биохимическая система, что имеет ряд экономических и экологических недостатков. К недостаткам полигонов в экономическом плане относятся: безвозвратная потеря утильных фракций; выведение из обращения на длительный период больших, некаменистых площадей земной поверхности; требуются большие затраты на проведение необходимых санитарно-эпидемзащитных мероприятий. К недостаткам экологического направления можно отнести: существование реальной опасности загрязнения водных горизонтов питьевой воды; излишне быстрое заполнение существующих полигонов через большой объем и малую плотность вмещаемых отходов, из-за рыхлости и низкой сжимаемости именно пластиковых отходов, что приводит к частым возгораниям полигонов.

В мировой практике, в основном, используется метод огневого (пламенного) сжигания твердых бытовых отходов [2, 3]. Сжигание осуществляют в печах и топках разных конструкций. При этом различают: слоевое сжигание несортированных отходов в топках котлов мусоросжигающих заводов; камерное сжигание специально подготовленных (обогащенных) отходов, имеющих относительно стабильный фракционный состав, в топках энергетических котлов или цементных печей. На практике установлено, что при пламенном сжигании происходит выброс в атмосферу мелкодисперсной пыли (25-50 кг/т отходов) и газов, содержащих диоксид углерода, окислы азота, серы, хлористый и фтористый водород, органические соединения – альдегиды и фенолы, чрезвычайно токсичные хлор-органические соединения – диоксин и фуран, а также соединения тяжелых металлов: свинца, олова, ртути, кадмия, хрома и др.

Крайне длительно разрушаясь в естественных природных условиях под действием солнечного света и при перепаде температуры воздуха, практически не разлагаясь многие десятилетия при захоронении, создавая токсичные выбросы в атмосферу при огневом сжигании, БПО загрязняют окружающую среду обитания человека, поэтому не случайно эти отходы относят к разряду небезопасных. Проведенный анализ современных подходов позволил установить, что одним из перспективных является метод термохимического разложения (деструкции) БПО – сухой пиролиз. Он осуществляется без доступа воздуха в специальных реакторах. Перспективность метода заключается в том, что пиролиз является из всех известных методов наиболее экологически чистым и одновременно энергетически выгодным. Известно [1], что метод обезвреживания отходов посредством сухого пиролиза характеризует высокая интенсивность термохимического превращения и оптимально построенная взаимосвязь управляемых энергопродуктовых потоков всего тех-

нологического цикла, что обеспечивает предельно высокие значения энергетического КПД (86%).

В процессе сухого пиролиза происходит разложение без доступа кислорода пластиковых отходов на жидкую и газообразную фракции с выделением небольшого количества твердого остатка, количество которого зависит от степени загрязнения отходов и типа пластика [4]. Пиролизный газ, что образовался в установке, направляется на последующее разогревание отходов, то есть идет процесс частичного самоуничтожения отходов. Жидкая фракция, что содержит легкие и тяжелые углеводороды, может использоваться для получения разных видов жидкого топлива и парафина, последний используется, например, при изготовлении кабелей и конденсаторов. Твердый остаток может найти применение в строительстве как хороший гидроизолятор, или после смешивания с песком и щебнем возможно получение, например, высокопрочного тротуарного плиточного покрытия.

Проведенные в ДонГТУ исследования технологии утилизации БПО методом пиролиза, позволили получить ряд полезных химических продуктов, анализу химического состава которых посвящена данная статья.

Целью исследований являлось изучение функционального и мономерного состава полученных образцов продуктов пиролиза из наиболее распространенных бытовых полимерных отходов, для определения возможности их использования в различных промышленных технологиях. При решении указанной задачи использованы возможности методов экстракции, дистилляции, жидкостной хроматографии, инфракрасной спектроскопии и масс-спектрометрии. Исследованию подвергались десять образцов продуктов пиролиза:

Образец №1 – полужидкий продукт, парафиноподобное вещество, полученное из полиэтиленовой пленки (различные продуктовые и хозяйственные пакеты, пленка рукавная рулонная для укрывания теплиц, упаковочная пленка термоусадочная и т.п.).

Образец №2 – после выхода из реактора, представляющий собой твердую массу, полученную из полипропиленовой группы пластиковых отходов (пакеты, посуда одноразового применения).

Образец №3 – жидкая фракция, полученная одновременно с образцом №1 при пиролизе полиэтиленовой пленки.

Образец №4 – остаток пиролиза полиэтиленовой пленки, после выхода из реактора представляющий собой достаточно твердую массу.

Образец №5 – остаток пиролиза смеси полиэтиленовых и полипропиленовых отходов, твердая масса.

Образец №6 – остаток пиролиза смешанных отходов из полиэтилена и ПЭТ-пластика (бутылки из-под напитков), твердая масса.

Образец №7 - твердая масса – остаток пиролиза только ПЭТ-пластика.

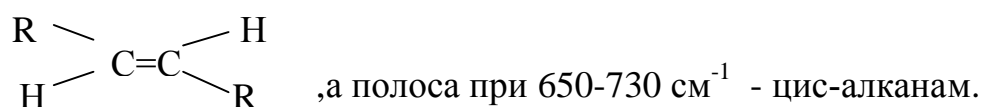
Образец №8 – белое, сухое, рыхлое вещество, полученное при пиролизе отдельно только ПЭТ-пластика.

Образец №9 – твердый остаток пиролиза смеси отходов (бутылки, банки, пленка из разного вида пластика).

Образец №10 – полужидкий продукт с примесью белого порошкообразного вещества, полученный при пиролизе отходов из полиэтилена и ПЭТ-пластика.

Съемку ИК-спектров осуществляли на спектрографах марки UR-20 и IR-75 в диапазоне волновых чисел $400-4000\text{см}^{-1}$ с использованием KBr, NaCl и LiF-кювет при толщине слоя от 500 до 700 мкм. Для более детального исследования гомологического и структурного состава указанных продуктов пиролиза был использован метод масс-спектрометрии. Образец № 8 снимали после проведения предварительной экстракции продуктов пиролиза CCl_4 и этанолом с последующим упариванием указанных растворителей. Полученные спектрограммы для некоторых образцов представлены на рисунках 1 и 2.

В ИК-спектрах всех продуктов пиролиза проявляются лишь полосы поглощения CH_2 и CH_3 – групп (характеристические полосы поглощения при $720, 1380, 1470, 2800-3200\text{см}^{-1}$). Полоса поглощения при 720см^{-1} соответствует метиленовым группам в цепи $(-\text{CH}_2)_{n>4}$; полоса при $910-990\text{см}^{-1}$ – концевой винильной группе $(\text{R}-\text{CH}=\text{CH}_2)$; полоса при 890см^{-1} – концевая метиленовая группа (винилиденная) $[\text{R}_1(\text{R}_2)=\text{C}=\text{CH}_2]$; полоса при 965см^{-1} соответствует транс-алкенам типа



Полоса поглощения при 910см^{-1} соответствует колебаниям CH_2 в группе $\text{CH}_2 = \text{CHR}$ линейного α -олифина, а слабая полоса при $1620-$

1680см^{-1} – несопряженных валентных колебаний $\begin{array}{c} \diagdown \quad \diagup \\ \quad \quad \text{C}=\quad \quad \\ \diagup \quad \diagdown \end{array}$ олигомеров этилена. Все эти группы характерны для неразветвленных алканов и/или алкенов и, как правило, они находятся в составе высокомолекулярных соединений, о чем свидетельствует наличие полосы при 1000см^{-1} и размытой широкой полосы при $3200-3600\text{см}^{-1}$ ассоциированных этиленовых и виниледоновых структур (димеры-, тримеры-, тетрамеры-, сополимеры и блокполимеры), а также возможно вновь образуемых полиэтилен-фталатных ассоциатов.

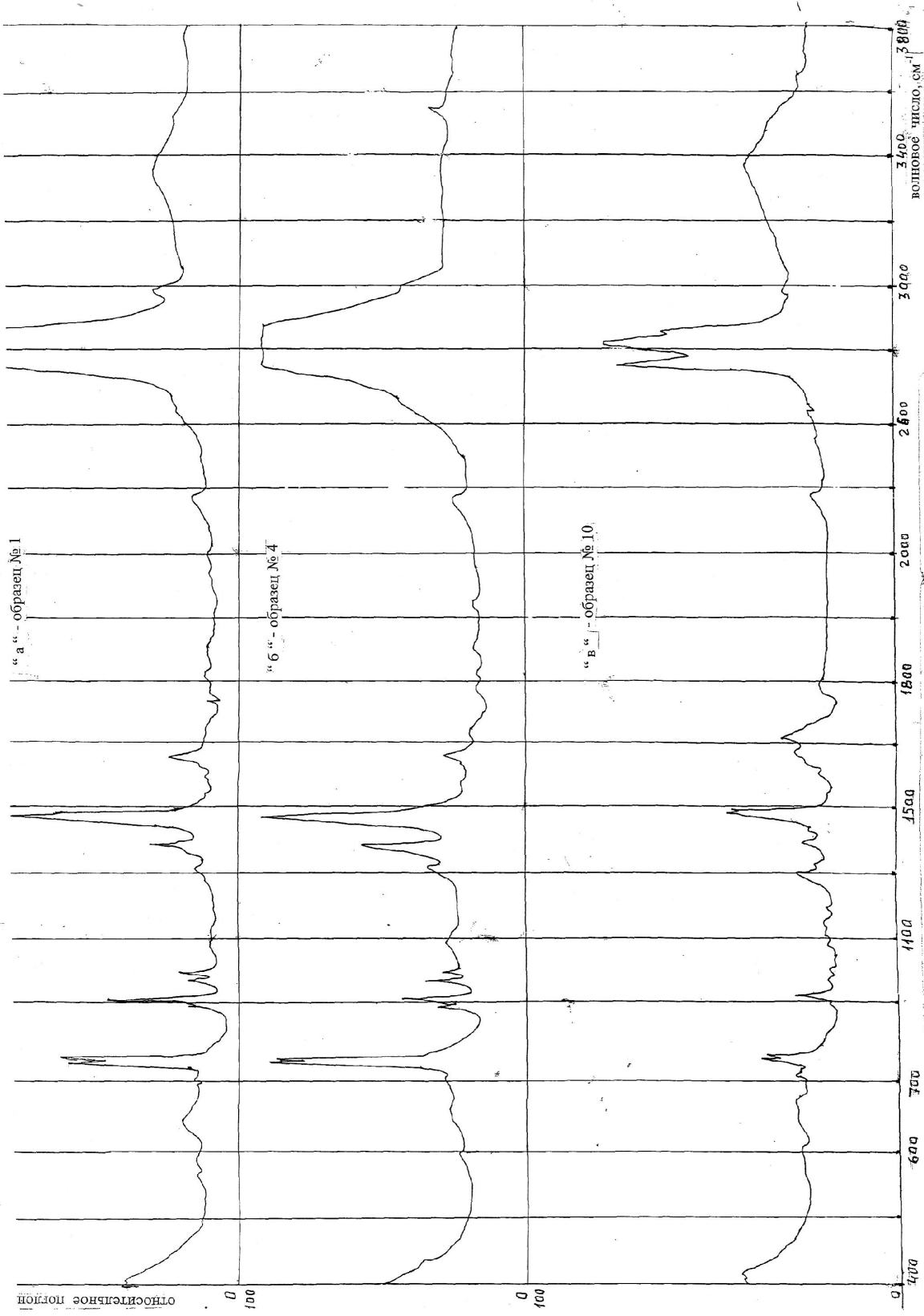


Рис. 1 - ИК-спектры продуктов пиролиза пластиковых отходов

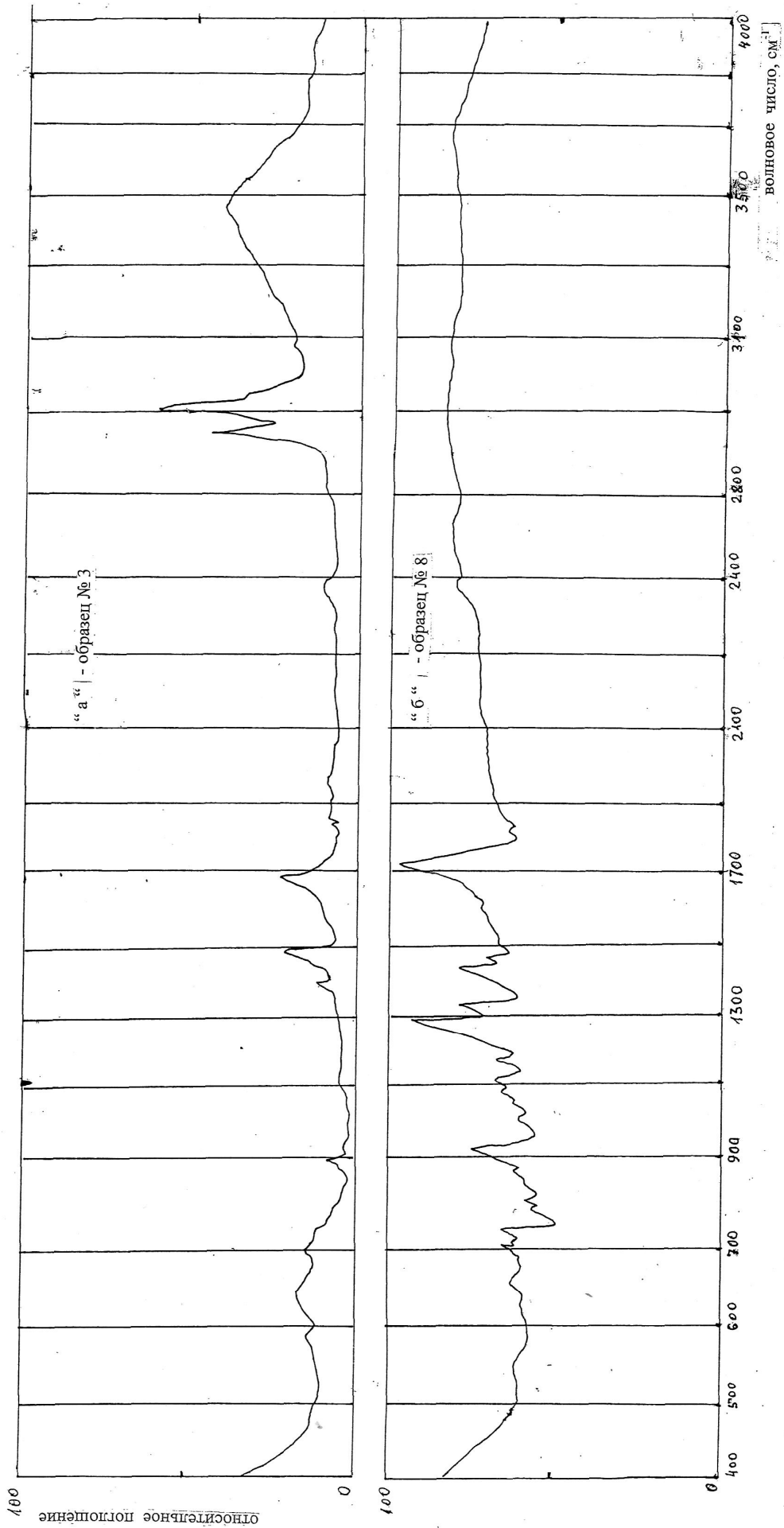


Рис. 2 – ИК-спектры продуктов пиролиза пластиковых отходов

Кроме того, для некоторых продуктов (образцы №3, 4 и 8) присутствуют полосы характерные для хлорзамещенных алканов и алкенов с числом атомов углерода в молекуле $C_{14} - C_{20}$ и более. Повидимому, это фрагменты хлорированных этилена и/или винилидена, либо производные винилхлорида. Однако их содержание не превышает 2-5%.

Для более детального исследования гомологического и структурного состава указанных продуктов пиролиза был использован метод масс-спектрометрии. Предполагая, что в состав продуктов пиролиза могут входить как исходные мономеры, так и содержащие их кластерные структуры разной молекулярной массы, был применен метод масс-спектральной термической десорбции для их извлечения из продуктов пиролиза. Исследование проведено на масс-спектрометре LKB-2091 (Швеция) с прямым обогреваемым до $250^{\circ}C$ устройством прямого ввода трудно испаряемых веществ и их смесей на анализ.

В соответствии с данными [5] по масс-спектру были идентифицированы три основные типа углеводородов: интенсивности гомологических рядов с массами 71, 85, 99, 113 характеризуют наличие парафинов; 69, 83, 97, 111, 125 - моноолефинов; 67, 81, 95, 109 - диолефиновых углеводородов.

Таблица1 – Структурно-групповой состав углеводородов, десорбированных из проб продуктов пиролиза пластиковых отходов

Типы углеводородов	Содержание, % отн.		
	Образец №1, температура пробы 30-150°C	Образец №2, температура пробы 150°C	Образец №6, температура пробы 250°C
Парафины	30,6	39,1	37,5
Моноолефины	57,7	53,3	56,0
Диолефины	11,7	7,6	6,5

Расчет масс-спектров по методике анализа продуктов крекинга парафинов [6] дает сведения о структурно-групповом и гомологическом составе углеводородов, десорбированных из продуктов пиролиза полимерных материалов (табл.1). Результаты анализов (в таблице приведены выборочно только для трех образцов) свидетельствуют, что все исследованные образцы (кроме №8) продуктов пиролиза содержат в своем составе *моноолефиновые (53,3 - 57,7%), диолефиновые углеводороды (6,5 - 11,7%) и парафины (30,6 - 39,7%)*. Это позволяет сделать вывод, что де-структурированные полимерные отходы изготовлены на основе этилена, то есть основной их составляющей является полиэтилен структуры, показанной на рисунке 3.

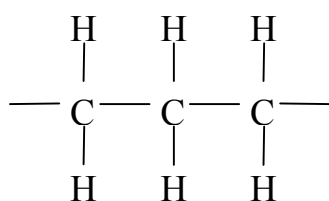


Рисунок 3

В полиэтилене высокого и низкого давления на каждую тысячу CH_2 -групп может приходиться и некоторое количество разветвлений. Диеновые и парафиновые углеводороды в продуктах пиролиза образовались в результате термодеструктивных процессов. Такую структуру подтверждает и ИК-спектр (рисунки 1 и 2), интенсивность полосы деформационных колебаний CH_2 -групп при полосе 1480 см^{-1} значительно выше полосы колебаний CH_3 -групп (1460 см^{-1}).

Анализ молекулярно-массового распределения парафиновых углеводородов в продуктах термической десорбции показал также наличие полимеров на основе хлорвинила в поливинилхлориде и полистирола. Наибольший интерес представляет идентификация наличия широко применяемого при получении пластмасс полиэтилентерефталата. В табл. 2 приведены масс-спектральные аналитические характеристики мономеров упомянутого полимера и его исходных компонентов: терефталевой кислоты и диметилтерефталата.

Таблица 2 - Масс-спектральные аналитические характеристики терефталевой кислоты и мономеров-полимеров на ее основе

Структурные формулы мономеров	Структура и массовые числа пиков осколочных ионов
Терефталевая кислота м.м. = 166	$M - \text{OH} = 149$ O \parallel $M - \text{C} - \text{OH} = 121$
Диметил-терефталат м.м. = 194	$M - \text{CH}_3 = 179$ $M - \text{OCH}_3 = 163$ O \parallel $M - \text{C} - \text{OCH}_3 = 135$
Полиэтилен-терефталат м.м. = 192	$M - \text{CH}_2 = 178$ $M - \text{CH}_2 \text{CH}_2 = 164$ $M - \text{OCH}_2 \text{CH}_2 = 148$ O \parallel $M - \text{C} - \text{OCH}_2 \text{CH}_2 = 120$ O \parallel $M - \text{C} - \text{O} = 148$ O \parallel $M - \text{Ar} - \text{C} - \text{OCH}_2 \text{CH}_2 = 44$

В таблице приведены фрагменты и их массы, на которые при масс-спектральном анализе диссоциируют десорбированные из проб пиролиза мономеры. Все пики, характеризующие эти мономеры, имеются в масс-спектрах образцов №6, 7 и 9, однако их содержание незначительное. Это указывает на то обстоятельство, что основной ингредиент - терефталевая кислота способна возгоняться в виде белого кристаллического вещества. После соответствующей очистки и обработки эта кислота может найти применение в различных областях химической промышленности.

Интерес представляет наличие в масс-спектрах пика с массой 44. Он обусловлен фрагментом



образующимся при диссоциативном распаде мономера полиэтилентерефталата, наличие сложно-эфирной группировки на основе терефталевой кислоты в продуктах пиролиза пластиковых отходов подтверждают и ИК-спектры (рис.1 и 2) по полосе поглощения в области волновых чисел 1730 см^{-1} .

Выводы по работе.

1. В результате исследования продуктов пиролиза пластиковых отходов методами масс-спектральной термодесорбции и инфракрасной спектроскопии было выявлено, что их составными компонентами являются деструктурированные полиэтилентерефталаты, поливинилхлориды и полистиролы.

2. Установлено, что в состав пластиковых отходов входят, как основная часть, продукты термического разрушения полиэтилена и поливинилхлорида и они на 90-95% представлены неразветвленными алканами и алкенами (см. табл.1).

3. Одним из важных направлений применения полужидких продуктов пиролиза пластиковых отходов может быть их использование в качестве сырья с последующим гидродеалкилированием для получения дизельных компонентов топлив с высокими цетановыми числами и ультранизким содержанием серы и ароматических углеводородов.

4. Другими направлениями применения твердых фракций продуктов пиролиза пластиковых отходов является:

- промышленное получение тары разного назначения с использованием мелких гранул твердых фракций;
- получение полимеризующих добавок, как основной составляющей разнообразных клеев;
- получение полимерных композитов, различных потребительских товаров, например, арматурные наполнители при изготовлении крышек канализационных люков, «лежащих полицейских» и т.п.

Библиографический список

1. Стародубцева О.В. До рішення проблеми знешкодження твердих побутових відходів / Проблемы экологии / Общегосударственный научно-технический журнал.. – Донецк: ДонНТУ - 2004.- № 1-2 . - С.129-133.

2. Беньямовский Д.Н. Термические методы обезвреживания твердых бытовых отходов. - М.: Стройиздат, 1979. - 192 с.

Сметанин В.И. Защита окружающей среды от отходов производства и потребления. - М.: Колос, 2000. - 232 с.

4. Патент України на корисну модель: 22609, МПК (2006) C10G 9/28. Пристрій для піролізу пластикових відходів / М.М.Заблудський, В.В.Калюжний, Ю.О.Кононов, В.М.Окаєлов. № и200612719; Заявл.04.12.2006; Опубл. 25.04.2007. Бюл. № 5.

5. Полякова А.А., Хмельницкий Р.А. Масс-спектрометрия в органической химии. – Л.: Химия, 1972. – 386 с.

6. Масс-спектральный анализ в нефтепереработке и нефтехимии. Нестандартные методики. Под редакцией д.х.н. Поляковой А.А. - М.: ВНИИ НП, 1988. - 114 с.

Рекомендовано к печати д.х.н., проф. А.И. Сердюк

СТРОИТЕЛЬСТВО

*д.т.н. Дрозд Г.Я.,
Пазин В.В.
(ЛНАУ, г. Луганск, Украина)*

МОНТАЖНОЕ И МОНТАЖНО – ИСПЫТАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ БЕЗДЕФЕКТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКЛАДКИ ПОДЗЕМНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ

Розглянуті проблеми механізації робіт по прокладці підземних напірних трубопроводів. Сформульовані цілі і завдання дослідження, приведена принципова схема рішення задачі.

Ключові слова: *напірні трубопроводи, технологія прокладки, монтажне обладнання, стикові з'єднання.*

Рассмотрены проблемы механизации работ по прокладке подземных напорных трубопроводов. Сформулированы цели и задачи исследования, приведена принципиальная схема решения задачи.

Ключевые слова: *напорные трубопроводы, технология прокладки, монтажное оборудование, стыковые соединения.*

Актуальность работы.

Практически все крупные города Украины подвержены подтоплению. Одной из причин является плачевное состояние подземных трубопроводов – сетей водоснабжения и сетей водоотведения. Поэтому вопросы совершенствования технологии прокладки подземных трубопроводов являются достаточно актуальными.

Цель работы.

Исследовать вопросы механизации и комплексной механизации процессов по прокладке трубопроводов с различными типами соединений и предложить эффективные средства механизации.

Постановка задачи.

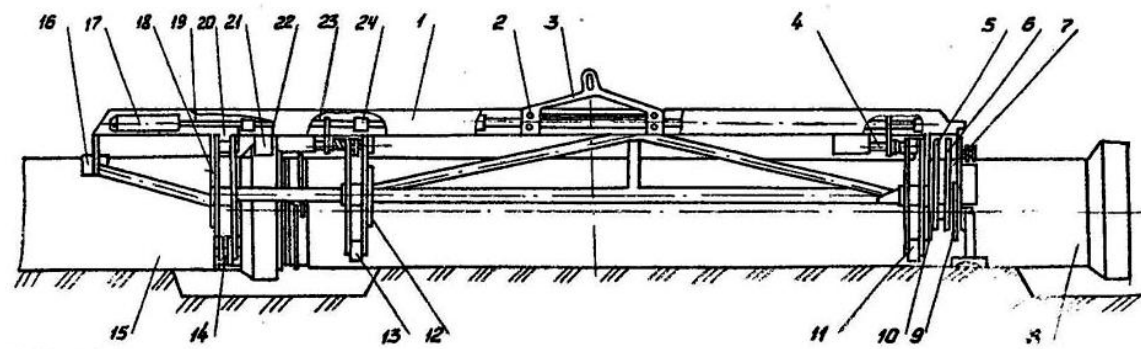
К настоящему времени разработана широкая номенклатура средств механизации для монтажа сборных трубопроводов из чугунных, железобетонных, асбестоцементных труб со стыковыми соединениями на резиновых уплотнительных кольцах. В [1] разработан ряд гидрофицированных траверс для монтажа чугунных и железобетонных труб, труб с другими типами стыковых соединений.

Ощущается отсутствие эффективных средств механизации для монтажа трубопроводов с поэлементным испытанием каждого монтируемого звена.

Изложение основного материала.

Для монтажа железобетонных труб с раструбно-винтовым соединением разработано навесное оборудование, обеспечивающее вращение монтируемой трубы по винтовой линии, соответствующей параметрам винтового соединения труб [2].

Навесное оборудование состоит из рамы, роликовых захватов укладываемой трубы, захвата ранее уложенной трубы. К раме жестко прикреплены упоры, сопрягаемые с раструбом и втулочной частью уложенной трубы (рисунок 1).



1 – рама; 2 – ролики; 3 – подвеска; 4,23 – фиксаторы; 5,6,12,18 – щеки; 7 – привод вращения осевой подачи трубы; 8 – укладываемая труба; 9,10 – наклонные направляющие; 11,13 – роликовые захваты; 14 – захват ранее уложенных труб; 15 – ранее уложенная труба; 16,21,22 – упоры; 17 – гидроцилиндр; 19 – ось; 20 – фиксатор клиновой; 24 – направляющие втулки.

Рисунок 1 - Конструктивная схема навесного оборудования для монтажа труб диаметром 500 мм с раструбно-винтовым соединением

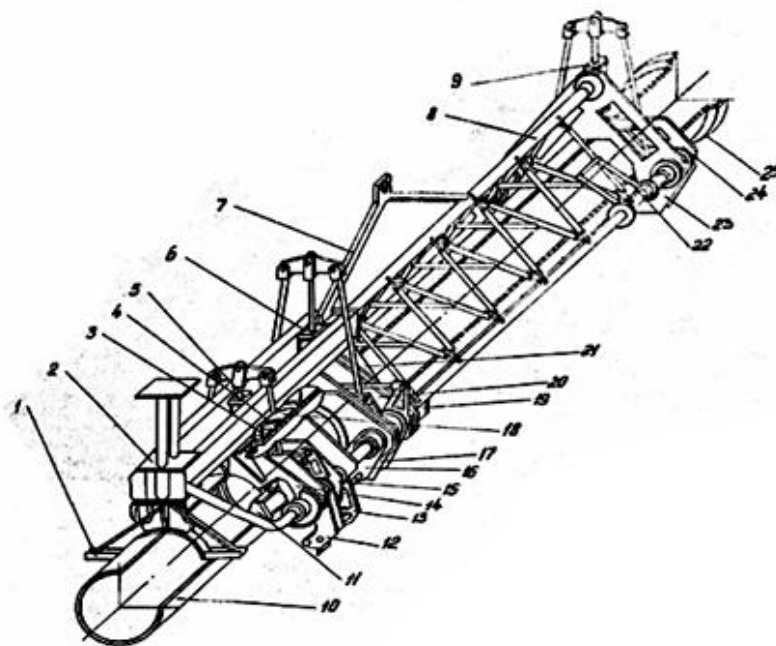
На раме закреплены щеки, между которыми расположен привод вращения и осевой подачи трубы. Роликовые захваты и захват ранее уложенной трубы выполнены в виде пар схватов, шарнирно посаженных на оси, закрепленные на щеках. Центры тяжести верхних и нижних частей У-образных схватов смещены относительно вертикальных осей, проходящих через оси шарнирного закрепления к центру трубы. Это обеспечивает открытое состояние схватов в исходном положении.

Технологическая последовательность монтажа труб с раструбно-винтовым соединением следующая. Краном трубоукладчиком навесное

оборудование подводят к очередной укладываемой трубе и фиксируют её в роликовых захватах. Затем навесное оборудование подводят к очередной укладываемой трубе, которую фиксируют захватом, базируя таким образом навесное оборудование. С помощью привода вращения и осевой подачи производят ввинчивание укладываемой трубы в раструб ранее уложенной.

Одним из основных параметров, необходимых для конструирования навесного оборудования, является соответствие между горизонтальным перемещением трубы и её поворотом. Исследования, выполненные авторами, позволили выявить технические и технологические требования к навесному оборудованию для монтажа железобетонных труб с раструбно-винтовым соединением, разработать техническую документацию на экспериментальные образцы навесного оборудования. Для автоматической наводки монтируемой трубы на заход резьбы ранее уложенной разработано специальное устройство.

Для механизированной зачеканки стыков раструбных труб, в основном чугунных, волокнистыми материалами предлагается гидрофицированное навесное оборудование, схема которого приведена на рисунке 2.



1 – вилка; 2 – рама; 3 – обхват; 4 – прядь пеньковая; 5 – гидроцилиндр; 6 – гидроцилиндр; 7 – подвеска; 8 – рама; 9 – гидроцилиндр; 10 – труба уложенная; 11 – гидроцилиндр; 12 – схват; 13 – обхват; 14 – упор левый; 15 – захват; 16 – чекан; 17 – схват; 18 – чекан; 19 – гидроцилиндр; 20 – захват; 21 – упор; 22 – подставка; 23 – схват; 24 – захват; 25 – труба укладываемая

Рисунок 2 – Устройство для монтажа и зачеканки труб

Основным узлом навесного оборудования является стыковочный манипулятор, к торцам которого присоединены два участка грузонесущей трубчатой рамы [3]. На одном участке рамы выполнен неподвижный захват укладываемой трубы, на втором – вилочный упор в ранее уложенную трубу. Манипулятор включает захваты подвижный и не подвижный ранее уложенной трубы, блок чекана. Конструктивно неподвижный захват в манипуляторе состоит из двух жестко соединенных между собой щёк, между которыми на коаксиальных втулках размещены на направляющих нижние и верхние схваты. В захвате расстояния между осями направляющих, то есть осями шарнирного закрепления пар нижних и верхних схватов, и точками соприкосновения схватов с трубой равны между собой, а также расстояниям от оси направляющих до осей шарниров, соединяющих тяги с верхними осями схватов. Внутренние углы между вертикальной осью и отрезками прямых, соединяющих оси направляющих с осями шарниров сочленяющих схваты с тягами, равны между собой. При обеспечении указанных равенств принудительное закрытие нижних схватов с помощью гидроцилиндров приводит к соответствующему перемещению верхних. В результате верхние и нижние схваты симметрично обжимают трубу. Аналогично устроен захват ранее уложенной трубы. Поскольку захваты укладываемой и ранее уложенной трубы в манипуляторе расположены на общих направляющих, то обеспечивается центровка стыкуемых труб относительно их осей, независимо от их фактических диаметров. При таком конструктивном выполнении стыковочного манипулятора обеспечивается постоянство раструбной щели – необходимое условие механизированной зачеканки. На одной из щёк неподвижного захвата манипулятора закреплены три гидроцилиндра, штоки которых проходят через отверстия в обеих щёках и соединены с блоком чекана.

Конструктивно блок чекана состоит из щеки, к которой жестко присоединены внутренние втулки, на которые с возможностью вращения наружные втулки, с которыми жестко соединены рычаги с закрепленными на них нижними сегментами чекана. Верхний сегмент чекана жестко закреплен на щеке. При закрытии нижних сегментов чекан приобретает форму полного цилиндра.

Для зачеканки стыковых соединений предварительно прессуется домонтажная заготовка из волокнистого материала. Для определения параметров домонтажной заготовки были проведены исследования плотности битумизированной пеньковой пряжи от усилия сжатия при пропитке пряжи смесью с разным содержанием битума [7].

Полученные данные являются основной для расчета силовых параметров стыковочного манипулятора.

Порядок работы по механизированной зачеканке чугунных труб следующий. Краном навесное оборудование подводят к трубе, на втулочный конец которой надета предварительно изготовленная цилиндрическая заготовка из волокнистого материала. Устройство с раскрытыми схватами неподвижных захватов трубы и манипулятора спускают на трубу, фиксатор переводят в нижнее положение, а устройство перемещают вдоль укладываемой трубы до упора её торца в фиксатор. После этого закрывают схваты неподвижных захватов, а сегменты чекана обхватывают трубу.

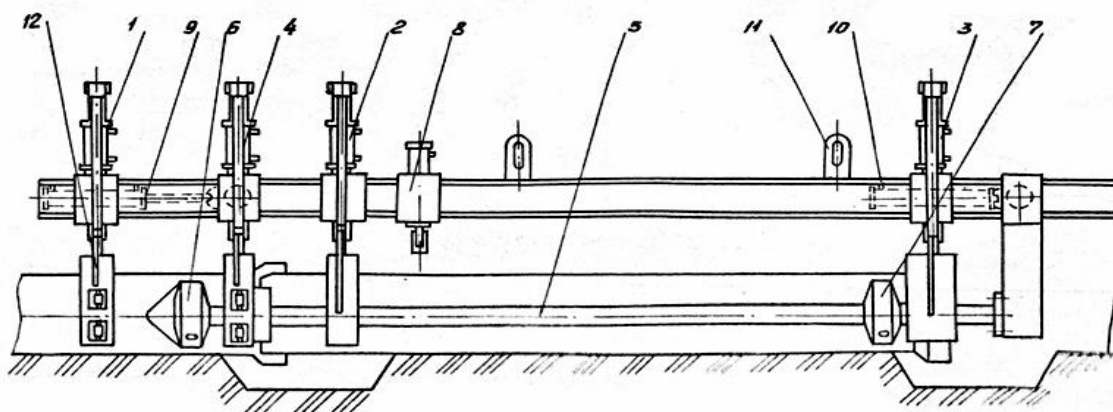
Устройство с трубой опускают в траншею укладки так, чтобы торец щеки подвижного захвата уперся в торец раструба ранее уложенной трубы. Затем закрывают схваты подвижного захвата, и сегменты схватывают заготовку из волокнистого материала. С помощью гидроцилиндров упорной вилки устройство с закрепленной трубой перемещают так, чтобы втулочный конец трубы вошел в раструб уложенной трубы на заданное расстояние, нормируемое ходом штоков гидроцилиндров. Затем чекан перемещают в раструбную щель. Под воздействием цилиндрического чекана волокнистый материал запрессовывается в раструбную щель на требуемое расстояние.

Описанное устройство обеспечивает и монтаж труб на резиновых уплотнительных кольцах.

Для механизированной зачеканки труб может использоваться устройство с вращающимся чеканом [4]. Устройство содержит съемный узел зачеканки, состоящий из чеканов в виде лепестков, присоединенных к трех секционному роликовому колесу, жестко закрепленному на трех секционном корпусе. Корпус вращается на роликах трех секционного захвата. Роликовое колесо с помощью двух звездочек с шестернями и шестерни соединено с редуктором, привод которого осуществляется от гидромотора. Средняя секция захвата жестко, а крайние секции через гидроцилиндры закреплены в каретке. Каретка перемещается по балке с помощью гидроцилиндров и роликов. Для осуществления зачеканки съемный узел устанавливают на невесном оборудовании любого типа. Перед монтажом на трубу перед лепестками укладывают прядь пеньки или другого волокнистого материала. Можно для этой цели использовать предварительно оформленную кольцевую заготовку из волокнистого материала. После опускания в траншею с помощью гидроцилиндров торец трубы вводят на требуемое расстояние в раструб ранее уложенной, включают гидромотор, лепестки начинают вращаться и одновременно поступательно вводятся в раструбную щель и производят вращательным движением зачеканку волокнистого материала.

Устройства, совмещающие монтаж и испытание трубопроводов, могут быть построены на основе навесного оборудования, описанного в настоящей работе и испытательного оборудования, описанного в [1, 5].

На рисунке 3 приведена схема гидрофицированного устройства для монтажа и испытаний трубопроводов, которое обеспечивает испытание всей трубы и стыкового соединения [5].



- 1,2,3 – неподвижные захваты труб; 4 – подвижный захват труб;
5 – штанга; 6,7 – заглушки; 8 – захват; 9,10 – гидроцилиндры;
11 – проушина; 12 – ролики.

Рисунок 3 – Гидрофицированное устройство для монтажа и испытания раструбных трубопроводов

На первом этапе монтажа труб при всех раскрытых захватах, кроме поддерживающего штангу, траверса с помощью трубоукладчика подводится к укладываемой трубе, находящейся на бровке траншеи, и производится захват трубы захватами 1 и 4. С помощью этой операции производится центрация штанги с трубой.

Затем при движении трубоукладчика производится перемещение траверсы вдоль трубы на роликах 12, установленных на захватах 1 и 4. Таким образом, штанга для гидроиспытаний вводится в трубу. При заходе в трубу заглушки 6 захват 8 раскрывается и отводится за пределы трубы. Заглушки в трубе перемещаются на имеющихся роликах. После ввода штанги 5 в трубу, последняя захватывается захватами 2 и 3, а захваты 1 и 4 раскрываются. Подготовленная таким образом труба на траверсе спускается в траншею и спомощью захватов 1 и 4 производится центровка укладываемой трубы относительно ранее уложенной. Затем с помощью гидроцилиндра 9 и захватов 4 и 3, имеющих упоры для рас-трубов, осуществляется стыковка труб, а с помощью гидроцилиндра 10 производится проталкивание штанги 5 в трубопровод так, чтобы за-

глушка б перешла через образованный стык трубопровода. С помощью водяной гидростанции подается вода в полости заглушек и создается соответствующее давление, чем отсекается объем трубопровода, подлежащий предварительному гидроиспытанию. С помощью водяной гидростанции испытывается выделенный участок трубопровода. После испытаний вода из трубопровода откачивается, производится разгерметизация участка трубопровода, штанги выводятся из трубы и цикл повторяется.

Для монтажа и испытания трубопроводов при использовании негидрофицированной базовой машины предлагается механическое навесное оборудование [5].

Для монтажа и испытания стыков железобетонных труб разработано устройство, состоящее из скобы, подвески, захвата, пантографического упора, испытательного модуля, гидромотора, гидронасосов, бака с водой, гидроцилиндров привода подвески.

При помощи проушины, закрепленной на подвеске, устройство подвешивается на трубоукладчик. Затем навесное оборудование вводится в монтируемую трубу, закрепляет её захватом и вместе с трубой опускаются в траншею. Монтируемая труба подводится к ранее уложенной и монтируется с ней.

При помощи силового гидроцилиндра пантографический упор раскрывается и фиксирует систему относительно уложенной трубы. При дальнейшем перемещении силового гидроцилиндра происходит стыковка труб. Затем испытательный модуль перемещается на стыковое соединение, производится гидроиспытание стыка. В зависимости от результатов гидроиспытания производится монтаж очередной трубы, устраняется дефект, либо производится демонтаж трубы, если дефект не удастся устранить в условиях траншеи.

Выводы.

1. Определены оптимальные параметры между горизонтальным перемещением монтируемой трубы и углом ее поворота.

2. Получены экспериментальные данные по формированию домонтажных заготовок из волоконных материалов для механизированной зачеканки труб.

3. Предложено навесное механическое оборудование для монтажа и испытания трубопроводов.

4. Предложены гидрофицированные устройства для монтажа и испытания трубопроводов.

Библиографический список

1. *Комплексная механизация прокладки инженерных сетей.* /Журба А.И., Зорин И.С., Теплицкий А.Х., Черенков А.Г., Киев, Будивельник, 1989, 144 с.
2. *Авт. свид. (СССР) № 1638275 «Устройство для монтажа раструбных труб»* (авторы Черенков А.Г., Зорин И.С., Теплицкий А.Х. и др.).
3. *Авт. свид. (СССР) № 1293290 «Устройство для монтажа раструбных труб»* (авторы Черенков А.Г., Дементьев О.В., Теплицкий А.Х. и др.).
4. *Авт. свид. (СССР) № 1171631 «Устройство для монтажа и зачеканки трубопровода из раструбных труб»* (авторы Зорин И.С., Теплицкий А.Х., Пазин В.В. и др.).
5. *Авт. свид. (СССР) № 1520203 «Устройство для монтажа раструбных труб»* (авторы Зорин И.С., Теплицкий А.Х., Пазин В.В. и др.).
6. *Авт. свид. (СССР) № 1663134 «Устройство для монтажа и испытаний раструбных трубопроводов»* (авторы Сергей А.В., Зорин И.С., Теплицкий А.Х. и др.).
7. *Разработка устройства для гидроиспытания трубопроводов.* /Пазин В.В. – Сборник научных трудов Луганского национального аграрного университета, 2005, №54/77, с. 34-46.
8. *Организационно-технологические основы бездефектной технологии прокладки трубопроводов.* /Пазин В.В., Коваль А.В. – Сборник научных трудов Луганского национального университета, 2005, №55/78, с.62-67.

Рекомендовано к печати д.т.н., с.н.с. Голодновым А.И.

к.ф.- м.н. Мочалин Е.В.,
Мочалина И.Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕЧЕНИЙ ВБЛИЗИ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ ЦИЛИНДРА С ПРОНИЦАЕМОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ

Досліджено вплив особливостей модельного представлення поверхні обертового проникного циліндра на розподіл гідродинамічних характеристик у примежовому шарі на цій поверхні. Показано, що у випадку відсмоктування рідини крізь поверхню циліндра, збурення, зумовлені цими особливостями, не поширюються в зовнішній потік.

Ключові слова: проникний циліндр, примежовий шар, профіль швидкості, турбулентна в'язкість.

Исследовано влияние особенностей модельного представления поверхности вращающегося пронизываемого цилиндра на распределение гидродинамических характеристик в пограничном слое на этой поверхности. Показано, что в случае отсоса жидкости через поверхность цилиндра, возмущения, обусловленные этими особенностями, не распространяются во внешний поток.

Ключевые слова: пронизываемый цилиндр, пограничный слой, профиль скорости, турбулентная вязкость.

Анализ проблемы и постановка задач исследования. При исследовании гидродинамики некоторых технических устройств возникает задача исследования течения вблизи вращающегося пронизываемого цилиндра с отсасыванием жидкости через его поверхность. Примером таких устройств являются фильтры с вращающимся фильтроэлементом или ротационные фильтры для очистки жидких сред [1].

Применительно к ротационным фильтрам вращающийся цилиндр может представлять собой либо фильтровальную сетку, натянутую на цилиндрический каркас с относительно крупными (по сравнению с размерами ячеек сетки) отверстиями, либо цельный перфорированный цилиндр с большим количеством маленьких отверстий. В обоих случаях поверхность фильтроэлемента имеет чередующиеся пронизываемые и непронизываемые участки, что принято характеризовать коэффициентом живого сечения. Соответственно, распределение радиальной скорости вдоль образующей вращающегося фильтроэлемента не является равно-

мерным. Тем не менее, в расчетах во многих отношениях удобно пользоваться средней скоростью отсоса V_o , которая определяется отношением секундного объемного расхода жидкости к полной площади поверхности цилиндра. Такой подход представляется весьма удобным для формулировки граничных условий при численном анализе и в значительной степени определяет возможность расчета течения в масштабах всей области снаружи пронизываемого цилиндра. Однако при этом возникает вопрос о величине погрешности, вносимой представлением об однородной пронизываемости его поверхности.

В случае сетчатого цилиндра его рабочая поверхность вообще не является гладкой. Выполненные исследования [2,3] показали, что отрывной характер обтекания проволочек сетки существенным образом влияет на картину течения в непосредственной близости от поверхности сетки и в ее ячейках. Однако неисследованным остается вопрос о том, в какой мере мелкомасштабные детали поверхности влияют на поток в остальной области снаружи вращающегося пронизываемого цилиндра.

Таким образом, целью настоящего исследования является анализ влияния особенностей модельного представления пронизываемой поверхности вращающегося цилиндра на течение жидкости с его внешней стороны.

Основные результаты. В основу анализа положено расчетное моделирование на основе численного решения, полученного на базе осредненных по Рейнольдсу уравнений Навье-Стокса, замкнутых с применением модели турбулентности Ментера [4]. Характеристика используемого численного решения и его обоснование для условий рассматриваемого типа течений содержится в работах [5,6].

В процессе исследований сопоставлялись расчетные профили окружной скорости и турбулентной вязкости в кольцевой области между вращающимся внутренним и неподвижным наружным пронизываемыми цилиндрами, полученными с применением трех различных расчетных схем. Первая схема (рис. 1) соответствует задаче о течении жидкости в кольцевой области снаружи однородно-пронизываемого гладкого цилиндра. Этот вариант будем в дальнейшем называть модельным, учитывая упрощенное представление пронизываемого цилиндра.

Две других расчетных схемы (рисунок 2) соответствуют плоским задачам о течении в областях, содержащих периодические фрагменты дискретно-перфорированного и сетчатого цилиндров.

Используемые в расчетах значения геометрических размеров по схемам на рисунках 1,2 равны

$$R_1 = 0.05 \text{ м}, R_2 = 1.1R_1, R_3 = 0.97R_1, R_4 = 0.87R_1, R_5 = 0.83R_1, l = 2.2R_1, \\ d = 0.008R_1, c = 0.005R_1.$$

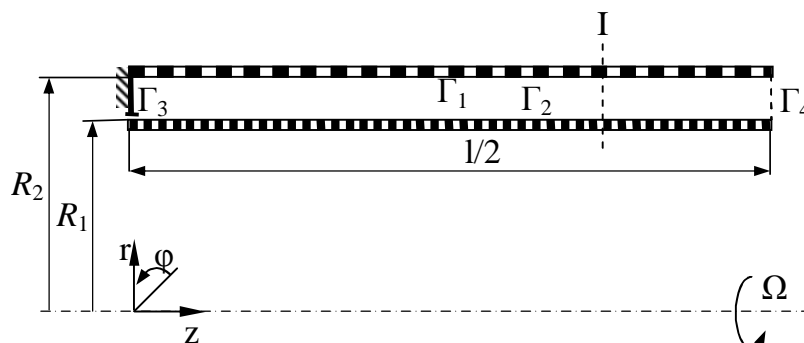


Рисунок 1 – Расчетная схема течения жидкости в кольцевой области между неподвижной внешней и вращающейся внутренней проницаемыми поверхностями

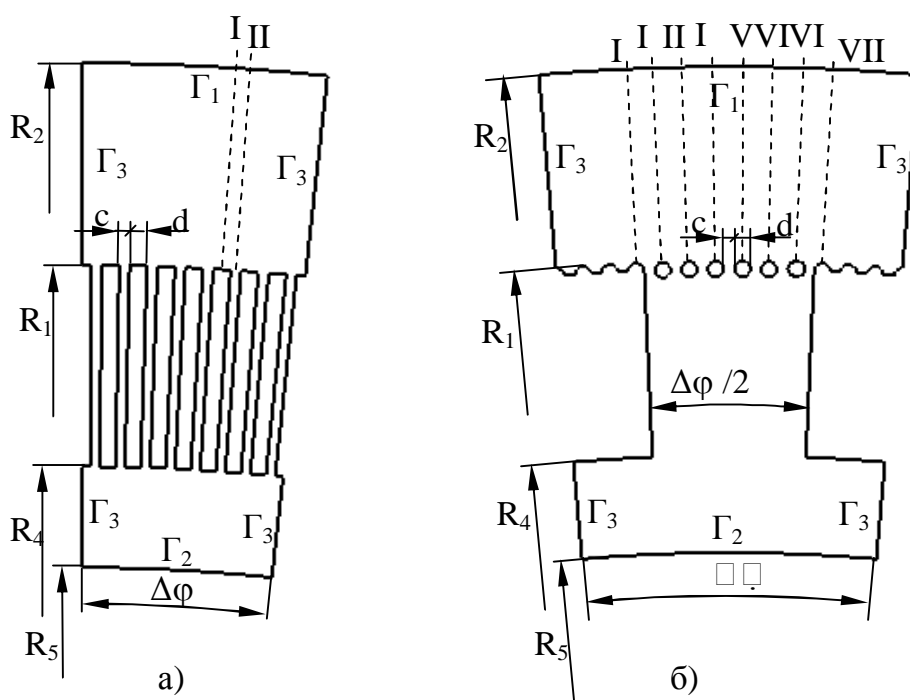


Рисунок 2 – Расчетные схемы течения жидкости в областях, содержащих периодические фрагменты плоских сечений равномерно перфорированного (а) и сетчатого (б) вращающихся цилиндров

По схеме на рисунке 1 в осесимметричной постановке рассматривается течение жидкости в кольцевой области между неподвижной проницаемой цилиндрической поверхностью (граница Γ_1) и вращающейся

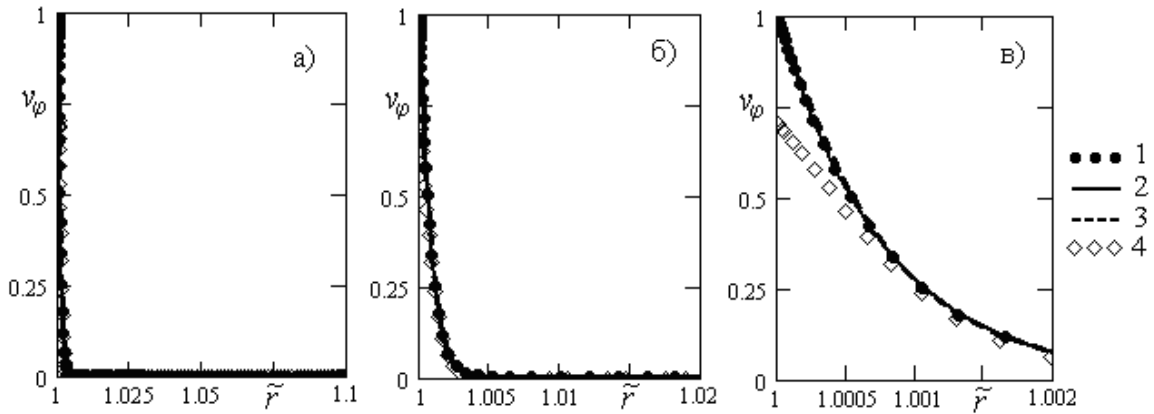
проницаемой поверхностью (граница Γ_2). Граница Γ_3 представляет собой неподвижную стенку. На границе Γ_4 определено условие симметрии течения. По обеим схемам на рис. 2 на границе Γ_1 , представляющей неподвижную проницаемую стенку, задается нормальная компонента скорости, определяющая расход жидкости. На границе Γ_2 задается статическое давление. На границах Γ_3 устанавливаются условия периодичности по окружной координате φ . Остальные границы представляют собой твердые непроницаемые поверхности, вращающиеся с угловой скоростью Ω .

Сравнительный анализ будем проводить для ряда сочетаний угловой скорости вращения и интенсивности отсоса, характеризующихся значениями вращательного числа Рейнольдса $Re_\varphi = \frac{\Omega R_1^2}{\nu}$ и безразмерной средней скорости отсоса $v_o = \frac{V_o}{\Omega R_1}$. Принципиальным условием возмож-

ности сравнения результатов расчета является отсутствие макровихрей в кольцевой области снаружи вращающегося цилиндра. В условиях макровихревого движения плоская постановка в соответствии с расчетными схемами на рисунке 2 не является справедливой.

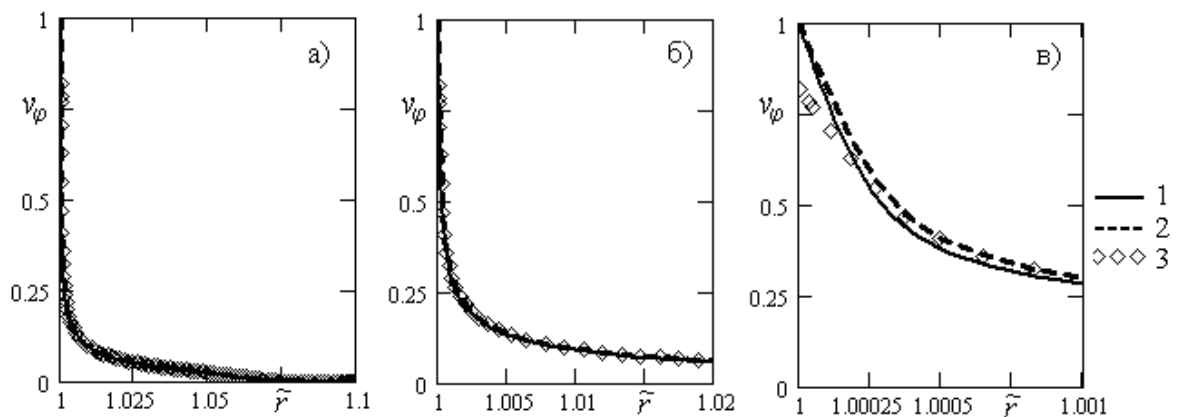
На рисунках 3 – 5 приведены в разном масштабе по оси \tilde{r} (безразмерная радиальная координата $\tilde{r} = r/R_1$) профили безразмерной окружной скорости ($v_\varphi = V_\varphi/(\Omega R_1)$) и относительной турбулентной вязкости ($\tilde{\nu}_t = \nu_t/\nu$). По схеме на рисунке 1 профили получены в характерном сечении I. В остальных сечениях, за исключением окрестностей торца (граница Γ_3), где всегда имеют место торцевые вихри, распределения гидродинамических характеристик идентичны. По схеме на рисунке 2а рассматриваются 2 характерных сечения: сечение I над непроницаемым участком поверхности и сечение II над отверстием в цилиндре.

Один из профилей на рисунке 3 соответствует аналитическому ламинарному профилю скорости, который в точности воспроизводится при численном решении в модельной осесимметричной постановке при имеющих место для этого варианта сочетаниях определяющих параметров Re_φ, v_o .



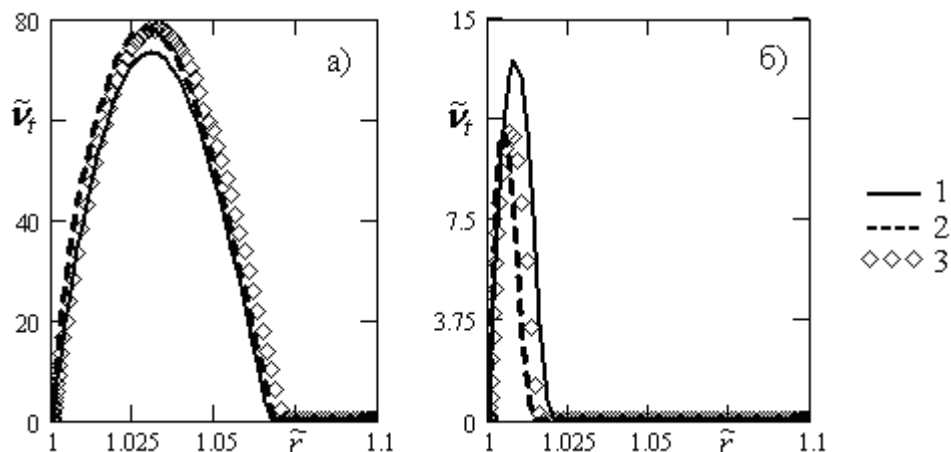
- 1 – ламинарная модель, аналитическое решение;
- 2 – Модель Ментера, осесимметричная постановка;
- 3 – Модель Ментера, плоская постановка, сечение I;
- 4 – Модель Ментера, плоская постановка, сечение II.

Рисунок 3 – Профили окружной скорости по всему сечению снаружи вращающегося фильтроэлемента (а), в области $\tilde{r} \in [1, 1.02]$ (б) и в области $\tilde{r} \in [1, 1.002]$ (в) при $Re_\varphi = 5 \cdot 10^4$, $\nu_o = 0.0263$



- 1 – Модель Ментера, осесимметричная постановка;
- 2 – Модель Ментера, плоская постановка, сечение I;
- 3 – Модель Ментера, плоская постановка, сечение II.

Рисунок 4 – Профили окружной скорости по всему сечению снаружи вращающегося перфорированного цилиндра (а), в области $\tilde{r} \in [1, 1.02]$ (б) и в области $\tilde{r} \in [1, 1.002]$ (в) при $Re_\varphi = 5 \cdot 10^5$, $\nu_o = 0.005$

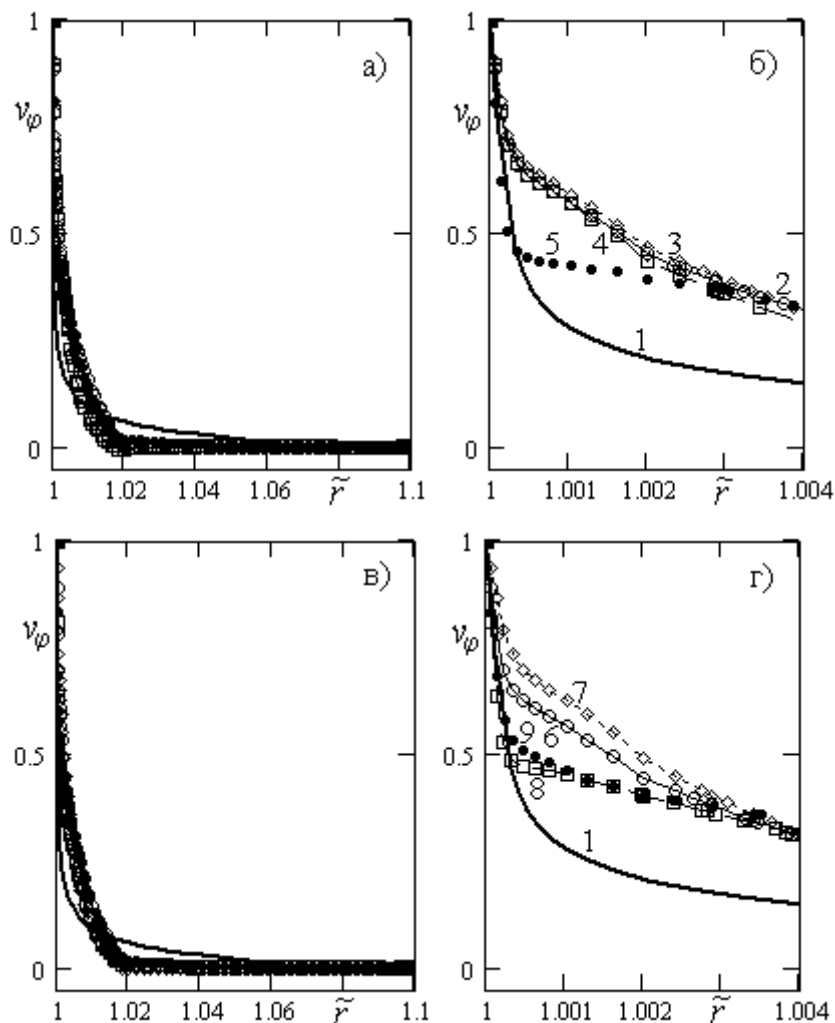


- 1 – Модель Ментера, осесимметричная постановка;
 2 – Модель Ментера, плоская постановка, сечение I;
 3 – Модель Ментера, плоская постановка, сечение II.

Рисунок 5 – Профили турбулентной вязкости при $Re_\phi = 5 \cdot 10^5$, $v_o = 0.005$ (а) и $Re_\phi = 3 \cdot 10^5$, $v_o = 0.0067$ (б)

Из сопоставления результатов следует, что профили скорости над непроницаемыми участками поверхности перфорированного цилиндра и для модельного осесимметричного случая практически совпадают для всех рассматриваемых исходных данных. А профили скорости над отверстиями в цилиндре отличаются от них только в пределах половины толщины ламинарного подслоя ($y^+ < 5$). Профили турбулентной вязкости весьма близки друг к другу во всех рассматриваемых случаях.

Для цилиндра с сетчатой поверхностью с модельным осесимметричным случаем сопоставлялись профили скорости (рисунок б) в ряде сечений, расположенных над различными проволочками сетки в районе отверстия в каркасе (рисунок 2б). Здесь отличия имеют место во всех сечениях, и объясняются они особенностями мелкомасштабного отрывного течения, которые рассмотрены в работах [2,3]. Однако важным является тот факт, что все эти отличия локализованы внутри пограничного слоя на поверхности модельного эквивалентного цилиндра и не распространяются за его пределы.



1 – осесимметричная модель; 2 – сечение I; 3 – сечение III; 4 – сечение V; 5 – сечение VII; 6 – сечение II; 7 – сечение IV; 8 – сечение VI; 9 – сечение VIII.

Рисунок 6 – Профили окружной скорости по всему сечению (а,в) и вблизи поверхности вращающегося сетчатого цилиндра (б,г) при $Re_\varphi = 5 \cdot 10^5$, $\nu_o = 0.005$

Выводы. Таким образом, выполненными исследованиями показано, что использование модельного представления вращающегося дискретно-проницаемого цилиндра в виде равномерно проницаемого гладкого цилиндра не влияет на течение за пределами пограничного слоя и не вносит заметных искажений в профили скорости и турбулентной вязкости в пределах пограничного слоя. Для вращающегося цилиндра, обтянутого сеткой, отличия в профилях скорости по сравнению с модельным гладким однородно-проницаемым цилиндром локализованы в пределах пограничного слоя на его поверхности и не передаются во

внешний поток за его пределами. Полученные результаты обосновывают возможность и устанавливают границы использования рассмотренного модельного представления вращающегося цилиндра при исследовании течения с его внешней стороны.

Одним из возможных направлений дальнейших исследований в данном направлении является оценка влияния коэффициента живого сечения дискретно-перфорированного вращающегося цилиндра на профили скорости в сечениях над отверстиями в нем. Представляют интерес и исследования, аналогичные выполненным, для случая втока жидкости через поверхность вращающегося цилиндра.

Библиографический список

1. Финкельштейн З.Л. *Применение и очистка рабочих жидкостей для горных машин* / З.Л. Финкельштейн. – М.: Недра, 1986. – 232 с.

2. Мочалин Е.В. *Гидродинамические особенности протекания жидкости через вращающуюся сетку* / Е.В. Мочалин // *Промислова гідравліка і пневматика.* – 2007. – №2(16). – С. 53 – 60.

3. Мочалин Е.В. *Гидродинамические особенности течения жидкости около вращающегося сетчатого цилиндра с отсосом через его поверхность* / Е.В. Мочалин // *Актуальные вопросы теплофизики и физической гидрогазодинамики: 4 – я научная школа-конференция: тезисы докладов.* – Алушта, 2006. – С. 48 – 50.

4. Menter F.R. *Zonal two equation $k-\omega$ turbulence models for aerodynamic flows* / F.R. Menter // *AIAA Paper.* – 1993. – № 93-2906. – 21 p.

5. Мочалин Е.В. *Численное моделирование течений вязкой жидкости в рабочей полости ротационного фильтра* / Е.В. Мочалин // *Сб. науч. трудов ДонГТУ.* – Алчевск: ДонГТУ, 2007. – Вып. 23. – С. 169 – 183.

6. Мочалин Е.В. *Выбор модели турбулентности для анализа течения снаружи вращающегося пронизываемого цилиндра* / Е.В. Мочалин // *Восточно-европейский журнал передовых технологий.* – 2007. – № 2/6 (26). – С. 20 – 26.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Бабиюком Г.В.

УДК 624: 004. 896+69

УДК 658.512: 681.3

*к.т.н. Черных О.А.,
Сова И.О.,
Балашова-Сукач Я.А.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ПРИ ПОМОЩИ ПК ЛИРА

Представлені результати моделювання складних геометричних поверхонь будівельних конструкцій за допомогою програмного комплексу ЛІРА і апробації взаємодії його з сучасними автоматизованими графічними системами AutoCAD і 3D Studio Max.

Ключові слова: геометрія, моделювання, інженерна і комп'ютерна графіка, поверхні, конструкції, імпортування, візуалізація.

Представлены результаты моделирования сложных геометрических поверхностей строительных конструкций при помощи программного комплекса ЛИРА и апробации взаимодействия его с современными автоматизированными графическими системами AutoCAD и 3D Studio Max.

Ключевые слова: геометрия, моделирование, инженерная и компьютерная графика, поверхности, конструкции, импортрование, визуализация.

В настоящее время получила широкое распространение технология цифровых прототипов, которая дает возможность инженерам исследовать поведение изделий в виртуальном режиме, еще до того, как изготовлен первый реальный объект (рисунок 1). Практически отпадает необходимость изготовления дорогостоящих экспериментальных образцов, так как все испытания и тесты выполняются в виртуальном режиме. Это позволяет уменьшить затраты на проектирование и производство [4].

Научно-технический прогресс, создание новых технологий требуют внесения в курс начертательной геометрии новых вопросов, методов и задач, в частности, в последнее время в различных отраслях техники возросло использование сложных кривых поверхностей. Это обусловило необ-

ходимость изучения и конструирования таких поверхностей каркасно-параметрическим и другими методами, в которых используются достижения аналитической и дифференциальной геометрии [1].

Компьютеризация народного хозяйства, широкое использование электронно-вычислительной техники, дисплеев и графопостроителей, доказали принципиальную возможность выполнения рисунков и графических построений с помощью компьютеров. Однако машина может сделать только то, что в неё заложит человек. Основой компьютерной графики, с помощью которой можно выполнять однообразные, рутинные, трудоёмкие операции или сложные расчеты, является вычислительная геометрия, системы алгоритмов, программ, использование графических условий и тому подобное [1].

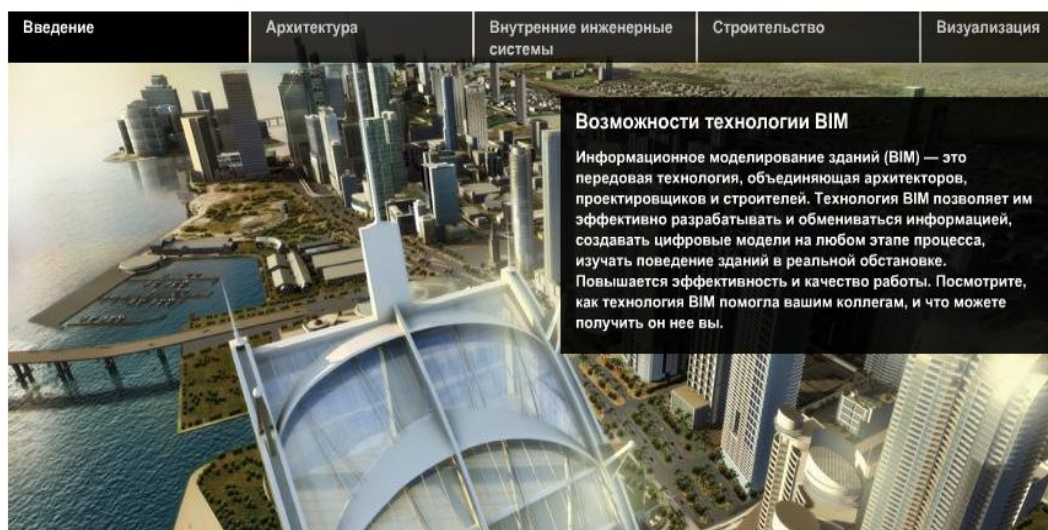


Рисунок 1 – Решения Autodesk для информационного моделирования зданий (технология BIM)

Для архитектурно-строительного проектирования создано большое количество программных комплексов, позволяющих выполнять как расчетную часть проекта, так и рабочую документацию объектов в 2D и 3D графике, строить векторные изображения, наполнять их текстурой, материалом, тенями, цветом, бликами и т.д. Кроме того, имеются возможности для создания мультимедиа со звуковым и музыкальным сопровождением. Современные CAD системы обладают обширными базами данных, с помощью которых выполняются архитектурно-строительные чертежи на любой стадии проектирования.

Система AutoCAD Architectural Desktop позволяет создавать планы, фасады разрезы, трехмерные изображения объектов, имеет развитое меню архитектурно-строительных элементов [4].

3D Studio Max – графический пакет, позволяющий анализировать изображения 3-хмерных строительных объектов с наложенной текстурой, в разнообразных цветовых решениях и материалах, освещенных солнечным светом, с помощью точечного освещения как снаружи, так и внутри здания [4]. Огромное значение имеет возможность до окончания строительства оценить, насколько хорошо будущее здание впишется в окружающий ландшафт или старую застройку, что особенно важно в сфере городского строительства.

Программный комплекс "ЛИРА" является многофункциональным современным инструментом для численного исследования прочности и устойчивости конструкций и их автоматизированного конструирования. Как и все наиболее известные программные комплексы аналогичного назначения (COSMOS, NISA, ANSYS, STRUDL, ROBOT), "ЛИРА" включает следующие основные функции:

- развитую интуитивную графическую среду пользователя;
- мощный многофункциональный процессор;
- развитую библиотеку конечных элементов, позволяющую создавать компьютерные модели практически любых конструкций: стержневые плоские и пространственные схемы, оболочки, плиты, балки-стенки, массивные конструкции, мембраны, тенты, а также комбинированные системы, состоящие из конечных элементов различной мерности (плиты и оболочки, подпертые ребрами, рамно-связевые системы, плиты на упругом основании и др.);
- развитую библиотеку расчета на динамические воздействия (сейсмика, ветер с учетом пульсации, вибрационные нагрузки, импульс, удар, ответ-спектр);
- конструирующие системы железобетонных и стальных элементов в соответствии с нормативами стран СНГ, Европы и США;
- редактирование баз стальных сортаментов;
- удобную систему документирования [2, 3].

Таким образом, с помощью программного комплекса ЛИРА имеется возможность создавать модели строительных конструкций, зданий и сооружений практически без ограничений на описание реальных свойств создаваемых объектов. Поэтому на кафедре начертательной геометрии и инженерной графики проводится внедрение в учебный процесс для студентов технических специальностей программного комплекса ЛИРА, позволяющего на уровне современных технологий разрабатывать сложные адекватные геометрические модели объектов, например, на основе поверхностей вращения, поверхностей заданных уравнением, геодезических поверхностей (икосаэдр, октаэдр, тетраэдр) и т.д.

Обмен данными с другими графическими и документирующими системами (AutoCAD, ARCHICAD, WORD и др.) выполняется на осно-

ве DXF и MDB файлов. Расчетные схемы, созданные в ПК ЛИРА могут стать основой для создания комплекта графической документации марки АС, разработанного в программах AutoCAD, ARCHICAD, ARKO, Project Studio и др. Рабочие чертежи создаются на основе трехмерных моделей объектов. Для перехода из ПК ЛИРА в AutoCAD достаточно созданный в нем файл экспортировать с сохранением в DXF формате (рисунок 2, 3).

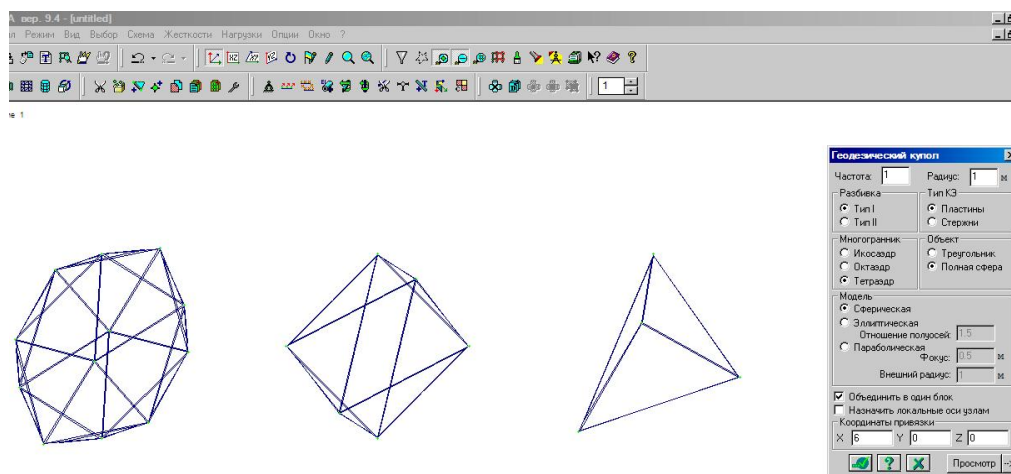


Рисунок 2 – Геометрическое моделирование многогранников в ПК ЛИРА

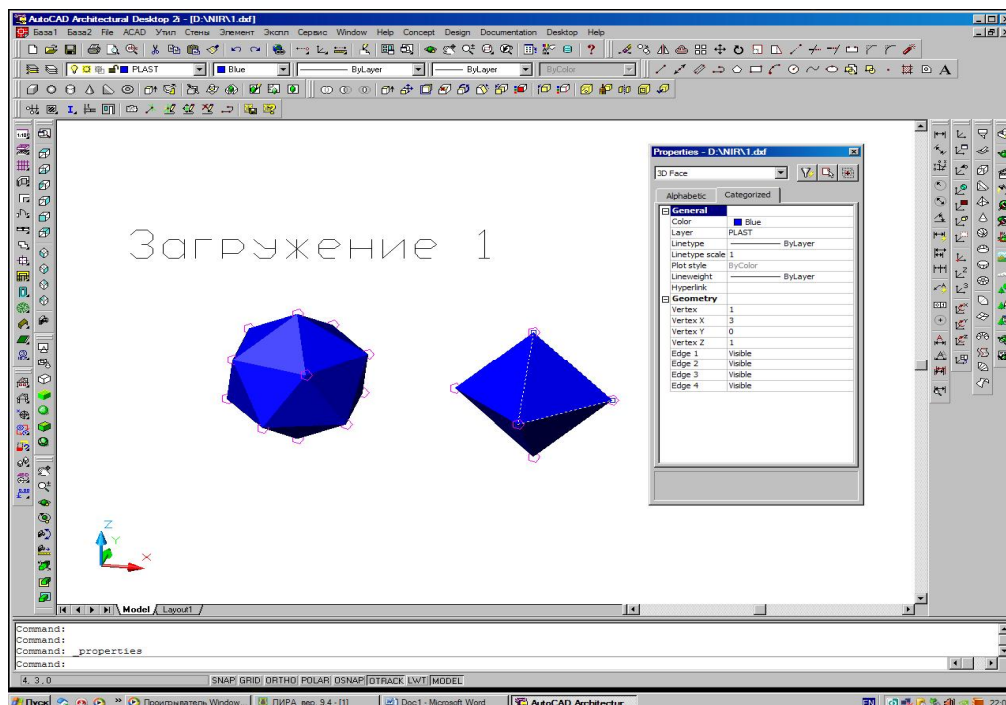
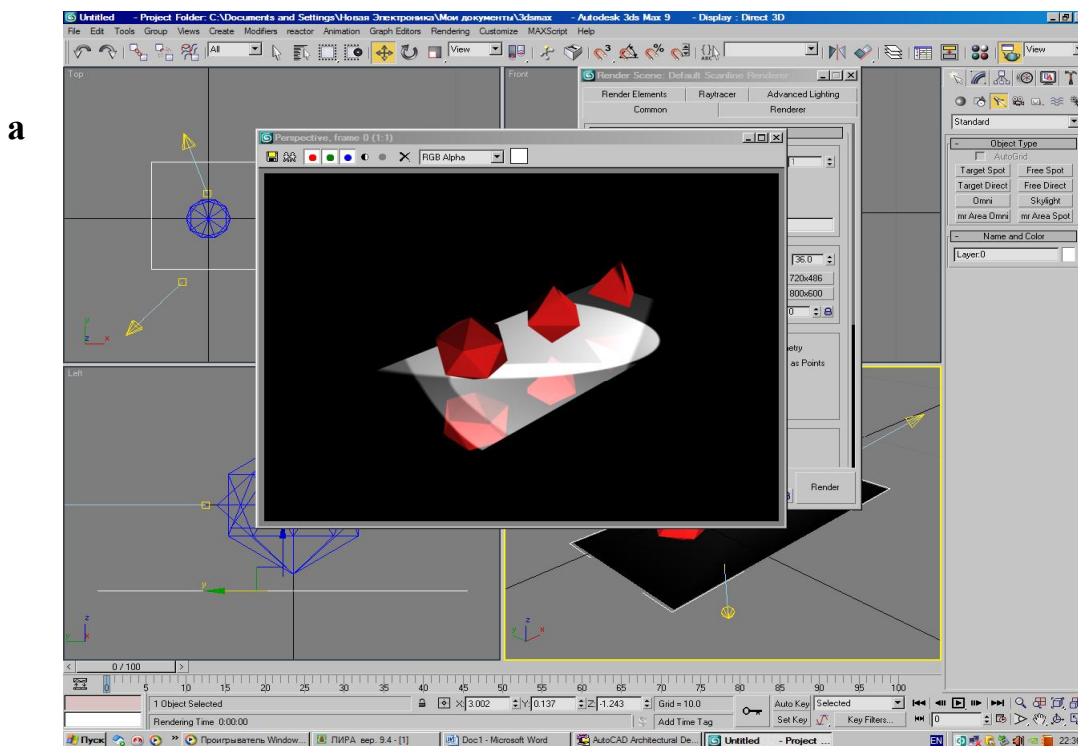


Рисунок 3 – Визуализация импортированного файла в AutoCAD

Файлы с расширением DXF открываются программами AutoCAD, АРКО, Project Studio и др. и могут быть доработаны в этих программах и сохранены с расширением DWG. Для создания наглядных изображений с наложением материалов, фактур, различных вариантов освещения, файлы могут быть отправлены в 3D Studio Max. Для этого достаточно импортировать файлы с расширением DXF и DWG, предварительно изменив тип файла с 3DSmax на DXF или DWG (рисунок 4).



б

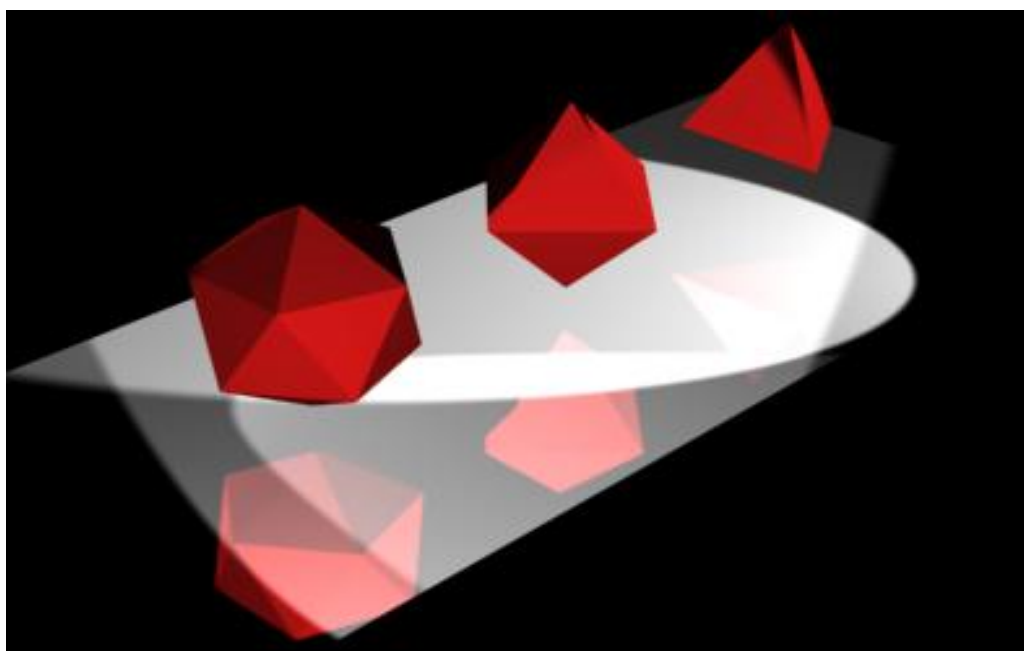


Рисунок 4 – Визуализация геометрических объектов в 3D Studio Max

Возможно создание поверхности в программе AutoCAD, ARKO, Project Studio и затем перенос ее в ПК ЛИРА с последующим созданием расчетной схемы и расчетом конструкции. Созданная в AutoCAD, ARKO, Project Studio трехмерная модель становится основой для разработки комплекта рабочих чертежей в этих же программах, а также для создания файлов с наглядным изображением строительных объектов и анимации в программе 3D Studio Max (рисунки 4 - 8).

Поэтому на кафедре ведется целенаправленная работа по детальному изучению возможностей современных систем автоматизированного проектирования для обеспечения качественной фундаментальной подготовки студентов. Апробация результатов работы проводилась в рамках преподавания в ДонГТУ следующих дисциплин: начертательной геометрии, инженерной графики, вычислительной техники в инженерных расчетах, основы автоматизированного проектирования в строительстве.

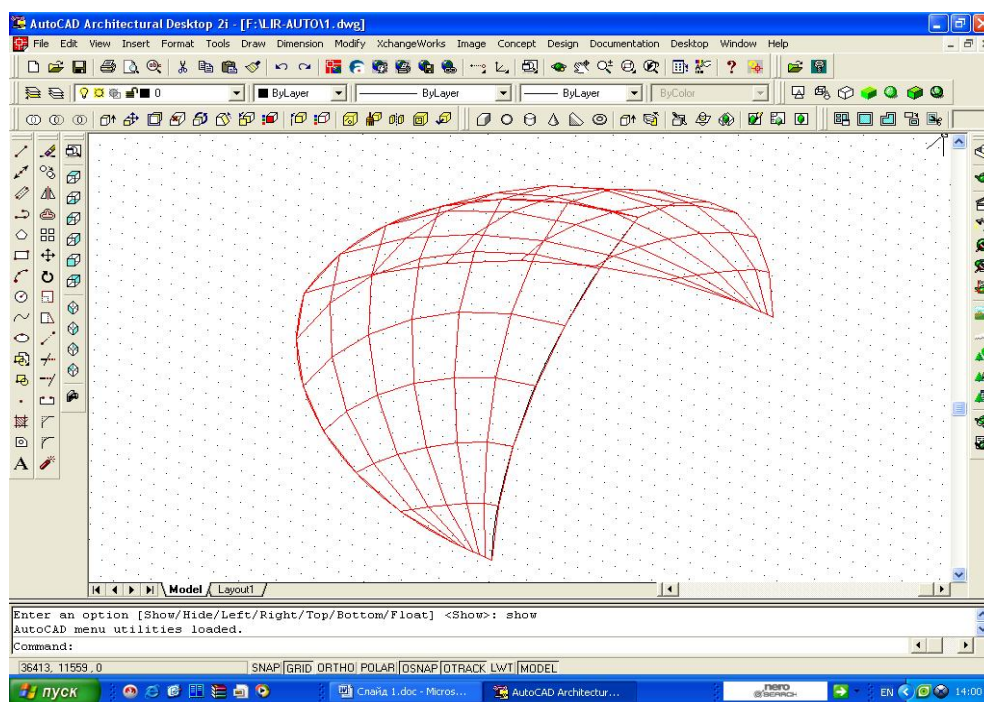


Рисунок 5 – Создание сложной геометрической поверхности в AutoCAD

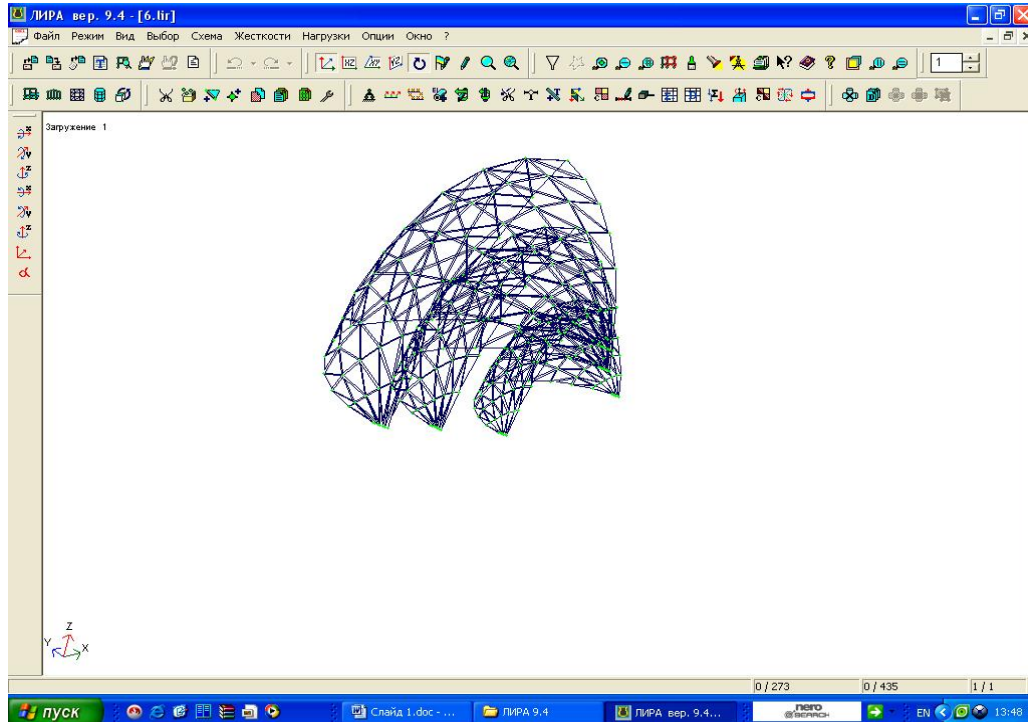


Рисунок 6 – Создание расчетной схемы в ПК ЛИРА на базе импортированного файла из графического пакета AutoCAD

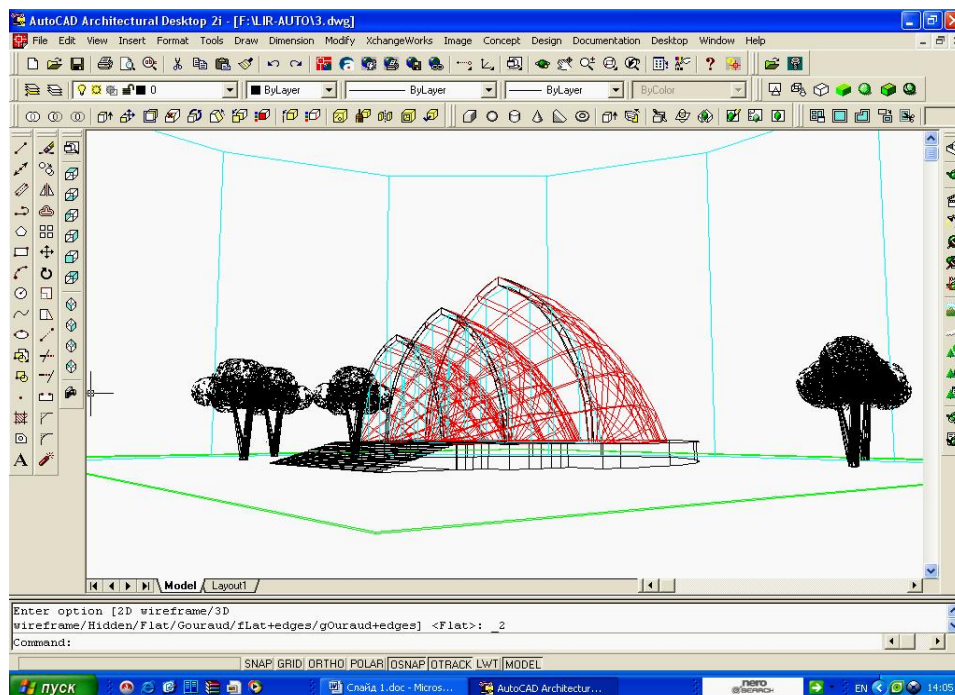


Рисунок 7 – Создание трехмерной модели строительного сооружения в AutoCAD

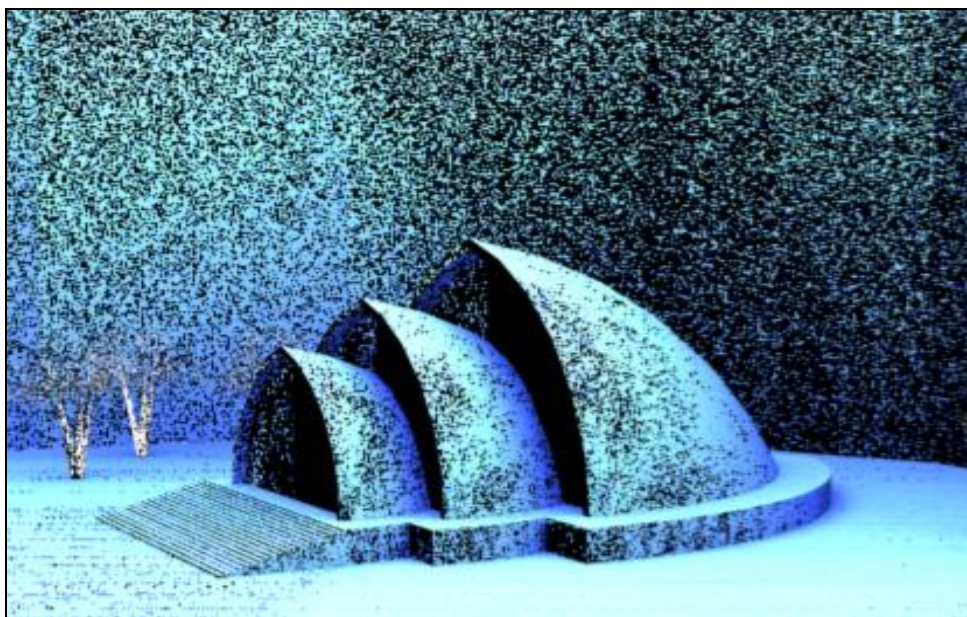


Рисунок 8 – Визуализация трехмерной модели строительного сооружения в 3D Studio Max

Выводы.

Применение программного комплекса ЛИРА позволяет:

- решать на современном уровне инженерные задачи в замкнутом виде: создание геометрии, расчет и проектирование строительного объекта;
- создавать сложные адекватные геометрические модели реальных строительных конструкций, зданий и сооружений;
- развивать пространственное мышление студентов в ходе обучения их современным методам проектирования.

Библиографический список

1. Михайленко В.Є. Нарисна геометрія: Підручник для студ. вищих навч. Закладів / В.Є. Михайленко, М.Ф. Євстіфеев, С.М. Ковальов, О.В. Кащенко; Под. Ред. В.Є. Михайленко. – 2 – ге вид., переробл. – К.: Вища шк., 2004. – 303 с.: іл.
2. ПК ЛИРА, версия 9. Программный комплекс для расчета и проектирования конструкций. Справочно-теоретическое пособие под ред. Академика АИИ Украины А.С. Городецкого. – К. – М.: 2003. – 464 с.: ил.
3. <http://www.lira.com.ua>.
4. <http://www.autodesk.ru>.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

*к.т.н. Яцына В.Н.,
Поддубный С.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД В ПРОИЗВОДСТВЕ СИЛИКАТОБЕТОННЫХ ИЗДЕЛИЙ

Вивчено та проаналізовано науково-технічну інформацію про позитивну роль карбонату кальція у складі сировинних сумішей. Описано механізм взаємодії карбонату кальція з іншими мінералами при формуванні структури силікатобетону. Наведено результати експерименту на різноманітних видах вапняку.

Ключові слова: карбонат кальцію, силікатобетон, вапняно-вапнякові суміші.

Изучена и проанализирована научно-техническая информация о положительной роли карбоната кальция в составе сырьевых смесей. Описан механизм взаимодействия карбоната кальция с другими минералами при формировании структуры силикатобетона. Приведены результаты эксперимента с различными видами известняка.

Ключевые слова: карбонат кальция, силикатобетон, известково-известняковые смеси.

При разработке горных пород в карьерах и добыче природного камня (известняка, ракушечника, мрамора и т.д.) в отвалах скапливается большое количество отходов. Так, при производстве известково-ракушечных стеновых камней отходы составляют от 45% исходной массы, а при добыче и обработке мрамора - до 60 % [1].

Использование пылевидных и мелких фракций отходов камнеобработки в технологии производства строительных материалов и изделий не требует дополнительных затрат и поэтому экономически выгодно. Попутно решаются экологические проблемы: снижается до минимума запыление воздушного бассейна, сохраняются большие земельные угодья.

В многочисленных публикациях говорится о положительном влиянии карбонатных пород на свойства автоклавного и неавтоклавного цементного камня. В научно-исследовательских работах описывались преимущественно пары: карбонаты - портландский клинкер, а в заводских - карбонаты - воздушная известь.

Добавление карбонатных пород различного происхождения в сырьевые смеси положительно влияет на свойства готовой продукции силика-

тобетонных изделий. На Херсонском заводе силикатного кирпича разработана и внедрена технология по переработке мелкой фракции щебня известняка (0-20 мм), который направляется на приготовление силикатной массы и включается в технологию на линии песка (речного кварцевого) [2]. Добавка известнякового щебня в сырьевую смесь позволила одновременно снизить расходы основного сырья (песка) на 7-8%, улучшить формуемость смеси; повысить прочность сырца, стабилизировать работу прессов, улучшить внешний вид продукции, уменьшить техногенное воздействие на окружающую среду.

Причина повышения качества (прочности, морозостойкости и др.) не до конца ясна. В научных работах это объясняется формированием более прочной структуры цементного камня [3] либо образованием в цементном камне гидрокарбоалюминатов [4,5] и гидрокарбонатов. Государственным НИИ строительных материалов и изделий была предложена сырьевая смесь для изготовления строительных изделий [6] на основе гипсового вяжущего (26-32%), топливного шлака (19-23%), промывных вод технологических линий производства поливинилацетатных дисперсий (2-6 %) и отхода известнякопечения (19-23%) фракции 0.14-5.0 мм. Мнения о причине повышения прочности образцов на 20% и коэффициента конструктивного качества на 20% авторы не высказывают. Как можно предположить (по данным авторов), это связано с увеличением пластичности смеси, что привело к снижению водопотребности и, следовательно, к увеличению плотности структуры. Последнее подтверждается ростом объемной массы.

В [7] предложено вяжущее, получившее название цемент Триефа, изготовленное на основе золы-уноса и известняка. Этот цемент характеризуется пониженным тепловыделением при твердении, высокой стойкостью в морской воде и способностью длительно сохранять свою активность при хранении. Объяснение причин этих качеств отсутствует.

Известен эффект увеличения предела водонепроницаемости бетонов при введении в них в качестве заполнителя (как мелкого, так и крупного) промытых фракций из механически прочных известняков, например, скрытокристаллических.

Возможно, это происходит вследствие более плотного (не исключено, эпитоксического) контакта продуктов гидратации портландцемента на чистой поверхности карбонатного заполнителя. Говорить об образовании неких гибридных силикато-карбонатных минералов без научных фактов неправомерно.

Благотворное влияние карбонатов на строительные свойства изделий описано в иностранных источниках. Так, в [8] для увеличения водонепроницаемости пенобетона предлагается смесь из смолы и заполнителя в соотношении 0.5 : 4.0. При этом берут синтетические смолы (акриловую,

бутадиенстирольную, хлорвиниловую и др.), а в качестве заполнителя силикаты кальция, кварцевый песок, перлит, вермикулит и карбонат кальция. Положительная роль карбоната кальция в подобных публикациях научно не объясняется.

Предполагается, что между карбонатом кальция и кремнеземом возможна реакция. Сравнивая энергии активации, изучали влияние условий помола SiO_2 и CaCO_3 на кинетику реакции между ними. Наименьший уровень энергии активации процесса взаимодействия установлен для смесей, полученных при совместном помоле. Результаты сравнения энергий активации соответствуют данным, полученным с помощью дифференциального термического анализа.

Карбонат магния аналогично карбонату кальция участвует в формировании структуры цементного камня. При использовании в качестве заполнителя доломита происходит химическое взаимодействие его с продуктами гидратации цемента [5]. По мнению авторов, вначале идет доломитизация, а затем образующейся карбонат кальция взаимодействует с гидроалюминатом кальция и в результате получается гидрокарбоалюминий кальция.

На примере карбонатных цементов показана целесообразность использования карбонатных добавок в цементах, особенно при их отдельном измельчении, и клинкера [9]. Рассматривая процессы гидратации карбонатных цементов, роль отдельных клинкерных минералов и вещества добавок, авторы констатируют наличие активной роли карбонатов в составе портландцементного камня.

Карбонаты влияют на процесс гидролиза клинкерных минералов каталитически. В [4] с помощью калориметрического, кондуктометрического, рентгеновского анализов, а также сканирующей электронной микроскопии исследовали процесс гидратации монокальциевого алюмината СА в присутствии CaCO_3 , применяемого в качестве заполнителя.

Соотношения СА: CaCO_3 в опыте были 50:50, 82.6:17.4 и 90:10. Установлено, что добавление карбоната кальция значительно влияет на способность моноалюмината кальция взаимодействовать с водой и получены продукты гидратации, в основном гидрокарбоалюминат кальция, CAH_{10} и CAH_8 . Гидроксид алюминия практически не выделялся.

Опыты проводили на трех видах карбоната кальция: аналитически чистого CaCO_3 , оолитового природного известняка и арагонита. Известняк измельчали до частиц размером менее 160 мкм, то есть до тонины портландцемента. Каждый из названных карбонатов по-разному влияет на кинетику гидратации моноалюмината кальция и структуру новообразований.

В [10] было изучено взаимодействие при температурах 100-200⁰ С свежесажженного CaCO_3 со щелочно-кремнеземистыми растворами, по-

лученными при гидротермальной обработке алюмосиликатных пород при $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 0.25:3.50$. В результате реакции был получен осадок с соотношением $\text{CaO}:\text{SiO}_2$ до 3.63 и величиной потерь при прокаливании 34.77%, причем содержание SiO_2 в фильтрате уменьшилось от 60.12 до 2.25%.

Катализом хорошо объясняются преобразования в цементном тесте и затем в цементном камне, но его механизм остается неисследованным.

На основании экспериментальных данных установлено, что карбонатные добавки интенсифицируют процессы твердения портландцемента, граншлака и шлакопортландцемента [3]. По мнению авторов, механизм их действия заключается не только в формировании более плотной структуры цементного камня, но и в кристаллизации гидросиликатов кальция с высокодисперсными кремнекислородными анионами, имеющими высокие прочностные свойства.

Итак, в известково-цементных растворах на кварцевом песке и других кремнеземистых заполнителях роль карбонатной добавки хорошо угадывается и прослеживается. В жидкой фазе цементного теста гидролизные известь и кремнезем, рекомбинируясь, дают новообразования с кристаллическими решетками, захватившими отдельные структурные элементы карбонатов кальция и магния. Видимо, прочностные показатели таких смешанных новообразований выше, чем у чистых, то есть без карбонатов. Так, силикатный кирпич с карбонатной добавкой почти вдвое прочнее, чем без добавки.

Вызывает сомнение существование гидрокарбонатов кальция и магния как таковых в целом, так и в качестве связующих веществ, в частности. Карбонаты практически нерастворимы в воде (возможно, растворимы в известковой).

Авторами этой статьи проведены эксперименты с составами, в которые входило максимальное количество карбонатной составляющей. Методом полусухого прессования были приготовлены образцы из известипушонки и мытых известняков: известняка-ракушечника, оолитового и скрытокристаллического. Известняки имели различную структуру и механическую прочность. Соотношение известь : известняк составляло 10:90. Известняк дробили до полного прохождения через сито с размером ячеек 1.25 мм. Таким образом, известняк был представлен как песчаной, так и цементной фракциями.

Образцы пропаривали или автоклавировали при 0.8 МПа. Все образцы вспучивались с растрескиванием. Говорить о химической пассивности известково-известняковых смесей нельзя, так как наблюдалось неравномерное изменение объема, что и привело к появлению трещин. Представляет научный и практический интерес исследование фазового состава новообразований, приведших к этому. Проведение рентгеновского, микроскопического и др. исследований структуры полученных продукта и си-

ликатобетонных образцов будет способствовать научному обоснованию положительной роли карбонатных пород в производстве силикатобетонов. Это позволит увеличить долю известнякового компонента в автоклавных изделиях и улучшить экологическую обстановку в местах добычи горных пород.

Выводы. Увеличение доли карбоната кальция в автоклавных изделиях, из силикатобетона, даст возможность снизить их себестоимость и частично решить экологические проблемы, возникающие при добыче и обработке пород содержащих карбонат кальция.

Библиографический список

1. Долгарев Д.В. Вторичные сырьевые ресурсы в производстве строительных материалов. Физико-химический анализ: Справ. пособие. - М.: Стройиздат, 1990. - 456 с.

2. Информационный листок о передовом производственно-техническом опыте/Херсон. межотрасл. терит. центр НТИ. - Херсон, 1989. - № 89-042 : Силикатный кирпич с использованием отходов известняка/Сост. Е.П.Романова - 3 с.

3. Темашев В.В., Кожемякин П.Т. Влияние добавок карбонатов кальция и магния на процессы гидратации портландцемента/ /Тр. Моск. хим.-технол. ин-та им. Д.И.Менделеева. - 1981. -№ 118. - С. 27-29.

4. Negro Alfredo, Bachiorrini Alessandro, Murat Michel. Interaction, in aqueous medium, between calcium carbonate and monocalcic aluminate/ /Cemento. - 1981. – Vol 78, N9 2. - P. 71-80.

5. Худяков А.И. К вопросу о влиянии доломитового заполнителя на гидратацию цемента/ / Строительные материалы из попутных продуктов промышленности. - Л., 1981. - С. 45-48.

6. А.с. 129148 СССР, МКИ С 04 В 28/14. Сырьевая смесь для изготовления строительных изделий/М.Т. Ларионов, Ю.Н.Червяков, И.Н. Микатюк, П.К. Лазарюк. - Оpubл. 28.02.87, Бюл. № 8.

7. Обзор по строительным материалам / ВНИИНТПИ: - 1990. - № 2.

8. Заявка 55-121987 Япония, МКИ³ С 04 В 41/32. Способ изготовления водонепроницаемого пенобетона / Окада Химихито. - Оpubл. 19.09.80.

9. Тимашев В.В.; Колбасов В.Н. Свойства цементов с карбонатными добавками/ /Цемент. - 1981. - № 10. – С. 17-18.

10. Сафарян А.М., Манучарян А.С., Корнеев В.И. Изучение процесса взаимодействия карбоната кальция с карбонатосодержащим щелочнокремнеземистым раствором/ / Арм. хим. журн. - 1981. - Т. 34, № 7- С. 599-600.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Дроздом Г.Я.

*Антошина Т.В.,
к.т.н. Иванов А.П.
(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ МАГНИТНЫХ СВОЙСТВ МАТЕРИАЛА ОТ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПЛАСТИН ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ ЛОКАЛЬНОГО НАГРЕВА

Отриман кореляційний зв'язок між напруженим станом і магнітною характеристикою в пластинах, заздалегідь розігрітих до різних температур в центрі.

***Ключові слова:** пластина, стійкість, локальні температурні впливи.*

Получена корреляционная связь между напряженным состоянием и магнитной характеристикой в пластинах, предварительно разогретых до разных температур в центре.

***Ключевые слова:** пластина, устойчивость, локальные температурные воздействия.*

Одним из факторов, существенно влияющих на поведение стальных конструкций под нагрузкой, является наличие остаточного напряженного состояния (ОНС), появление которого вызвано высокотемпературными воздействиями при изготовлении.

Учитывая влияние остаточных напряжений (ОН) на работу стальных конструкций, возникает вопрос о контроле (измерении) таких напряжений. Для стальных конструкций наиболее приемлемыми были и остаются неразрушающие методы, в частности, электромагнитный [1, 2 и др.]. Физические основы данного метода заключаются в использовании магнитных свойств материалов (размагничивающего фактора), изменяющихся при различных видах напряженно-деформированного состояния (НДС). Информативным параметром в данном случае является коэрцитивная сила (H_c), которая характеризуется напряженностью магнитного поля на предельной петле гистерезиса, при которой намагниченность равна нулю [3, 4]. Применение данного метода связано с некоторыми трудностями в использовании измерительных приборов, так как магнитные свойства материала зависят от многих факторов (толщины, структуры, неоднородности и др.).

Проведение исследований по распределению и величине коэрцитивной силы (H_c) по контурам пластины (расположение контуров показано на рисунке 1) в зоне воздействия точечного температурного нагрева показало, что от величины температурного воздействия изменяется и величина коэрцитивной силы [5]. Были проведены исследования пластин толщиной 5 мм размерами 500x500мм из углеродистой стали марки Вст3Гсп по ГОСТ 380-94, с температурой нагрева в центре 800, 900, 1000 °С. Пластины в центре разогревались с помощью высокотемпературного нагревателя большой мощности (газового резака) с одной стороны. Диаметр пятна при разогреве пластины составлял 25÷30 мм. При измерениях коэрцитивной силы датчик устанавливался по четырем направлениям относительно осей симметрии пластины. По полученным результатам строились изолинии изменения коэрцитивной силы в пластинах, характер распределения которых имел форму «восьмерки». Для выявления истинного характера расположения изолиний H_c по пластине результаты измерений коэрцитивных сил в точке по четырем направлениям усреднялись [8]. Расположение изолиний H_c по пластинам в состоянии поставки и предварительно напряженных локальными термическими воздействиями (ЛТВ) с температурой разогрева в центре пятна 800, 900, 1000 °С показано на рисунке 2.

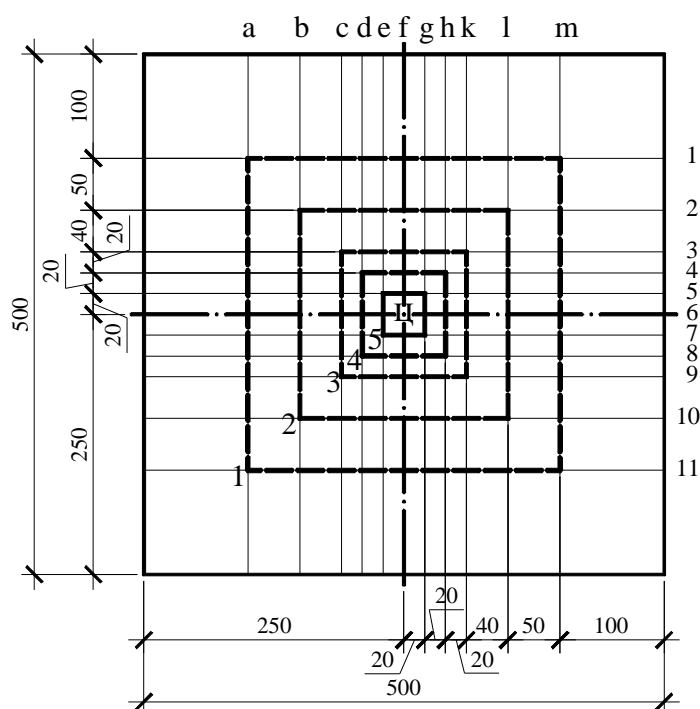
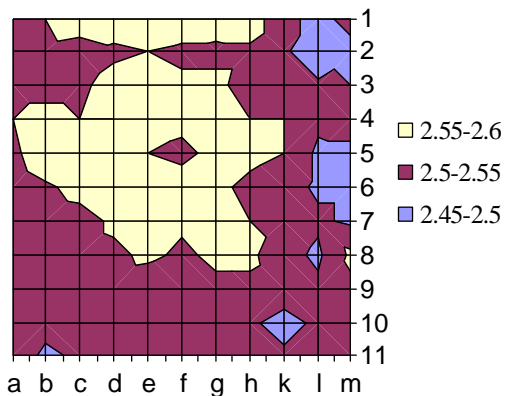


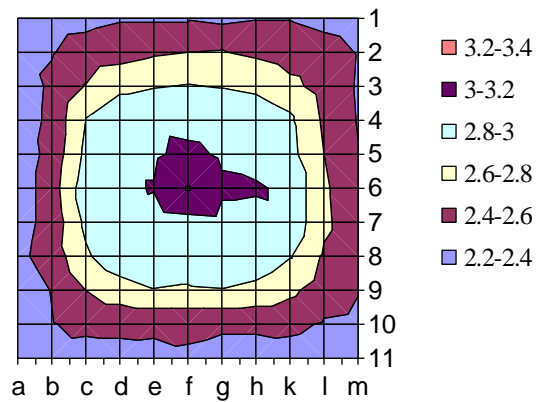
Рисунок 1 - Расположение контуров на пластине

Распределение N_s по
пластине П20, 1000*А/см



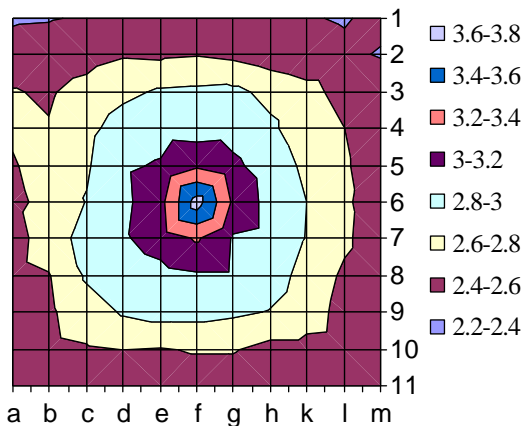
а)

Распределение N_s по пластине
П800И2, 1000*А/см



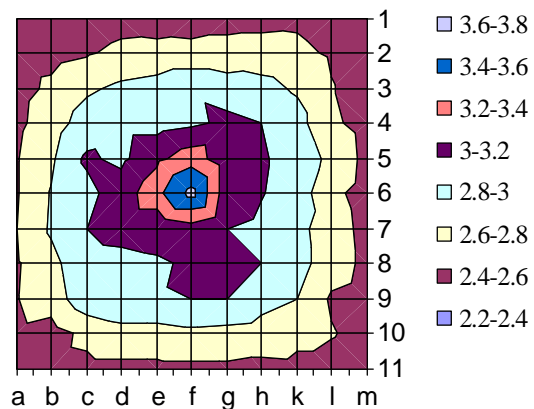
б)

Распределение N_s по
пластине П900И2, 1000*А/см



в)

Распределение N_s по пластине
П1000И2, 1000*А/см



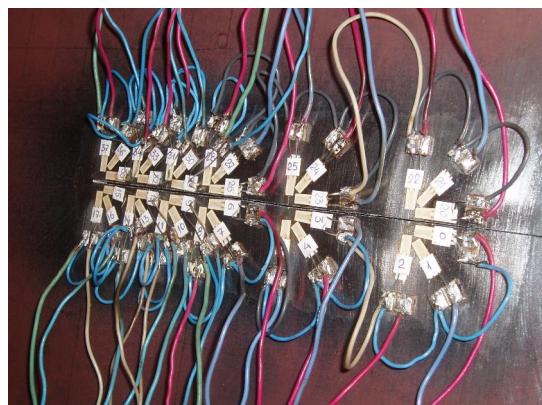
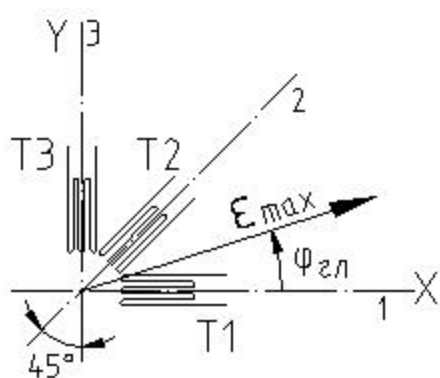
г)

- а) пластина в состоянии поставки;
 б) пластина с температурой нагрева до 800 °С;
 в) пластина с температурой нагрева до 900 °С;
 г) пластина с температурой нагрева до 1000 °С.

Рисунок 2 - Расположение изолиний усредненных N_s по пластинам

Параллельно проводились исследования напряженного состояния пластин разрушающим методом [6]: пластины разрезались и с помощью тензорезисторов фиксировалось деформированное состояние, характер изменения и качественная оценка главных напряжений $\sigma_{1,2}$ ($\sigma_1 > \sigma_2$). Де-

формации определялись с помощью измерительной тензометрической системы СИИТ-3. Для определения главных напряжений использовались прямоугольные трехэлементные «розетки» тензорезисторов сопротивления КФ 5П1-5-200-Б12. Расположение тензорезисторов в «розетке» и схема расположения «розеток» в пластине приведены на рисунке 3.



- а)
 а) расположение тензорезисторов в «розетке»;
 б) схема расположения «розеток» в пластине.

Рисунок 3 - К определению главных напряжений по контурам пластины

Целью данной работы являлось проведение корреляционного анализа и получение уравнений регрессии зависимости $\sigma_{1,2}$ от H_c для последующего контроля НДС, возникающего в результате высокотемпературных воздействий.

Для определения зависимости $\sigma_{1,2}$ от H_c задавались различные уравнения приближенной регрессии: линейная, гиперболическая, параболическая, логарифмическая, экспоненциальная, степенная, полиномы 3, 4, 5 степеней. В качестве метода оценки тесноты корреляционной связи использовался коэффициент корреляции (для линейной регрессии) и коэффициент корреляционного отношения (для нелинейной регрессии), проверялась его надежность, а в качестве способа установления формы связи – метод наименьших квадратов [7]. Исходные данные для пластин сведены в таблицу 1. Анализ перечисленных выше зависимостей показал, что наилучшим уравнением регрессии является зависимость, описанная полиномом 4 степени:

$$\sigma(H_c) = a + b \cdot H_c + c \cdot H_c^2 + d \cdot H_c^3 + e \cdot H_c^4,$$

где a, b, c, d, e – параметры регрессии, определяемые из решения системы:

$$\left\{ \begin{array}{l} a \cdot n + b \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i + c \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^2 + d \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^3 + e \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^4 = \sum_{i=1}^n \sigma_i \\ a \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i + b \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^2 + c \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^3 + d \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^4 + e \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^5 = \sum_{i=1}^n \sigma_i \cdot Hc_i \\ a \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^2 + b \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^3 + c \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^4 + d \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^5 + e \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^6 = \sum_{i=1}^n \sigma_i \cdot Hc_i^2, \\ a \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^3 + b \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^4 + c \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^5 + d \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^6 + e \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^7 = \sum_{i=1}^n \sigma_i \cdot Hc_i^3 \\ a \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^4 + b \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^5 + c \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^6 + d \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^7 + e \cdot \sum_{i=1}^n Hc_i^8 = \sum_{i=1}^n \sigma_i \cdot Hc_i^4 \end{array} \right.$$

где n – число пар исследуемых величин $\sigma_{1,2}$ -Нс.

Коэффициент корреляционного отношения:

$$R = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\sigma(Hc)_i - \bar{\sigma})^2}{\sum_{i=1}^n (\sigma_i - \bar{\sigma})^2}},$$

где $\bar{\sigma}$ – среднее значение признака σ .

Таким образом, уравнения зависимости $\sigma_{1,2}$ от Нс для разных температур нагрева имеют следующий вид:

– для температуры нагрева 800°C

$$\sigma_1^{800} = 10^3 \cdot \left(\begin{array}{l} -4321,4 + 6081,164 \cdot Hc - 3198,256 \cdot Hc^2 + \\ + 744,95 \cdot Hc^3 - 64,83 \cdot Hc^4 \end{array} \right),$$

$$\sigma_2^{800} = 10^3 \cdot \left(\begin{array}{l} -2990,699 + 4192,814 \cdot Hc - 2196,587 \cdot Hc^2 + \\ + 509,606 \cdot Hc^3 - 44,171 \cdot Hc^4 \end{array} \right),$$

$$Hc \in \{2,56 \div 3,3\} \cdot 10^3 \text{ А/см};$$

Таблица 1 – Исходные данные пластин с различной температурой нагрева

Контур	П800И1			П900И2			П1000И3		
	Нс, А/см	σ_1 , МПа	σ_2 , МПа	Нс, А/см	σ_1 , МПа	σ_2 , МПа	Нс, А/см	σ_1 , МПа	σ_2 , МПа
1	$2,56 \times 10^3$	26.4	-1.3	$2,53 \times 10^3$	-2.84	-51.2	$2,46 \times 10^3$	44.9	-24.3
2	$2,66 \times 10^3$	8.8	-19.1	$2,71 \times 10^3$	0.18	-71.2	$2,59 \times 10^3$	41.5	-35.4
3	$2,96 \times 10^3$	32.7	-84.0	$2,97 \times 10^3$	105.4	-17.6	$2,94 \times 10^3$	91.2	20.3
4	$3,04 \times 10^3$	318	32.5	$3,02 \times 10^3$	333.5	94.2	$3,13 \times 10^3$	216	106
5	$3,08 \times 10^3$	467	199	$3,15 \times 10^3$	374.7	172	$3,27 \times 10^3$	275	198
центр	$3,3 \times 10^3$	315	144	$3,49 \times 10^3$	293.0	147	$3,67 \times 10^3$	303	291
R		0,999	0,98		0,95	0,98		0,99	0,99
Надеж- ность R		+	-		+	+		+	+

– для температуры нагрева 900 °С

$$\sigma_1^{900} = 10^3 \cdot \left(\begin{array}{l} -198,954 + 298,665 \cdot Hc - 166,46 \cdot Hc^2 + \\ + 40,795 \cdot Hc^3 - 3,706 \cdot Hc^4 \end{array} \right),$$

$$\sigma_2^{900} = 10^3 \cdot \left(\begin{array}{l} -300,011 + 428,548 \cdot Hc - 228,189 \cdot Hc^2 + \\ + 53,635 \cdot Hc^3 - 4,692 \cdot Hc^4 \end{array} \right),$$

$$Hc \in \{2,53 \div 3,49\} \cdot 10^3 \text{ А/см};$$

– для температуры нагрева 1000 °С

$$\sigma_1^{1000} = 10^3 \cdot \left(\begin{array}{l} -53,003 + 78,763 \cdot Hc - 43,307 \cdot Hc^2 + \\ + 10,433 \cdot Hc^3 - 0,927 \cdot Hc^4 \end{array} \right),$$

$$\sigma_2^{1000} = 10^3 \cdot \left(\begin{array}{l} -54,249 + 79,151 \cdot Hc - 42,809 \cdot Hc^2 + \\ + 10,148 \cdot Hc^3 - 0,887 \cdot Hc^4 \end{array} \right),$$

$$Hc \in \{2,46 \div 3,67\} \cdot 10^3 \text{ А/см},$$

где 10^3 – степенной показатель значений коэрцитивной силы.

Линии регрессии для разных температур нагрева показаны на рисунке 4. Как видно из рисунка 4 с увеличением температуры нагрева линии регрессии приобретают более спокойный характер, точки экстремумов для линии 1000 °С как бы сглаживаются, что подтверждает выводы [6].

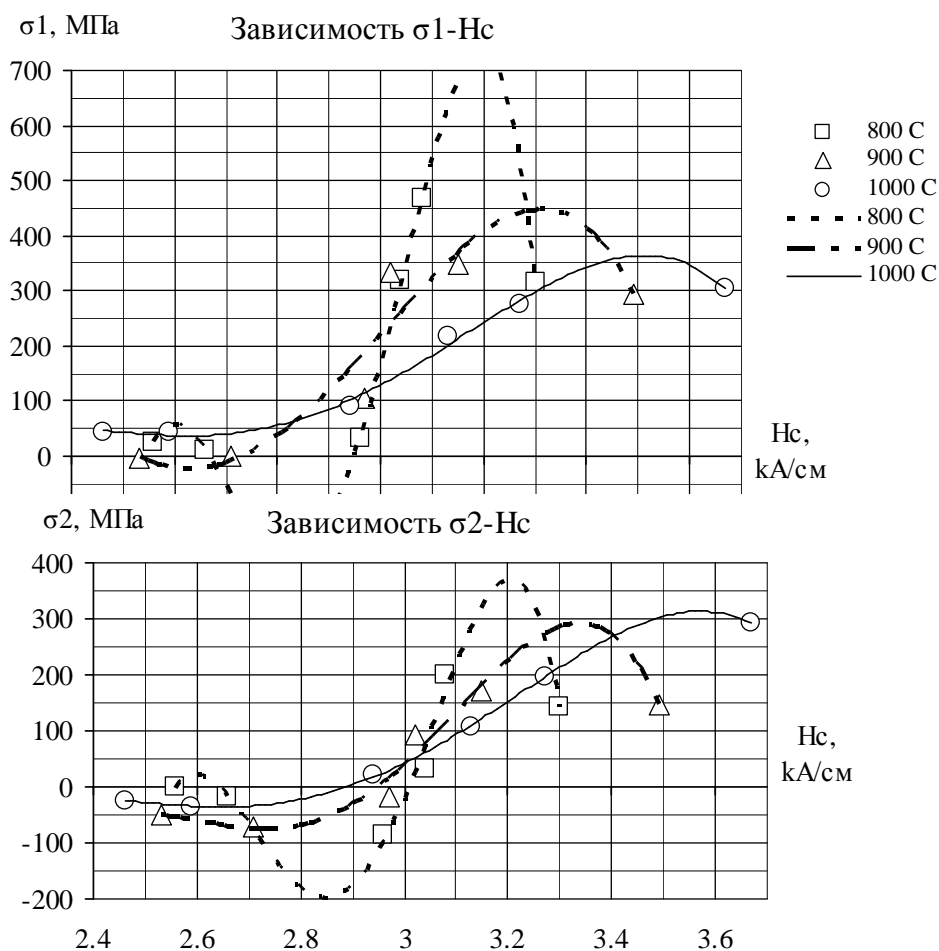


Рисунок 4 - Регрессионная зависимость главных напряжений (σ_1, σ_2) от коэрцитивных сил (H_c)

По приведенным выше уравнениям зависимости $\sigma_{1,2}$ ($\sigma_1 > \sigma_2$) от H_c были определены главные напряжения по контурам «3-5, ц» в пластинах с температурой нагрева в центре 800, 900, 1000 °С. Расположение изолиний σ_1 и σ_2 по пластинам, предварительно напряженным локальными термическими воздействиями, приведены на рисунках 5-7.

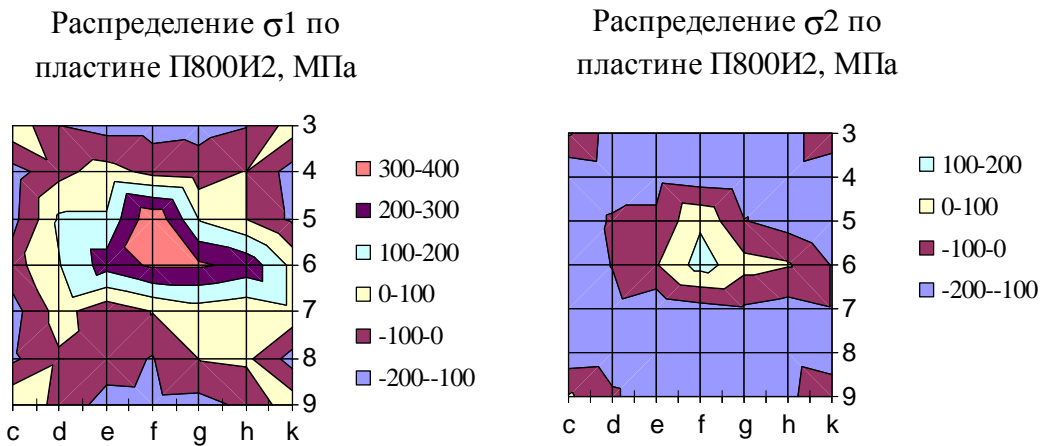


Рисунок 5 – Расположение изолиний σ_1 и σ_2 по пластине с температурой нагрева в центре $800\text{ }^{\circ}\text{C}$

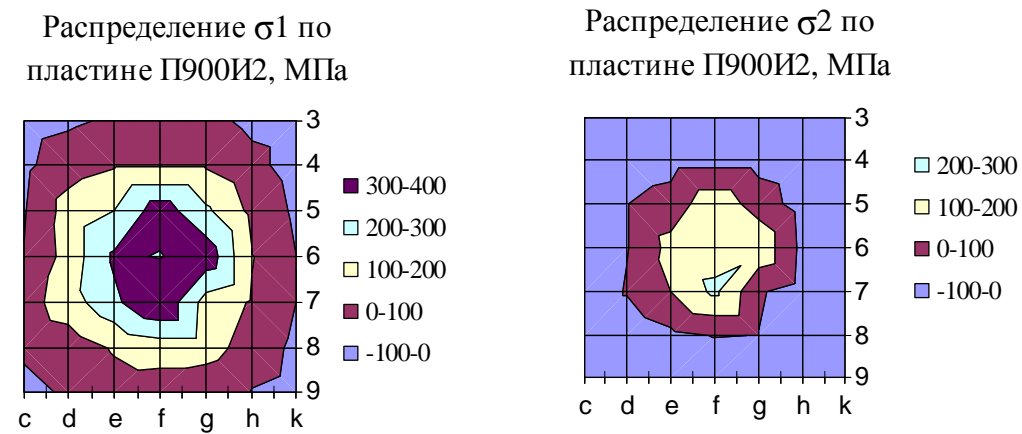


Рисунок 6 – Расположение изолиний σ_1 и σ_2 по пластине с температурой нагрева в центре $900\text{ }^{\circ}\text{C}$

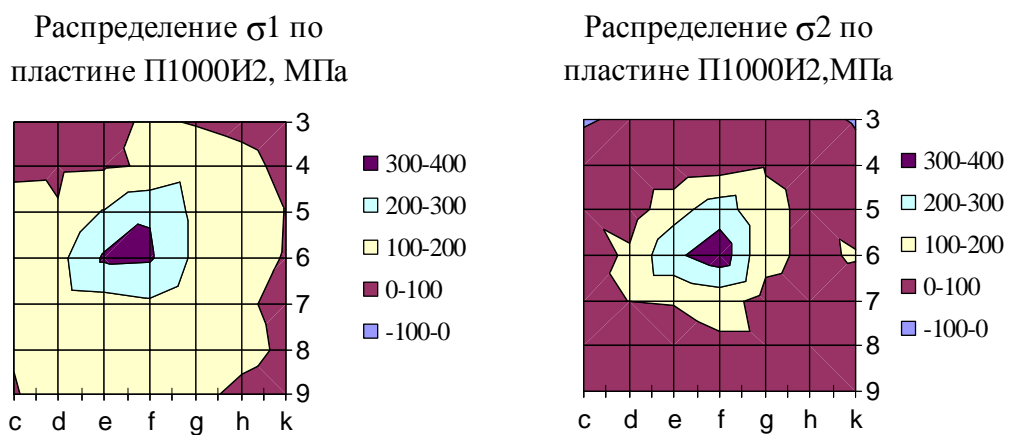


Рисунок 7 – Расположение изолиний σ_1 и σ_2 по пластине с температурой нагрева в центре $1000\text{ }^{\circ}\text{C}$

На основании выше изложенного можно сделать следующие выводы:

1) Между напряженным состоянием в пластине и магнитной характеристикой (коэрцитивной силой) существует корреляционная связь достаточно надежная. Так для пластин с температурой нагрева 800°C наблюдаемое значение критерия надежности 3.11 и 1.92, для 900°C – 3.53 и 4.4, для 1000°C – 8.35 и 10.33, при обеспечении необходимой надежности 2,78;

2) Качественный контроль напряженного состояния пластин после локального термического воздействия вполне приемлем через магнитные характеристики материала.

Библиографический список

1. Недосека А.Я. Основы расчета и диагностики сварных конструкций. – К.: Издательство «ИНДПРОМ», 2001. – 815с.

2. Голоднов А.И. Регулирование остаточных напряжений в сварных двутавровых колоннах и балках / Монография. – К.: вид-во «Сталь», 2008. – 150 с.

3. Белокур И.П., Коваленко В.А. Дефектоскопия материалов и изделий. – К.: Техніка, 1989. - 192с.

4. Приборы для неразрушающего контроля материалов и изделий. Справочник. В 2 – х книгах Кн. 2/ Под ред. В.В. Ключева – 2-е изд. – М.: Машиностроение, 1986. – 352с.

5. Иванов А.П., Антошина Т.В. Изменение магнитных свойств материала при различных температурах локального нагрева /Захист від корозії і моніторинг залишкового ресурсу промислових будівель, споруд та інженерних мереж //Матеріали наук.-практ. конф. (м. Донецьк, 9-12 червня 2003р.) – Донецьк: УАМК, 2003. – С153-157.

6. Иванов А.П., Антошина Т.В. Влияние локальных температурных воздействий на распределение напряжений в стальных пластинах/ Сб. научн. тр. «Современные строительные конструкции из металла и древесины» ОГАСА, - Одесса: ООО «Внеширекламсервис», 2008. – С.122-126.

7. Пустыльник Е.И. Статистические методы анализа и обработки наблюдений / Москва: Изд. «Наука», 1968. – 288с.

8. Голоднов А.И., Иванов А.П., Антошина Т.В. Разработка методики исследования напряженного состояния в элементах конструкций магнитным методом / Строительство. Материаловедение. Машиностроение // Сб. научн. тр. №18, – Дн-ск: ПГАСиА, 2002. – С37-43.

Рекомендовано к печати д.т.н., с.н.с. Голодновым А.И.

*Отрош Ю.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ОСОБЕННОСТИ ИСПЫТАНИЯ МЕТАЛЛА В СТРОИТЕЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЯХ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЛОКАЛЬНОГО РАЗРУШЕНИЯ

У статті представлений порівняльний аналіз існуючих методів для визначення механічних властивостей металу в конструкціях, що експлуатуються.

***Ключові слова:** міцність металу, локальне руйнування випробувальний гвинт.*

В статье представлен сравнительный анализ существующих методов для определения механических свойств металла в эксплуатируемых конструкциях.

***Ключевые слова:** прочность металла, локальное разрушение испытательный винт.*

В настоящее время на действующих предприятиях прослеживается тенденция к сокращению строительства новых объектов и снижению вложенных средств на реконструкцию и замену изношенных элементов конструкций. Это приводит к отказу эксплуатируемых конструкций принося, таким образом, значительные убытки.

В процессе обследования эксплуатируемых конструкций огромное значение играет определение фактических механических свойств металла, из которого изготовлены конструкции. На сегодняшний день определение фактических механических свойств металла производится посредством отбора проб, как правило, в малонагруженных либо вообще в ненагруженных участках конструкций, что не дает возможности сделать правильные выводы о действительных характеристиках сталей в основных несущих элементах, а также приводит к ослаблению конструкций и к необходимости ремонта их после взятия образцов. Поэтому получение фактических значений, характеризующих реальную прочность стали, в наиболее ответственных элементах конструкций и без нарушения их целостности, остается одной из актуальных задач.

Для решения этой задачи требуется усовершенствовать существующие методы обследования эксплуатируемых строительных конструкций таким образом, чтобы они позволили более точно оценить свой-

ства металла под действием различных нагрузок, так как при эксплуатации конструкций неизбежно происходит накопление повреждений в его структуре, что вызывает изменение его механических свойств [1].

Существуют разрушающие и неразрушающие методы исследования механических свойств металла.

Разрушающие методы исследования механических свойств металла на сегодняшний день хорошо изучены и являются самыми распространенными. Все они основаны на разрушение образцов. Самый широко применяемый разрушающий метод (он же является наиболее распространенным при обследовании зданий или сооружений) – растяжение образцов при одноосном статическом нагружении. Основным его (и всех разрушающих методов в целом) недостатком является то, что образцы необходимо вырезать из эксплуатируемой конструкции, которая обследуется, что приводит к негативным последствиям, которые описаны выше. А основным достоинством – определение свойств исследуемого металла прямым способом, т.е. сразу из результатов испытания и с минимальной погрешностью.

Неразрушающие методы [2] исследования механических свойств металла также хорошо изучены и их большое количество. Они в свою очередь подразделяются на: неразрушающие методы на физической основе и неразрушающие методы на механической основе.

Неразрушающие методы исследования качества металла на физической основе (ультразвуковые, электромагнитные и др.) дают качественную оценку его состояния, а при более детальном изучении исследуемого параметра можно получить и количественные показатели его механических свойств.

Неразрушающие методы исследования качества металла на механической основе, такие как методы Брюнелля и Роквелла (статическое воздействие), методы Шора и Польди-Хютте (динамическое воздействие) и другие методы позволяют получить показатель твердости поверхностного слоя (характеризуется отпечатком динамометра, глубиной лунки, высотой отскока ударника и т.п.), который косвенно связан с механическими свойствами стали.

Таким образом, можно сказать, что у неразрушающих методов также есть недостатки. Во-первых, все неразрушающие методы (и на физической основе, и на механической основе) – косвенные; во-вторых, погрешность полученных показателей велика (при исследовании металла неразрушающими методами на физической основе погрешность иногда достигает 15-20%). Поэтому подобные измерения носят условный характер и используются в статической обработке полученных результатов при параллельных испытаниях разрушающими методами (в данном случае при испытаниях на растяжение). Но, на эти недостатки, у

неразрушающих методов есть большое достоинство – эти методы без отбора образцов, т.е. не нарушается целостность конструкции [3, 4, 5].

Не смотря на большое количество неразрушающих методов исследования механических свойств металла, большой интерес вызывают методы испытания с локальным разрушением исследуемого материала, где искомые характеристики этого материала были бы определены по полученным результатам испытаний и имели бы малый процент погрешности по сравнению с показателями испытания этого же материала разрушающими методами.

Целью данной работы является выявить наиболее эффективный метод оценки качества металла с применением локального разрушения.

Впервые такой метод, так называемый метод «среза резьбы», был предложен И.В. Изосимовым. Основная его идея состоит в том, что в испытываемом материале сверлится отверстие и нарезается резьба. В эту резьбу ввинчивается винт, который показан на рисунке 1, с определенным количеством полных витков (прочность стали винта значительно прочнее испытываемого материала).

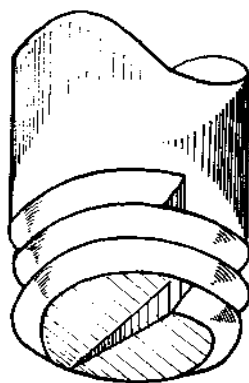


Рисунок 1 – Конструкция испытательного винта для определения механических свойств металла методом «среза резьбы», предложенного И.В. Изосимовым

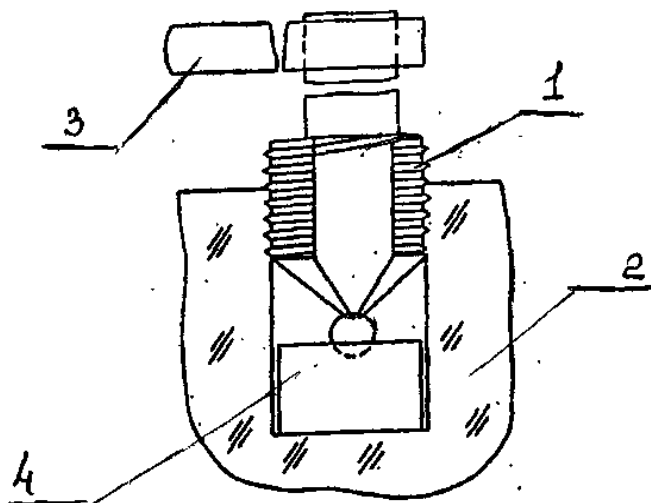
К винту прикладывается усилие и соединение доводится до разрушения. Для создания усилия на испытательном винте разработано устройство, позволяющие плавно нагружать винт и доводить до разрушения соединение «испытываемый материал – винт». По площади среза витков в испытываемом материале и усилию, затраченному на разрушение, судят о прочности испытываемого материала.

В конструкции винта рассматриваемого метода существует ряд недостатков. Изготовление винта трудоемко и нетехнологично, т.е. его невозможно изготовить машинным способом из-за отсутствия схода и

захода резьбы, поэтому при установке винта в резьбу испытываемого материала возможны перекосы, что приводит к значительным погрешностям. Для обеспечения идентичности проводимых испытаний в испытываемом материале необходимо обеспечить захват испытательного винта (из-за наличия полных витков), что требует дополнительной операции при проведении испытаний. Испытание механических свойств стали этим методом проводились только в слоях, близких к поверхности, также по причине несовершенства конструкции винта [6, 7].

Достоинством этого метода (как и других методов подобного типа) является точность полученных результатов. Исследования, проведенные на основании этого метода в сопоставлении с исследованиями на основании разрушающих методов, показали достаточно хорошие результаты, погрешность сопоставительных испытаний составила 2-3% [8, 9].

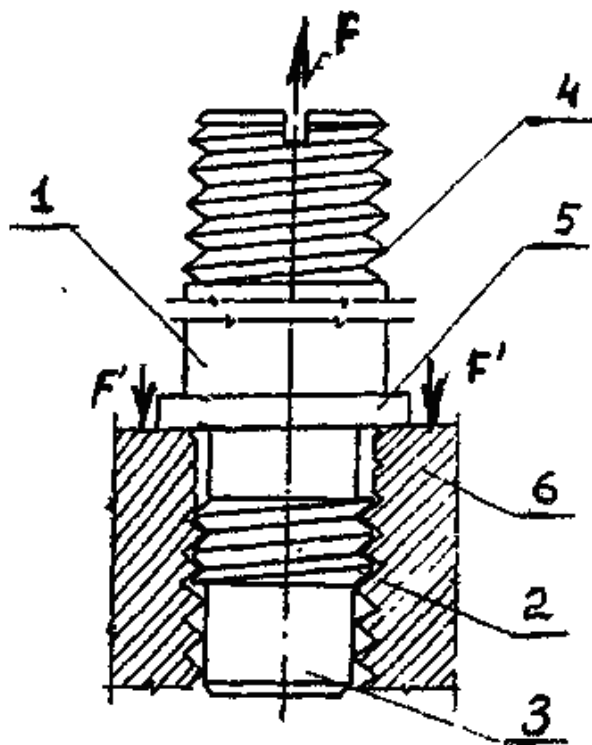
Некоторые недостатки метода, предложенного И.В. Изосимовым, были исключены в последующих исследованиях, касающихся механических свойств металла методом «срезом резьбы», Лапшиновым В.М. Была улучшена конструкция испытательного винта. В конструкции этого винта был убран момент полных витков, что позволило проводить испытания прочности материала по глубине. Схема способа представлена на рисунке 2.



- 1 – испытательный винт;
- 2 – испытываемый материал;
- 3 – рукоятка для создания усилия среза испытываемого материала;
- 4 – подставка для изменения глубины испытания материала;

Рисунок 2 – Схема метода «среза резьбы», предложенного Лапшиновым, для определения механических свойств металла [10]

В ходе последующих исследований метод «среза резьбы» был усовершенствован Ивановым А.П.. Конструкция испытательного винта, предложенная им, существенно отличалась от конструкций винтов в рассмотренных выше методах. Схема метода представлена на рисунке 3.



- 1 – испытательный винт;
- 2 – рабочая резьба;
- 3 – направляющая винта;
- 4 – резьба для закрепления винта в нагружающем устройстве;
- 5 – ограничитель ввинчивания винта в испытываемый материал;
- 6 – испытываемый металл;

Рисунок 3 – Схема метода «среза резьбы», предложенного Ивановым А.П., для испытания механических свойств металла

Конструкция винта проста в изготовлении. Испытательный винт в данном методе позволяет решать задачи, связанные со стабилизацией винта, которая обеспечивает его вертикальность на протяжении всего испытания, а также позволяет проводить испытания металла по глубине пошагово, применяя переходные втулки [11].

В заключении можно сделать вывод о том, что значения механических характеристик стали, полученные в результате испытаний, выполненных по методу «среза резьбы» (с локальным разрушением металла) очень близки к результатам испытаний разрушающимися методами, а они на сегодняшний день являются самыми достоверными. Можно ска-

зять, что определением механических характеристик металла методом «среза резьбы» занимались многие авторы, их методы похожи по программе проведения испытаний, но различаются по конструкциям испытательных винтов и по конструкциям нагружающих устройств.

В данной работе для анализа были выбраны наиболее оптимальные методы для испытания металла в эксплуатируемых конструкциях (имеется в виду удобство проведения эксперимента в различных условиях и положениях, точность полученных результатов и т.д.). В качестве критерия оптимальности мы приняли конструкцию испытательного винта. Наиболее совершенная конструкция испытательного винта была предложена в методе Иванова А.П.. Поэтому для дальнейшей работы берем его метод «среза резьбы».

Библиографический список

1. *Иванов А.П. Определение фактических механических характеристик сталей в эксплуатируемых конструкциях: Диссертация канд. тех. наук: 05.23.01. – К., 2000. – 184с.*
2. *Дрозд М.С. Определение механических свойств металла без разрушения. / М.С. Дрозд. – М.: Металлургия, 1965. – 170с.*
3. *Борисов В.Т и др. Контроль металла в энергетике / В.Т. Борисов, Н.В. Бугай, Ф.И. Измаилов. – К.: Техніка, 1980. – 134с.*
4. *Марковец М.П. Определение механических свойств металла по твердости / М.П. Марковец. – М.: Машиностроение, 1979. – 191с.*
5. *Бернштейн М.Л. Механические свойства металлов / М.Л. Бернштейн, В.А. Займовский. – М.: Металлургия, 1979. – 184с.*
6. *Способ определения прочности металла на срез: А.с. 563595*
7. *Устройство для испытания металлов на прочность: А.с. 953512*
8. *Иванов А.П. Определение прочности металла в стальных конструкциях без отбора проб / А.П. Иванов. // Бюллетень строительной техники. – 1990. – № 4. – с. 13-14.*
9. *Иванов А.П. К испытанию прочности стали методом «среза резьбы» // Металлостроительство - 96: Тез. докл. междунар. науч. конф. (г.Макеевка, 25-26 мая 1996г.) – Т. I. – с. 83-85.*
10. *Способ определения прочности материала путем среза резьбы: А.с. 1619113.*
11. *Винт для определения прочности металла методом среза резьбы: А.с. 1633326.*

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

**ЭЛЕКТРОТЕХНИКА.
РАДИОТЕХНИКА**

*д.т.н. Заблодский Н.Н.
Лупанов А.В.,
Филатов М.А.
Грицюк В.Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

**РАСЧЁТ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО МОМЕНТА
ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНОГО ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО
ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ
ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ**

Отримане диференціальне рівняння руху ротора ПЕМП та картина розподілу магнітної індукції в поперечному перетині.

***Ключові слова:** поліфункціональний електромеханічний перетворювач, електромагнітний момент.*

Получена картина распределения индукции в поперечном сечении и дифференциальное уравнение движения ротора ПЭМП.

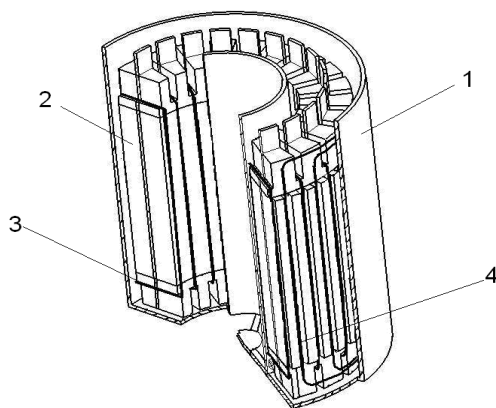
***Ключевые слова:** полифункциональный электромеханический преобразователь, электромагнитный момент.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Погружные полифункциональные электромеханические преобразователи (ПЭМП) относятся к новому классу электромеханических устройств, поэтому их создание требует разработки новых методик расчёта[1]. Известные методы расчёта традиционных электрических машин не отражают особенности геометрии ротора, конфигурации магнитной системы и взаимодействие полей комбинированных обмоток. Одним из основных элементов расчёта ПЭМП является расчёт электромагнитного момента ПЭМП.

Анализ исследований и публикаций. Методология создания указанной модификации погружного ПЭМП не достаточно разработана[1,2,3]. Традиционные подходы к анализу и расчёту ПЭМП на базе их электрических и магнитных схем замещения не учитывают тот очевидный факт, что на самом деле ПЭМП является сложной пространственной конструкцией с распределёнными параметрами, не обеспечивают необходимую достоверность расчётных результатов.

Постановка задачи. Разработать методику расчёта одной из основных интегральных величин - электромагнитного момента ПЭМП с использованием численных методов расчёта.

Изложение материала и его результаты Ряд модификаций погружных ПЭМП могут выполняться с обмотками кольцевого типа. При этом появляется возможность использования лобовых частей не только для формирования результирующего электромагнитного момента, но и обеспечения греющей мощности в торцевых зонах ПЭМП. Обмотка кольцевого типа (рисунок 1) укладывается в пазовую зону по всей длине, следовательно, лобовые части в такой обмотке отсутствуют, а длина активной части увеличивается[4].



- 1- полый массивный коаксиальный ротор
- 2- пакет статора с обмотками
- 3- кольцевая обмотка
- 4- внешняя обмотка барабанного типа

Рисунок 1 - Конструкция активной части погружного ПЭМП

Основными являются обмотки кольцевого и барабанного типов. Обмотка барабанного типа имеет активную зону только в цилиндрической части, а в торцевой расположены лобовые части, не формирующие суммарный момент. Поэтому расчёт моментов проводится по следующим зонам : торцевая и цилиндрическая - для обмотки кольцевого типа, цилиндрическая - для барабанного типа обмотки.

Применение кольцевых обмоток статора – это новое техническое решение, сопровождаемое значительным увеличением коэффициента использования активных материалов и увеличением технико-экономической эффективности ПЭМП. Оптимизацию структуры и параметров таких обмоток целесообразно выполнять методами математического моделирования. Достоверное определение параметров и характеристик ПЭМП в разных режимах работы зависит от точности ма-

тематических моделей, которые применяются для исследований, и полноты входящей информации, которая отражает физические особенности ПЭМП. Это требует разработки новых математических моделей ПЭМП, которые имеют меньше различного рода допущений и упрощений, и полной мерой учитывают геометрические особенности узлов и физические свойства материалов. Кроме того, новые методики и алгоритмы моделирования должны обеспечивать быстрое и наглядное отображение результатов удобным для пользователя интерфейсом.

Методами, которые обеспечивают высокую достоверность расчётов, являются полевые и цепе-полевые методы анализа, которые являются инвариантными к характеру электромагнитных связей объекта исследований. Использование полевого метода анализа позволяет проводить уточненные исследования параметров, характеристик и режимов работы ПЭМП с учётом таких их особенностей конструкции и режимов работы, которые не поддаются достоверному анализу традиционными классическими методами[1]. Цепе-полевые методы используются при анализе динамических режимов работы ПЭМП, они предусматривают совместное решение дифференциальных уравнений электрических обмоток и уравнений нестационарного электромагнитного поля в активной зоне ПЭМП.

При электромеханическом преобразовании энергии в ПЭМП возникает единое силовое физическое поле, отдельными составляющими которого являются поля электромагнитных, тепловых и механических величин. Анализ ряда явлений и эффектов в ПЭМП необходимо производить с учётом влияния отдельных составляющих.

Дифференциальное уравнение механического равновесия механических частей включает в себя суммарный электромагнитный момент M , создаваемый кольцевой и барабанной обмотками, динамический момент и момент сопротивления M_c :

$$J \frac{d\omega}{dt} = M - M_c. \quad (1)$$

Механический момент сопротивления обусловлен сопротивлением легкоплавкого материала и имеет характер, который приближается к линейной зависимости от угловой скорости вращения ротора

$$M_c = M_{c0} + a\omega_k, \quad (2)$$

где M_{c0} – постоянная составляющая нагрузки, которая не зависит от скорости;

a - коэффициент нагрузки.

Учитывая то, что перерабатываемый материал имеет известную плотность, вязкость, температуру фазового перехода, можно заранее предусмотреть в конструкции соотношение тепловой и механической мощности ПЭМП. Создаваемый ПЭМП электромагнитный момент складывается соответственно из следующих компонент:

$$M = M_{ЭМ.кольц} \mp M_{ЭМ.бараб}, \quad (3)$$

где $M_{ЭМ.кольц}$ -электромагнитный момент, создаваемый кольцевой обмоткой;

$M_{ЭМ.бараб}$ -электромагнитный момент, создаваемый обмоткой барабанного типа.

Знак «+» означает согласное направление электромагнитного момента барабанной и кольцевой обмотки, «-» - встречное.

В результате подстановки значения электромагнитного момента из выражения(3) в уравнение(1) получаем:

$$J \frac{d\omega}{dt} = M_{ЭМ.кольц} \mp M_{ЭМ.бараб} - M_c. \quad (4)$$

Электромагнитный момент, передаваемый материалу определяется следующим выражением:

для внешнего ротора от кольцевой обмотки

$$M_{внешн} = F_k \cdot R_{внешн}; \quad (5)$$

для внутреннего ротора от кольцевой обмотки

$$M_{внутр} = F_k \cdot R_{внутр}; \quad (6)$$

для внешнего ротора от обмотки барабанного типа

$$M_{ЭМ.бараб} = F_b \cdot R_{внешн}; \quad (5)$$

где $R_{внутр}$, $R_{внешн}$ – внутренний и внешний радиусы ротора относительно средней линии статора.

Вектор результирующей силы F_V , которая действует на данный объем тела V , находится интегрированием вектора плотности электромагнитной силы:

$$F_V = \int_V \vec{f}_V \cdot dV. \quad (7)$$

Вектор объемной плотности электромагнитной силы определяется следующим выражением

$$\vec{f}_V = \vec{B} \cdot \vec{J} - \frac{1}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \overrightarrow{\text{grad}} \mu. \quad (8)$$

Первое произведение в выражении (8) описывает силу Ампера, которая действует на элементарный ток с плотностью \vec{J} , находящийся в магнитном поле, а второе произведение – силу, обусловленную неоднородным распределением (градиентом) магнитной проницаемости ферромагнитных материалов. Второй множитель позволяет учитывать силы, которые возникают в системе немагнитных сред (постоянные магниты, если таковые есть) [5].

Для определения магнитной индукции ПЭМП использован метод конечных элементов и применен пакет прикладных программ Femlab.

В декартовых координатах нормальная и тангенциальная составляющая магнитной индукции в любой точке определяется по известным в этой же точке проекциям вектора индукции на оси системы координат

$$\begin{aligned} B_{ni} &= B_{xi} \sin \gamma_i + B_{yi} \cos \gamma_i \\ B_{ti} &= B_{xi} \cos \gamma_i - B_{yi} \sin \gamma_i \end{aligned} \quad (9)$$

где γ_i – угол между осью Y и вектором нормали к i – му отрезку расчетной линии.

Составляющие индукции B_x, B_y определяются с помощью известного соотношения $\vec{B} = \text{rot} \vec{A}$, которое увязывает векторный магнитный потенциал и магнитную индукцию. В частности для двумерных полей имеем выражения.

$$B_x = \partial A / \partial y, \quad B_y = -\partial A / \partial x. \quad (10)$$

Следует отметить, что на практике при использовании МКЭ очень часто применяют треугольные конечные элементы первого порядка. В пределах любого треугольного элемента первого порядка распределение векторного магнитного потенциала аппроксимируется линейным полиномом:

$$A(x, y) = a_1 + a_2 \cdot x + a_3 \cdot y, \quad (11)$$

где a_1, a_2, a_3 – постоянные коэффициенты, получаемые по значению векторного потенциала в вершинах треугольного элемента. После дифференцирования потенциала в каждом треугольном конечном элементе, составляющие магнитной индукции приобретают постоянные значения[5].

$$B_x = a_3, \quad B_y = -a_2. \quad (12)$$

На рисунках 2,3 представлены результаты моделирования электромагнитной структуры погружного ПЭМП, показанного на рисунке 1, в режиме короткого замыкания (стоянка под током).

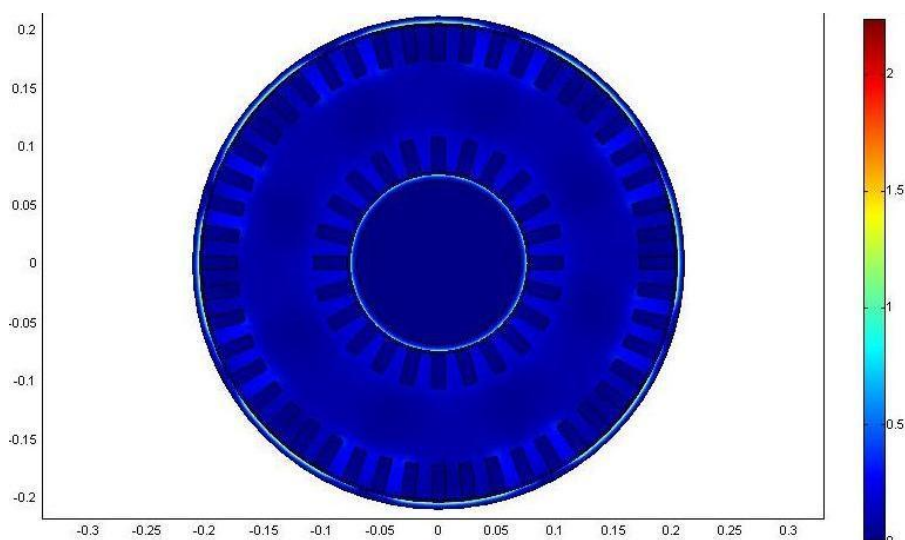


Рисунок 2 – Картина распределения нормальной составляющей плотности магнитного потока ПЭМП

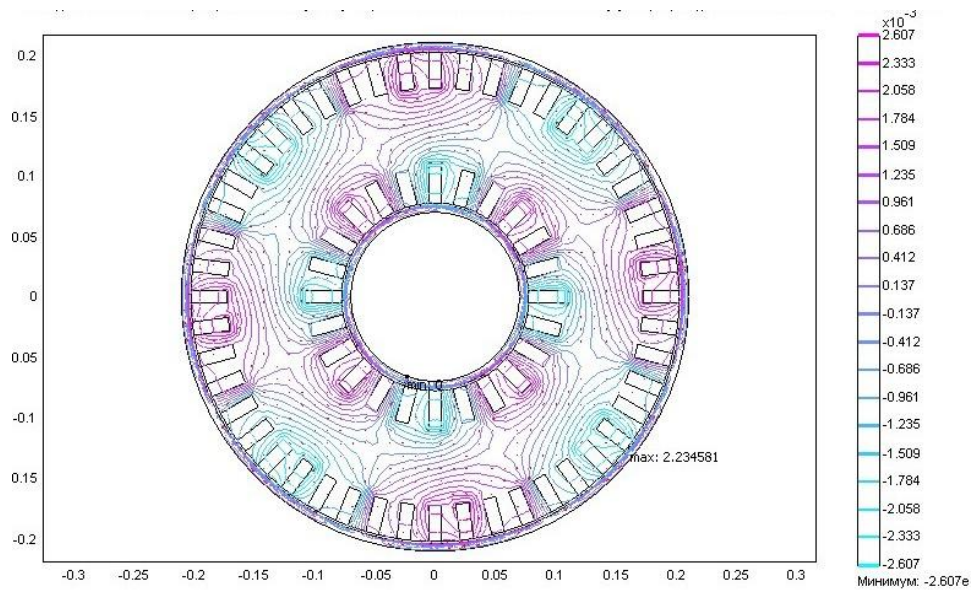


Рисунок 3 – Картина распределения нормальной составляющей векторного магнитного потенциала, с указанием максимума и минимума плотности магнитной индукции ПЭМП

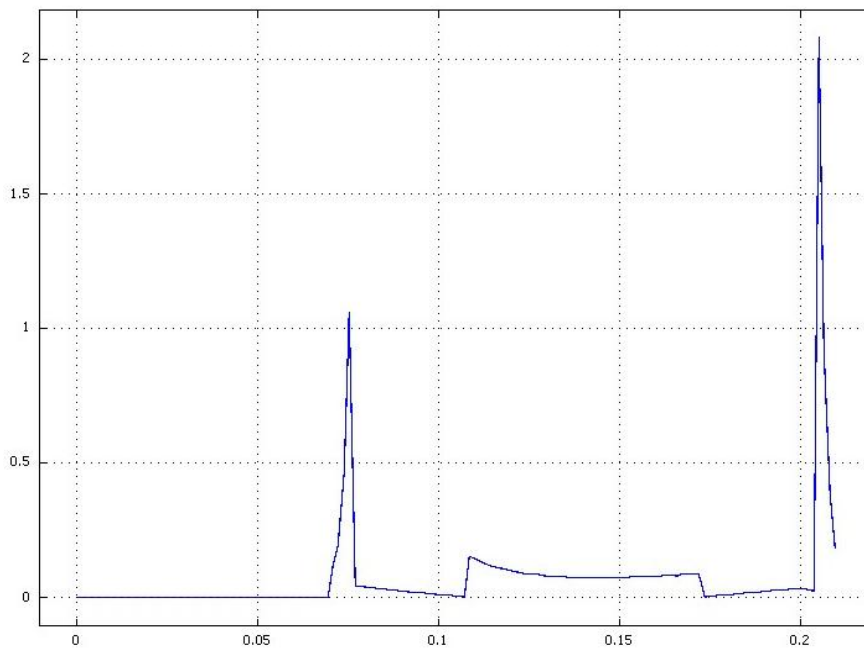


Рисунок 4 – Картина радиального распределения плотности магнитного потока ПЭМП

Полученные данные по распределению магнитной индукции использованы для расчёта электромагнитных моментов.

Моменты, создаваемые во внешней цилиндрической зоне ротора от кольцевой обмотки и обмотки барабанного типа:

$$M_{\text{цк}} = \left[\int \left(\frac{\mathbf{r}}{B_{\kappa}} \cdot \mathbf{J}_{\kappa} - \frac{l}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \text{grad } \mu \right) \cdot dV \right] \cdot R_{\text{внешн}} . \quad (13)$$

$$M_{\text{цб}} = \left[\int_V \left(\frac{\mathbf{r}}{B_{\delta}} \cdot \mathbf{J}_{\delta} - \frac{l}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \text{grad } \mu \right) \cdot dV \right] \cdot R_{\text{внешн}} . \quad (14)$$

Момент на внутренней цилиндрической зоне ротора создаёт только кольцевая обмотка

$$M_{\text{цк.внутр}} = \left[\int_V \left(\frac{\mathbf{r}}{B_{\kappa}} \cdot \mathbf{J}_{\kappa} - \frac{l}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \text{grad } \mu \right) \cdot dV \right] \cdot R_{\text{внутр}} . \quad (15)$$

Среднее значение результирующего электромагнитного момента двух торцевых частей ПЭМП:

$$M_{\text{торц}} = 4p \int_0^{\tau_{\phi}} B_m \cdot I_{2m} \cdot \sin p\phi \cdot \sin(p\phi - \psi_2) \left(\frac{D_2^2 - D_1^2}{4} \right) d\phi, \quad (16)$$

где τ_{ϕ} – полюсное деление в единицах угловой координаты ϕ ;

ψ_2 – начальный фазовый сдвиг гармоники тока $i_{2\phi}$;

p, τ – соответственно число пар полюсов и полюсное деление;

I_{2m} – амплитудное значение тока ротора;

B_m – амплитудное значение магнитной индукции;

Расчётная активная длина лобовых частей кольцевой обмотки при наружном D_2 и внутреннем D_1 диаметрах совмещённого статора составляет $l_{\text{ла}} = (D_2 - D_1)/2$ [4].

Таким образом, после подстановки всех составляющих дифференциальное уравнение движения ротора приобретает вид:

$$J \frac{d\omega}{dt} = \left[\int_V \left(\frac{\mathbf{r}}{B_{\kappa}} \cdot \mathbf{J}_{\kappa} - \frac{l}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \text{grad } \mu \right) \cdot dV \right] \cdot R_{\text{внешн}} + \\ + \left[\int_V \left(\frac{\mathbf{r}}{B_{\kappa}} \cdot \mathbf{J}_{\kappa} - \frac{l}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \text{grad } \mu \right) \cdot dV \right] \cdot R_{\text{внутр}} +$$

$$\begin{aligned}
& + 4p \int_0^{\tau_\phi} B_m \cdot I_{2m} \cdot \sin p\phi \cdot \sin(p\phi - \psi_2) \left(\frac{D_2^2 - D_1^2}{4} \right) d\phi m \\
& m \left[\int_V \left(\frac{r}{B_\sigma} \cdot J_\sigma - \frac{1}{2} \cdot \frac{|B|^2}{\mu} \cdot \operatorname{grad} \mu \right) \cdot dV \right] \cdot R_{\text{внешн}} - M_c.
\end{aligned} \tag{17}$$

Результаты моделирования подтверждают соответствие распределения магнитной индукции, полученному ранее в [4].

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Создана математическая модель и получена картина распределения индукции в поперечном сечении ПЭМП, определены зоны максимума и минимума магнитной индукции.

2. Получено дифференциальное уравнение движения ротора ПЭМП с кольцевыми обмотками и обмотками барабанного типа.

3. Дальнейшие исследования должны быть направлены на совершенствование методов экспериментального определения электромагнитного момента ПЭМП.

Библиографический список

1. *Заблодский Н.Н. Полифункциональные электромеханические преобразователи технологического назначения. – Монография. – Алчевск: ДонГТУ. – 2008. – 340 с.*

2. *Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е., Заблодская Т.П. Электромагнитные и тепловые процессы вращающихся электромеханических нагревателей. Вестник ХГПУ.- 2000. - Вып.84. - С. 93- 97.*

3. *Куцевалов В.И. Вопросы теории и расчета асинхронных машин с массивными роторами. – М. – Л.: Энергия, 1966. – 302 с.*

4. *Заблодский Н.Н., Лупанов А.В., Квасов В.А. Эффективность применения кольцевых обмоток в полифункциональных электротепломеханических преобразователях // Вісник Кременчуцького держ. політехн. ун-ту: Наукові праці КДПУ, 2008. – Вип. 4/2008 (51). Ч. 1. – С. 67-69.*

5. *Васьковський Ю.М. Польовий аналіз електричних машин: Навч. посіб. – К.: НТУУ «КПІ», 2007. – 192 с.*

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

*д.т.н. Кравченко В.М.
(ПГТУ, г. Мариуполь, Украина),
к.т.н. Сидоров В.А.
(ДонНТУ, г. Донецк, Украина)*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ

Розглянуто методи оцінки технічного стану електромеханічної системи. Визначені діагностичні параметри: вібрації, електричних параметрів, частоти обертання двигуна.

***Ключові слова:** електромеханічні системи, діагностичні параметри, вібрація, електричні параметри, частота обертання двигуна.*

Рассмотрены методы оценки технического состояния электро-механической системы. Определены диагностические параметры: вибрации, электрические параметры, частота вращения двигателя.

***Ключевые слова:** электромеханические системы, диагностические параметры, вибрация, электрические параметры, частота вращения двигателя.*

Большая часть машин и механизмов промышленных предприятия относится к электромеханическим системам. Эффективная эксплуатация данного оборудования невозможна без знания фактического состояния. Проблема диагностирования электромеханических систем решает задачи: распознавания технического состояния сложных систем, выбор диагностических параметров для оценки технического состояния, минимизация диагностических параметров. В практическом аспекте результаты диагностирования позволяют определить оптимальные сроки и виды ремонтных воздействий, увеличить долговечность оборудования, повысить безотказность и снизить энергопотребление.

Результаты исследований работ [1...4] показывают, что основным направлением решения диагностических задач является увеличение диагностических параметров, усложнение диагностических моделей и преобладание вопросов поиска неисправностей при диагностировании. Вопросы распознавания исправного состояния, уменьшения числа диагностических параметров на основе диагностических принципов в достаточном объеме не рассматривались. Необходимо разработать принци-

пы формирования диагностических параметров оценки технического состояния электромеханических систем.

Решение любой диагностической задачи начинается с изучения объекта диагностирования. Рассматривая электромеханическую систему, как объект диагностирования следует выделить основные составляющие: электрическую и механическую части. Взаимосвязь между ними осуществляется электромагнитным полем при преобразовании электрической энергии в механическую. Несмотря на многообразие конструктивного исполнения, электромеханические системы в основном реализуют вращательное движение и содержат двигатель – соединительный элемент – исполнительный механизм.

Принципиального различия при диагностировании технического состояния электрической и механической частей электромеханической системы не существует. Для механической части более характерным является преобладание процедур измерения над процедурами контроля, для электрической части элементы контроля содержит схема управления. В общем виде, оценка технического состояния электромеханической системы содержит оценки: состояния питающих кабелей, состояние сети питающей трансформатор, состояние элементной базы преобразователя, состояние преобразователя, состояние двигателя, состояние звена преобразующего характер движения (редуктор), состояние соединительных элементов (муфт), состояние механических элементов (валов, подшипников, резьбовых соединений).

Контроль состояния отдельных элементов не всегда позволяет судить о состоянии электромеханической системы в целом. Небольшие отклонения в функционировании отдельных элементов, приводят к значительным повреждениям и отказу системы. Например, повышенная вибрация двигателя приводит к ускоренному износу изоляции и короткому замыканию в обмотке статора.

Формирование диагностического пространства является основой решения задач распознавания. Для электромеханической системы диагностическое пространство не может быть единым из-за разнообразия функциональных особенностей составляющих элементов. Коммутирующая аппаратура, элементы системы управления имеют диагностические признаки отличные от признаков повреждений двигателя и механической части привода. Единичными признаками повреждений электрических систем являются повышение температуры элементов и искрение контактирующих деталей. Периодическое тепловизионное обследование и ультразвуковое акустическое сканирование позволит обнаружить большее число возможных повреждений.

Целью технического обслуживания и ремонта электромеханического оборудования является поддержание и восстановление работоспо-

собного состояния системы. Проведение ремонтов после отказа, нецелесообразно из-за значительных затрат на ликвидацию последствий отказа и неплановую остановку технологических линий. Принудительная замена деталей и элементов оборудования также не оправдывает значительных затрат сопровождающих данную стратегию. Начальная стадия работы вновь установленного элемента характеризуется повышением вероятности отказа из-за вероятности ошибок монтажа и возможности реализации скрытых дефектов узла. Разноресурсность в работе однотипных элементов [5...6], является главной причиной отказа от стратегии принудительных замен.

Ремонт оборудования по состоянию позволяет минимизировать объемы ремонта, проводить ремонт своевременно, предупреждая возникновение аварийных ситуаций. Однако, не способствует равномерной загрузке ремонтного персонала и может приводить к повышению общего времени восстановления технологической системы. Наиболее обоснованным является своевременное выявление повреждений на ранней стадии зарождения и предупредительное устранение причин возможных неисправностей в планируемые сроки ремонта и технического обслуживания. Задача ремонтных служб меняется – происходит переход от ликвидации последствий повреждений к предупреждению их появления.

Диагностирование технического состояния, является частью ремонтной стратегии промышленного предприятия. Поэтому, предварительно следует определить возможные воздействия на элементы оборудования. Для механической части электромеханической системы необходимо выделить следующие ремонтные воздействия: затяжка резьбовых соединений, регулировка, смазка, замена быстроизнашивающихся деталей и восстановление корпусных деталей. Для электрической части возможны ремонтные воздействия: замена узлов, наладка оборудования, восстановление проводимости системы, восстановление диэлектрических свойств системы. Появляется возможность сократить бесконечное множество проявлений неисправных состояний до конечного множества диагностических признаков ремонтных воздействий.

Традиционный подход к определению технического состояния механизма, в общем аспекте решения задач технической диагностики, предполагает поиск неисправностей как различение состояний в подмножестве неисправных состояний [7]. Для этого строится диагностическая модель, составляется словарь неисправностей, определяются диагностические признаки и границы технических состояний. Поиск неисправностей ведется по выбранным диагностическим признакам в зоне предполагаемых значений. Определяющим становится количество возможных проявлений неисправностей. Увеличивается число диагности-

ческих параметров, усложняются диагностические модели, растет количество обрабатываемой информации.

Практический аспект технического диагностирования требует не только постановки диагноза, а выдачи четких рекомендаций по техническому обслуживанию и ремонтным воздействиям. Более целесообразным, решение данной задачи может быть найдено путем различения состояний в подмножестве исправных состояний. Следует получить критерии для оценки работоспособности объекта диагностики, заменив бесконечное множество исправных состояний конечным множеством различимых состояний, соответствующих ремонтным воздействиям.

Необходимость каждого воздействия, возможно, определить несколькими решающими правилами, сопоставив их с ограниченным числом диагностических признаков. Соответственно, отсутствие проявлений признаков определит критерии (аксиомы) работоспособности.

Работоспособное состояние механической части электромеханической системы характеризуется следующими признаками: низким уровнем вибрации и шума; плавностью работы, отсутствием толчков и ударов при изменении направления вращения; температурой корпуса не превышающих предельных значений; отсутствием ударных процессов протекающих в механизме, затянутыми резьбовыми соединениями; отсутствием подтекания масла и трещин корпусных деталей.

Работоспособное состояние электрической части электромеханической системы характеризуется: параметрами проводимости и изолирующих свойств системы; параметрами электрических величин (тока, напряжения), выполнением задач регулирования, отсутствием искрения, определенной температурой узлов.

Практический опыт эксплуатации и технического обслуживания указывает на значительное взаимное влияние электрической и механической частей привода. Это требует рассмотрения технического состояния электромеханической системы с единых теоретических позиций. В данном аспекте наиболее перспективным является рассмотрение переходных процессов запуска, остановки, изменения нагрузки в работе механизма. Информативность переходных процессов является известным фактом. Сложность заключается в идентификации зафиксированных изменений диагностических параметров и технического состояния. Формирование диагностического пространства, являющегося частью многомерной диагностической модели позволит выполнять раннее диагностирование неисправностей в начальной стадии зарождения.

Для определения границ исправных состояний следует использовать эталонные образцы реализации диагностических параметров. В основе формирования эталонов должно стать соблюдение физических за-

висимостей. Это позволит расширить диагностические возможности используя преимущества тестового диагностирования.

В случае изменения нагрузки (на рисунке 1 приведена зависимость тока статора электродвигателя от угла открытия заслонки) признаки повреждения - изменение угла наклона линейной зависимости, появление нелинейности.

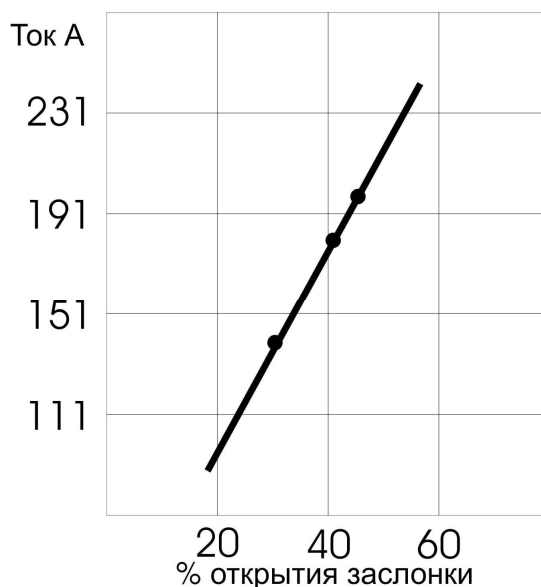
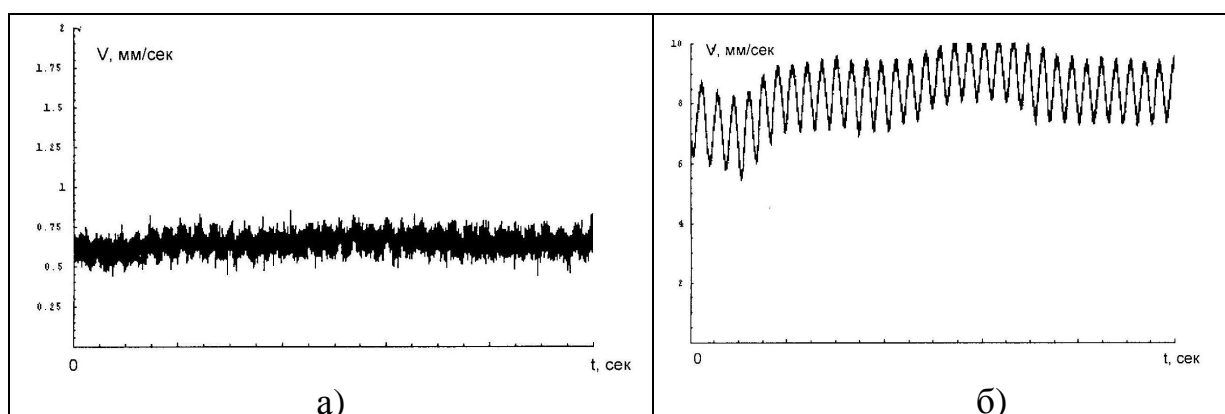


Рисунок 1 - Зависимость тока статора электродвигателя от степени открытия заслонки

Использование вибрационных характеристик - это преобладающий метод, при взаимной оценке временных реализаций вибрационного сигнала однотипных подшипниковых узлов механизма (рисунок 2).



а) – исправного; б) – неисправного

Рисунок 2 - Временные реализации вибрационного сигнала подшипников механизма

Одним из возможных вариантов диагностирования может служить оценка изменения характера колебаний при изменении нагрузки. Например – изменения частоты вращения. Поведение исправных узлов (подшипников скольжения) при увеличении нагрузки показано на рисунке 3. Этот характер изменения виброскорости может служить эталонным.

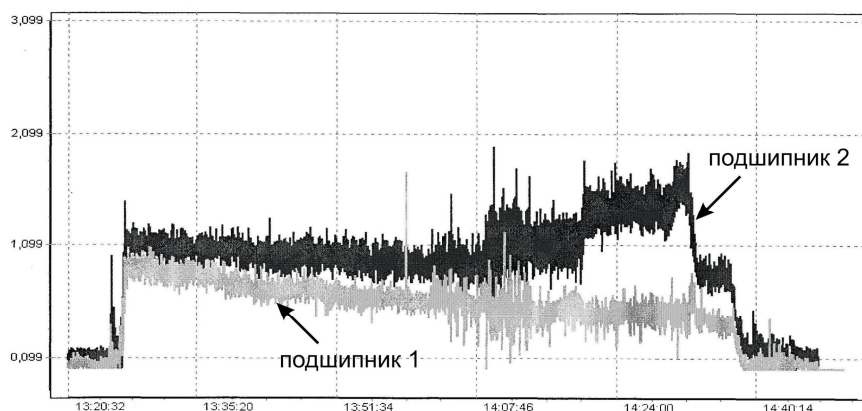


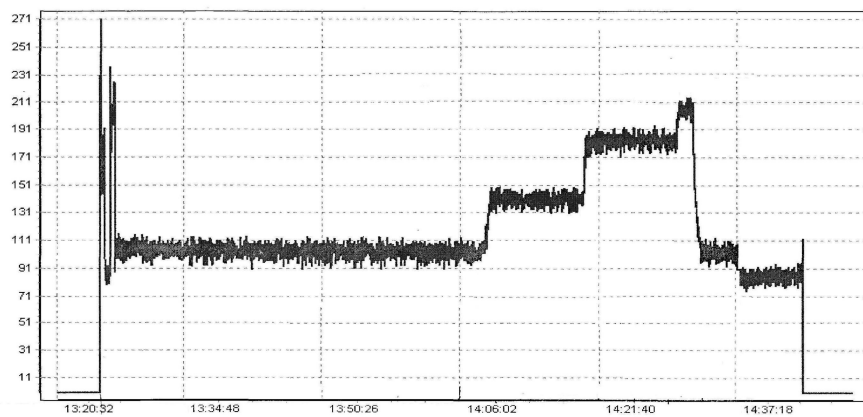
Рисунок 3 – Изменение виброскорости исправных подшипников при изменении нагрузки (степени открытия заслонки)

Интересным наблюдением является то, что изменение виброскорости неисправных узлов почти идентично изменению токовых характеристик (рисунок 4).

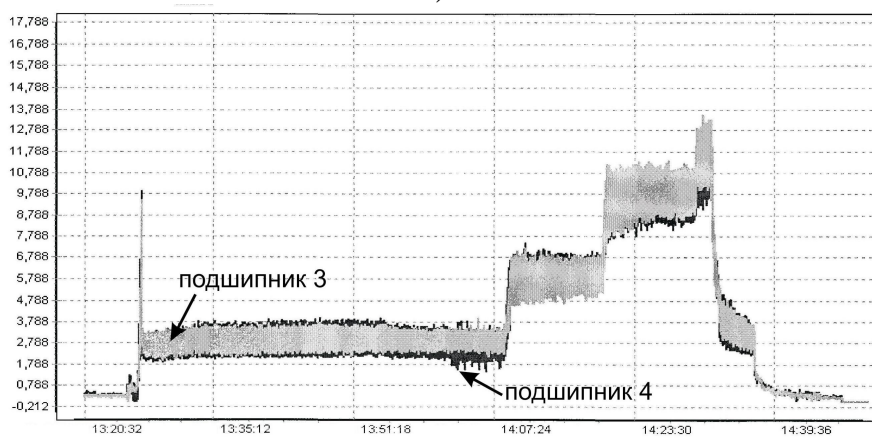
Постоянство упругих и демпфирующих свойств системы во время переходных процессов будет являться признаком неизменности технического состояния. Изменение временной формы вибрационного сигнала в процессе работы указывает на изменение упруго-демпфирующих свойств фундамента.

Каждому этапу нагружения привода электромеханической системы соответствует определенный темп нарастания температур. Для работоспособного механизма характерна зависимость близкая к логарифмической. Решение задач диагностирования требует определения допустимых границ изменения температуры.

Характер изменения вибрации в период остановки механизма указывает на возможность проявления повреждений по электрическим причинам (рисунок 5). Признак – резкое уменьшение вибрации подшипников №3 и №4 после внезапного отключения частотного преобразователя.



а)



б)

Рисунок 4 – Зависимость тока статора электродвигателя (а) и виброскорости неисправных подшипников (б) при изменении нагрузки

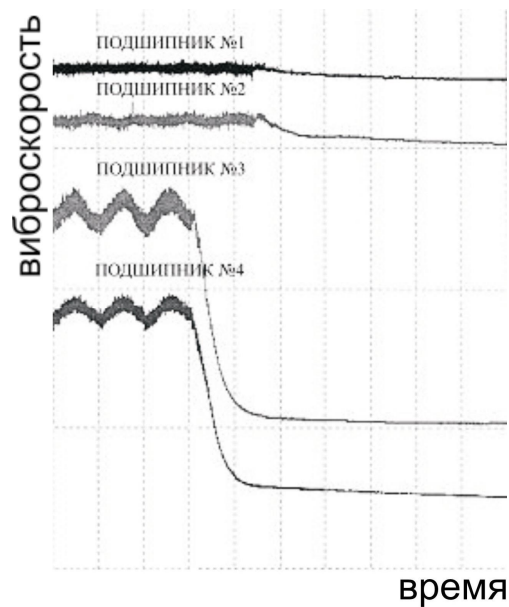


Рисунок 5 – Изменение вибрации подшипников механизма при внезапном отключении частотного преобразователя

Рост характеристик параметров вибрации в квадратичной зависимости, при увеличении частоты вращения – один из признаков дисбаланса. В данном случае увеличение вибрации подшипников (рисунок 6) имеет отличную от квадратичной функции зависимость.

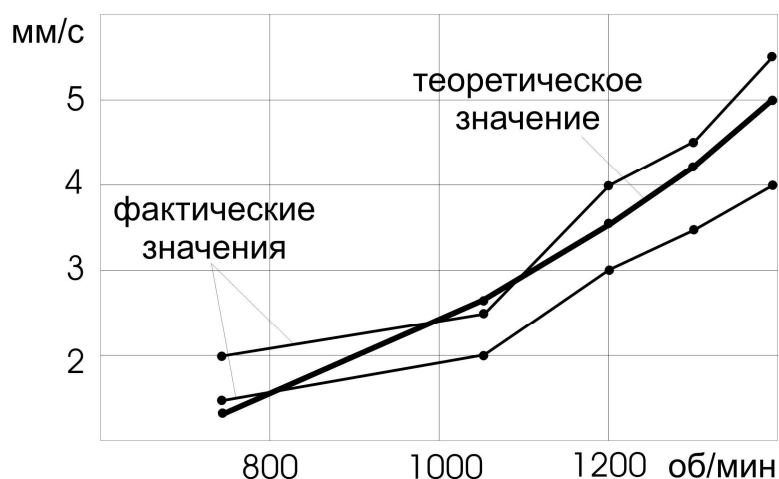


Рисунок 6 – Изменение вибрации при изменении частоты вращения

Выводы

1. Выполненные исследования указывают на возможность использования эталонов соблюдения физических зависимостей для диагностировании состояния электромеханических систем.
2. При оценке технического состояния электромеханических систем необходимо учитывать весь комплекс диагностических параметров: ток, вибрация, время, температура, нагрузка.
3. Практическая реализация результатов исследования возможна при разработке экспертной программы раннего диагностирования.

Библиографический список

1. Якубович Н.А. Оценка вибростояния энергомеханического оборудования. М.: Изд-во РАО «Газпром», 1997. – 240 с.
2. Баркова Н.А. Введение в виброакустическую диагностику роторных машин и оборудования.–СПб.: Изд. центрСПбМТУ, 2003.-248с.
3. Гольдин А.С. Вибрация роторных машин. – М.: Машиностроение, 1999. - 464 с.
4. Математичне моделювання в електротехніці і енергетиці: Навч. посібник/В.Ф. Сивокобиленко–Донецьк:РВА ДонНТУ,2005.–350 с.

5. Гребеник В.М., Цапко В.К. Надежность металлургического оборудования (оценка эксплуатационной надежности и долговечности): Справочник. - М.: Металлургия, 1989. - 592 с.

6. Кравченко В.М. Техническое обслуживание и диагностика промышленного оборудования: Учебник. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2004. – 504 с.

7. Введение в техническую диагностику / Под ред. К.Б. Карандеева. -М.: Энергия, 1968. - 224 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Заблодским Н.Н.

*д.т.н. Заблодский Н.Н.,
Квасов В.А.,
Филатов М.А.
Лукьянов Н.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОЦЕССА ТЕПЛООБМЕНА ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНОГО ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ ШНЕКОВОГО ТИПА

В роботі наведена методика розрахунку процесу теплообміну поліфункціонального електромеханічного перетворювача шнекового типу з урахуванням охолоджувального повітря.

***Ключові слова:** поліфункціональний електромеханічний перетворювач, дисипативна енергія, процес теплообміну, коефіцієнт тепловіддачі.*

В работе представлена методика расчета процесса теплообмена полифункционального электромеханического преобразователя шнекового типа с учетом охлаждающего воздуха.

***Ключевые слова:** полифункциональный электромеханический преобразователь, диссипативная энергия, процесс теплообмена, коэффициент теплоотдачи.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.
В условиях непрерывного повышения цен на энергоресурсы интерес к новым энергосберегающим технологиям, материалам и оборудованию если и не растет так же быстро, то, как минимум проявляется постоянно. По этой причине возникает нецелесообразность эксплуатации энергоемких комплексов старого образца. С особым интересом к экономичным и высокоэффективным решениям по энергоресурсосбережению относятся нефтехимическая, горнодобывающая и другие отрасли промышленности.

Одним из новых классов преобразователей энергии являются полифункциональные электромеханические преобразователи (ПЭМП) технологического назначения, предусматривающие полное использование диссипативной энергии, структурную, функциональную и тепловую интеграцию [1]. ПЭМП и технологии на их основе, предназначены для

осуществления целого ряда технологических процессов переработки сыпучих и легкоплавких веществ [2, 3,4].

Анализ исследований и публикаций. Системы охлаждения ПЭМП технологического назначения должны быть построены на концепции использования тепловой энергии, вырабатываемой в структуре ПЭМП, с соблюдением необходимых условий по обеспечению допустимых уровней превышения температуры обмотки статора и подшипниковых узлов. Таким образом, в части формирования теплового состояния ПЭМП ставятся следующие задачи:

- делегировать наибольшие тепловыделения тем элементам (узлам), которые непосредственно контактируют с перерабатываемым сырьем;

- построить эффективную интегрирующую теплообменную систему "узлы с тепловыделениями – охлаждающая среда", выполняющую функции обеспечения допустимых перегревов изоляционной структуры и направления тепловой энергии в технологическую зону переработки сырья [1].

Шнековое исполнение ПЭМП предполагает воздушную систему охлаждения, в которой охлаждающий агент поступает через неподвижный полый вал и затем перемещается в радиальном направлении, омывая активные зоны ПЭМП и пронизывая перерабатываемый в данной технологии материал. За рубежом широкое распространение получили двигатели защищенного исполнения с радиальной системой вентиляции, с обдувом наружной поверхности статора. Тенденция применения этой системы вентиляции сохраняется и при проектировании новых серий асинхронных двигателей.

Принципиальное подобие некоторых вентиляционных систем позволяет использовать ряд результатов исследований двигателей с радиальной системой вентиляции [5], в частности, эффект турбулизации, проявляющийся в каналах с небольшим гидравлическим диаметром и увеличивающий локальную теплоотдачу. Вместе с тем, обращенная конструкция активной зоны ПЭМП требует большого объема исследований по определению локальных коэффициентов теплоотдачи геометрически сложного вращающегося узла (ротора-шнека).

В работах [6, 7] изложены результаты исследований по созданию обобщенных методик вентиляционного и теплового расчетов, более полно охватывающих различные конструкции электрических машин.

Имеющиеся данные о теплопередаче элементов электродвигателей не позволяют в полной мере оценивать характер теплопередачи и использовать предлагаемые различными авторами эмпирические формулы для расчета коэффициентов теплоотдачи в связи с тем, что при исследовании используются различные методы и датчики, а измерения

проведены на двигателях разных серий. Имеющиеся зависимости недостаточно характеризуют условия теплообмена, особенно для ПЭМП, в котором вращающийся ротор совмещен с исполнительным механизмом и непосредственно контактирует с нагрузочно-охлаждающей средой (материалом).

Постановка задачи. В работе приводится методика расчета процесса теплообмена ПЭМП шнекового типа с учетом охлаждающего воздуха.

Изложение материала и его результаты. ПЭМП представляет собой теплообменное устройство высокой интенсивности, рабочие процессы в котором характеризуются явлениями передачи тепла при течении воздуха по сложной системе теплообменных каналов, высокой скоростью, переменной температурой, переменными теплофизическими свойствами, интенсивным конвективным теплообменом. Кроме того, физические процессы включают в себя передачу тепла посредством теплопроводности в элементах конструкции, конвективного и лучистого теплообмена на поверхности массивного ротора. На рисунке 1 представлена конструктивно-технологическая схема одного из разработанных ПЭМП шнекового типа, для переработки сыпучих материалов (угольные шламы, опилки, песок и т. д.).

ПЭМП включает в себя: 1 – статор двигательного (тормозного) модуля; 2 – полый неподвижный вал; 3 – внешний ротор-шнек; 4 – днище шнека; 5 – корпус; 6 – ввод питающего напряжения; 7 – радиальные каналы полого вала; 8 – аксиальные каналы статора двигательного (тормозного) модуля; 9 – радиальные каналы ротора-шнека; 10 – аксиальные каналы ротора-шнека; 11 – отверстия в аксиальных каналах ротора-шнека форсуночного типа; 12 – нагрузочно-охлаждающая среда.

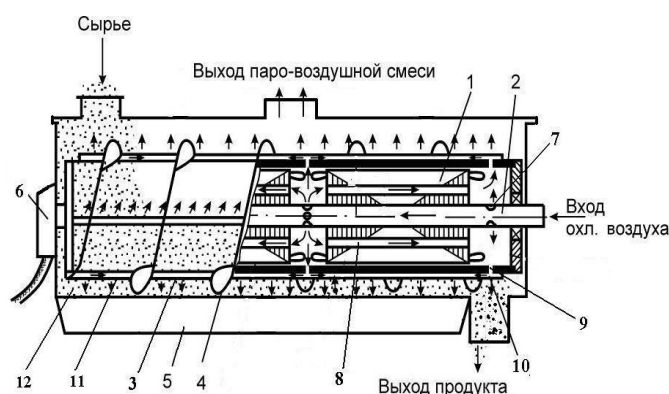


Рисунок 1 – Конструктивно-технологическая схема ПЭМП шнекового типа

Процесс теплообмена в ПЭМП представляет собой взаимосвязанную совокупность элементарных процессов теплопроводности, конвекции и излучения. Интенсивность переноса тепла посредством теплопроводности определяется коэффициентом теплопроводности и температурным градиентом, а конвективного теплообмена коэффициентом теплоотдачи. Процессы конвективного теплообмена неразрывно связаны с условиями движения среды – режимами течения. При ламинарном режиме течения перенос теплоты осуществляется в основном вследствие теплопроводности, а при турбулентном – происходит интенсивное перемешивание частиц среды.

При исследовании процесса теплообмена в ПЭМП будем предполагать, что основная теплопередача охлаждающему воздуху выделившейся в активных элементах тепловой энергии осуществляется путем конвективного теплообмена между нагретой поверхностью и потоком охлаждающего воздуха, приняв во внимание зависимость теплофизических параметров воздуха μ, λ_g, C_p, Pr (динамическая вязкость, теплопроводность, удельная теплоемкость, число Прандля) от температуры.

Рассмотрим процесс теплопередачи в характерных каналах ПЭМП.

Пусть t_{v1} – средняя температура воздуха в начальном сечении канала, t_{v2} – в конечном. Средняя температура по длине может быть взята как среднеарифметическое из этих крайних значений [8], а именно:

$$\bar{t}_v = \frac{1}{2}(t_{v1} + t_{v2}). \quad (1)$$

Однако такой способ усреднения допустим лишь при небольшом изменении температуры теплоносителя по длине канала. В нашем случае усреднение лучше производить по следующей формуле:

$$\bar{t}_v = t_{cm} - \Delta t, \quad (2)$$

где t_{ct} – температура стенки канала;

Δt – среднелогарифмический температурный напор, который рассчитывается по формуле:

$$\Delta t = \frac{t_{v2} - t_{v1}}{\ln\left(\frac{t_{cm} - t_{v1}}{t_{cm} - t_{v2}}\right)}. \quad (3)$$

Количество теплоты dQ , переносимое через элементарную площадь df поверхности канала ПЭМП, составляет:

$$dQ = k_m \cdot \Delta t \cdot df, \quad (4)$$

где k_m – коэффициент теплопроводности материала канала;

Уравнение теплового баланса для характерного канала ПЭМП, с учетом сделанных допущений будет иметь вид:

$$Q = G \cdot C_p(\bar{t}_v) \cdot \Delta t, \quad (5)$$

где G – массовый расход воздуха в канале; $C_p(\bar{t}_v)$ – аппроксимация удельной теплоемкости воздуха от температуры.

Уравнение теплопередачи:

$$Q = \alpha \cdot \Delta t \cdot F, \quad (6)$$

где α – коэффициент теплоотдачи с поверхности канала;

$F = \pi \cdot d_3 \cdot L$ – поверхность теплообмена;

d_3 – эквивалентный диаметр поверхности теплопередачи;

L – длина канала.

Режим течения охлаждающего воздуха в характерном канале определяется в зависимости от числа Рейнольдса (Re):

$$Re = \frac{4 \cdot G}{\mu(\bar{t}_v) \cdot \Pi}, \quad (7)$$

где $\mu(\bar{t}_v)$ – аппроксимация μ в зависимости от температуры;

Π – периметр поперечного сечения канала.

Определим коэффициент теплоотдачи α с поверхности характерных участков ПЭМП [9].

Для полого вала и аксиальных каналов статоров:

$$\alpha = 0,023 \cdot \frac{\lambda_g(\bar{t}_v)}{d_3} \cdot Re^{0.8} \cdot Pr \cdot e_l - \text{ для турбулентного режима; } \quad (8)$$

$$\alpha = 0,15 \cdot \frac{\lambda_g(\bar{t}_v)}{d_3} \cdot Re^{0.33} \cdot Pr^{0.43} \cdot Gr^{0.1} - \text{ для ламинарного режима; } \quad (9)$$

где $Pr = \frac{C_p(\bar{t}_v) \cdot \mu(\bar{t}_v)}{\lambda_g(\bar{t}_v)}$, $Gr = \frac{g \cdot d^3 \cdot \beta \cdot \rho^2}{\mu(\bar{t}_v)^2} \cdot \Delta t$ – безразмерные числа

Прандтля и Грасгофа;

$e_l = 1 + \frac{2d}{L}$ – коэффициент, учитывающий изменение коэффициента

теплоотдачи по длине канала (если $\frac{L}{d} > 50$, то $e_l = 1$);

g – ускорение силы тяжести;

β – коэффициент объемного расширения;

ρ – плотность;

$\lambda_g(\bar{t}_v)$ – аппроксимация λ_g от температуры.

Для лобовых частей обмоток статоров:

$$\alpha = \frac{\lambda_g(\bar{t}_v)}{l_l} \cdot 0,143 \cdot \sqrt[3]{Re^2} \quad \text{– для ламинарного режима;} \quad (10)$$

$$\alpha = \frac{\lambda_g(\bar{t}_v)}{l_l} \cdot 0,11 \cdot Re^{0,6} \quad \text{– для турбулентного режима,} \quad (11)$$

где l_l – длина лобовой части обмотки.

Для аксиальных каналов ротора-шнека, вращающихся вокруг оси:

$$\alpha = 0,018 \cdot e_l \cdot e_w \cdot Re^{0,8}, \quad (12)$$

где e_w – коэффициент, учитывающий влияние вращения на теплообмен [9, (рисунок 3-28)].

Теплообмен между ротором и нагрузочно-охлаждающей средой можно отнести к категории конвективно-кондуктивного. Проявление лучистого теплообмена может наблюдаться в кольцевых зонах ротора, расположенных против концевых частей пакетов статоров. Необходимо выделить еще два процесса, оказывающих влияние на теплообмен и формирование теплового поля ПЭМП. Транспортировка, дробление и перемешивание материала ротором-шнеком сопровождается выделением тепловой энергии в соответствии с уравнением энергетического баланса:

$$\frac{B_1 \cdot (\eta \cdot v_0)^{2-m}}{\exp(\eta_0 T) \cdot h^{1-m}} F \cdot p_x \cdot S \cdot \varepsilon \cdot \cos \alpha \cdot dx + 2\alpha(S+h) \cdot T_{\Delta cp} dx = C_m \rho_m \cdot U_x \cdot U_{\max} \times$$

$$\times \eta v_0 h \cdot S \cdot dT + U_x \cdot U_{\max} \cdot \eta v_0 h \cdot S \cdot p_x \frac{B_1}{\exp(\eta_0 T) \cdot h^{2-m}} \left(\frac{\eta \cdot v_0}{A} \right)^{1-m} \cos \alpha \cdot dx \quad (13)$$

где η – коэффициент проскальзывания;

v_0 – окружная скорость винта шнека;

m – аномалия вязкости;

S, h – шаг и высота винтовой навивки;

α – угол наклона винта;

p_x – безразмерный градиент давления;

C_m, ρ_m – соответственно теплоемкость и плотность материала;

U_x, U_{\max} – текущее и максимальное значение расхода материала;

$T_{\Delta cp}$ – среднее превышение температуры стенок канала над температурой материала;

α – коэффициент теплоотдачи греющих поверхностей шнека.

Первая составляющая левой части уравнения (13) представляет собой мощность, затрачиваемую ПЭМП на преодоление сил вязкого трения в шнеке. Вторая составляющая – тепло, подводимое от стенок канала к материалу за счет теплообмена в соответствии с законом Ньютона:

$$dP_\alpha = 2\alpha \cdot T_{\Delta cp} \cdot (S + h) \cdot dx. \quad (14)$$

Число Рейнольдса для движения материала при вращении шнека ПЭМП:

$$Re = (\rho/\mu) R_{cp} \cdot h \cdot \omega, \quad (15)$$

где R_{cp} – средний радиус цилиндров (ротор и днище);

μ – эффективная вязкость на среднем радиусе;

ω – угловая скорость.

Температурные изменения существенно влияют на вязкость материала. С учетом температурной зависимости в нашем случае коэффициент теплоотдачи будет иметь вид:

$$\alpha = 0,023\lambda^{0,6}(C \cdot \rho)^{0,8} \left(\frac{2S \cdot h}{S + h} \right)^{0,2} \times$$

$$\times \frac{(\eta v_o)^{0,8+m} \varepsilon^{\frac{m}{2(1-m)}} (p_x \cdot F \cos \alpha)^{\frac{m}{1-m}} \exp(n_o T)}{B_1 h^m}. \quad (17)$$

Движение сырья вдоль шнека (оребреного массивного ротора) характеризуется весьма сложными гидродинамическими процессами, развитие которых определяется параметрами винтовой навивки, скоростью вращения и реологическими свойствами сырья. Раскрытие картины течения потока сырья дает возможность обоснованно определять коэффициенты теплоотдачи на подобных поверхностях ПЭМП. Однако в настоящее время не существует обобщающих эмпирических формул, позволяющих рассчитать возможные режимы конвективной теплоотдачи от поперечно-омываемой потоком сырья оребренной поверхности ротора. В таких случаях может быть использована расчетно-экспериментальная методика, в основе которой лежит аналитический метод определения температурного поля в системе «стенка ротора – ребро шнека» при средних коэффициентах теплоотдачи α с поверхности оребренной стенки ротора ПЭМП [10].

Выводы:

1. В данной статье предложена методика расчета коэффициентов теплоотдачи с поверхности характерных участков ПЭМП с учетом характера течения охлаждающего воздуха (турбулентное, ламинарное), приняв во внимание зависимость теплофизических параметров воздуха от температуры.

2. Данная методика в дальнейшем может быть использована для проведения оптимизационных расчетов структуры ПЭМП как теплообменной системы с внутренними источниками тепловой энергии при выполнении всех предназначенных для преобразователя функций с помощью различных пакетов прикладных программ, таких как Matlab, MathCad и т. д.

3. Дальнейшие исследования должны быть направлены на более детальное исследование процессов теплообмена в ПЭМП и проведение экспериментальных исследований по определению коэффициента теплоотдачи в характерных каналах, с учетом инерционных свойств активных частей ПЭМП, при наличии отверстий форсуночного типа в аксиальных каналах массивного ротора.

Библиографический список

1. *Заблодский Н.Н. Полифункциональные электромеханические преобразователи технологического назначения. – Монография. – Алчевск: ДонГТУ. – 2008. – 340 с.*
2. *Пат. 39226 Україна. МКИ 7H05B 6/10. Заглибний електронагрівач / Заблодський М.М., Верімієнко В.І. – Бюл. № 5, част. 1. – 2001.*
3. *Пат. 50242 Україна. МКИ 7F26B 17/18. Шнековий сушильний апарат / Заблодський М.М., Захарченко П.І., Шинкаренко В.Ф., Плюгін В.Є. та інші. – Бюл. № 1. – 2005.*
4. *Заблодский Н.Н. Формирование динамических и энергетических характеристик электротепломеханических преобразователей // Вестник НТУ «ХПИ». Тем. вып. «Проблемы автоматизированного электропривода. Теория и практика. – Харьков: НТУ «ХПИ». – 2002. - № 12. – Т.2. – С. 432-433*
5. *Теплоотдача асинхронных двигателей защищенного исполнения с радиальной системой вентиляции / Л.М.Зезюлина, В.М.Наринская, Я.Б.Тубис, М.С.Фанарь // Электротехническая промышленность. Сер. "Электрические машины", 1980, вып. 5. – С. 4-7.*
6. *Коробов В.К. Моделирование подогрева охлаждающего агента в тепловых схемах замещения электрических машин // Электротехника, 1974. - № 11. – С. 25-27.*
7. *Бурковский А.Н. Особенности нагрева и охлаждения асинхронных двигателей взрывозащищенного исполнения / А.Н.Бурковский, Е.Б.Ковалев, В.К.Коробов // Электротехническая промышленность Сер. "Электрические машины", 1980, вып. 3. – С. 12-14.*
8. *Михеев М.А. Основы теплопередачи. М.: Госэнергоиздат, 1949. 397с.*
9. *Борисенко А.И. и др. Аэродинамика и теплопередача в электрических машинах. М., «Энергия», 1974.*
10. *Заблодский Н.Н. и др. Расчетные модели при исследованиях тепловых процессов в полифункциональных электромеханических преобразователях технологического назначения. Техн. електродинаміка.-К.: Інститут електродинаміки НАН України, 2008. Тем. вип. «Проблеми сучасної електротехніки». Частина 2.-С.57-62.*

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

*д.т.н. Лущик В. Д.,
Іваненко В.С.
(ДонДТУ, Алчевськ, Україна),
Карапка В.Д.
(ДП “Первомайськвугілля”)*

АСИНХРОННИЙ КАСКАДНИЙ ДВИГУН З СУМІЩЕНОЮ ФАЗНОЮ ОБМОТКОЮ НА РОТОРІ

Розглянутий восьмиполюсний каскадний асинхронний двигун з суміщеною фазною обмоткою на роторі, який має кращі пускові характеристики. Досліджено весь спектр гармонік, що створюються каскадною обмоткою в роторі, і їх вплив на роботу двигуна.

Ключові слова: асинхронний двигун, фазна обмотка, ротор, каскадна обмотка, секція.

Рассмотрен восьмиполюсный каскадный асинхронный двигатель с совмещенной фазной обмоткой на роторе, имеющий улучшенные пусковые характеристики. Исследован весь спектр гармоник, которые создаются каскадной обмоткой в роторе и их влияние на работу двигателя.

Ключевые слова: асинхронный двигатель, фазная обмотка, ротор, каскадная обмотка, секция.

Експериментальні дослідження каскадних асинхронних двигунів з короткозамкненими роторами із суміщеними обмотками підтверджують високу ефективність суміщення обмоток. Так, наприклад, в двигуні ЕКВ4УС-2 для стругів потужністю $P_2=110$ кВт виробництва Первомайського електромеханічного заводу імені К. Маркса пусковий момент збільшився в 1,53 рази, максимальний – в 1,16, мінімальний – в 1,5 рази, провал в кривій моменту відсутній, зникає можливість перекидання двигуна. Коефіцієнт корисної дії в номінальному режимі зріс на 1% завдяки збільшенню поперечного перерізу стержнів роторної обмотки, що в звичайних двигунах серійного виконання не практикується із-за погіршення пускових характеристик [1].

В конвеєрному двигуні ВКДВ250LC4 потужністю 132 кВт, а також в двигунах цієї ж серії потужністю 160 і 200 кВт «Донецького електротехнічного заводу» пусковий момент збільшився на 23%, енергетичні показники в номінальному режимі залишились незмінені [3].

Але найбільш ефективно застосування каскадних властивостей має місце в асинхронних двигунах з фазною обмоткою на роторі. Якщо в асинхронних двигунах з короткозамкненими роторами каскадні властивості при пуску використовуються частково, щоб не погіршити енергетичні показники в номінальному режимі (розрізають короткозамикаючі кільця тільки верхньої клітки паза), то в асинхронних двигунах з фазною обмоткою в роторі ми маємо можливість використати каскадні властивості з максимально можливою ефективністю. Так, наприклад, в двигуні МА36-52/6Ф потужністю 125 кВт Первомайського електромеханічного заводу, виконаного із суміщеними обмотками по каскадній схемі, пусковий струм при розімкненій роторній фазній обмотці зменшується в 1,66 рази, пусковий момент збільшується в 1,82 рази порівняно з двигуном серійного виконання з накоротко замкненими контактними кільцями [1,2]. Енергетичні показники в номінальному режимі абсолютно однакові порівняно з двигуном серійного виконання. Як показують розрахунки, збільшення пускового моменту можна досягти в три рази, якщо статорну обмотку виконати кроком не $y=10$, а $y=9$.

Тому робота по створенню і удосконаленню асинхронних каскадних двигунів з фазною обмоткою є важливою і актуальною. Відомі випадки із практики роботи гірничих електромеханіків, коли на шахтах використовують асинхронні двигуни не з короткозамкненим, а з фазним ротором з огляду на невеликий пусковий струм цих двигунів. Якщо не потрібне регулювання швидкості, асинхронні каскадні двигуни з фазною обмоткою можна зробити безконтактними.

Розглянемо переконструювання восьмиполюсного асинхронного двигуна ВАОК315М-8 в асинхронний каскадний двигун. Роторна обмотка в каскадному режимі при пуску поряд з $2p_1$ -полюсним полем ($2p_1=8$) повинна утворювати $2p_2$ -полюсне поле, яке буде обертатись в зворотньому напрямі. Як показують результати теоретичних і експериментальних досліджень, зворотно-обертове $2p_2$ -полюсне поле буде утворюватись, якщо на роторі виконати n короткозамкнених котушкових груп, де $n=p_1+p_2$ [1]. Назвемо цю обмотку каскадною обмоткою.

Експериментами було підтверджено, що для ефективного суміщення обмоток число пар полюсів p_2 не повинно відрізнятись від p_1 більше ніж в 2 рази і може бути як менше p_1 , так і більше. Вибір оптимального значення p_2 для кожної конкретної машини в залежності від призначення цієї машини та умов її роботи – це окреме дослідження, яке ще потрібно буде провести. В даному випадку, по аналогії з уже дослідженим шестиполюсним двигуном МА36-52/6Ф, приймаємо $p_2=2p_1$, звідки $n=p_1+p_2= p_1+2p_1=3p_1=12$. Для більш простої технології

виконання каскадних котушкових груп доцільно замкнути початки і окремо кінці секцій цих котушкових груп і з'єднати їх шиною. Число пазів ротора $Z_2=84$ (в серійному двигуні $Z_2=75$). Каскадна обмотка займає $\approx 43\%$ пазового простору. Решту пазового простору займає трифазна восьмиполюсна хвильова обмотка стержневого типу, яка виводиться на контактні кільця. Під кожною парою полюсів $2p_1$ -полюсного поля, створеного статорною обмоткою, знаходиться три короткозамкнені каскадні котушкові групи. Щоб дізнатися, які гармоніки, їх амплітудне значення і напрям обертання будуть створюватись роторною каскадною обмоткою, достатньо розглянути спектр гармонік, що створюються трьома каскадними короткозамкненими котушками.

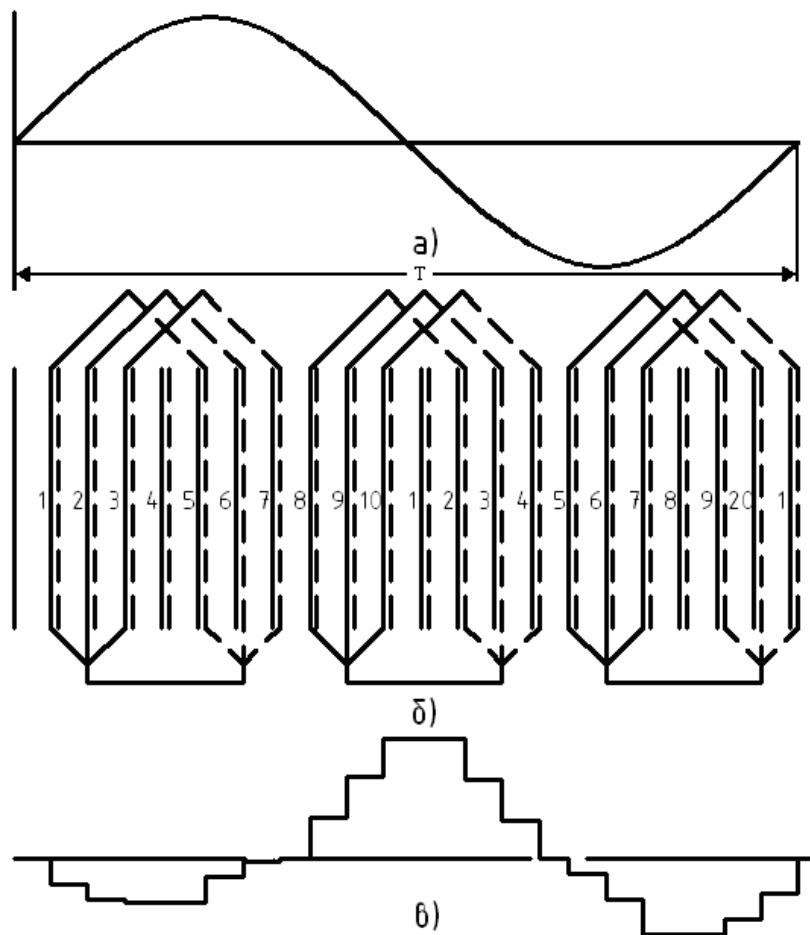


Рисунок 1 – Каскадна обмотка

На рисунку 1а показана синусоїдної форми індукція магнітного $2p_1$ -полюсного поля, на рисунку 1б – три каскадні короткозамкнені котушки, в яких наводиться ЕРС $2p_1$ -полюсним полем. ЕРС кожної

секції визначаємо як різницю ЕРС стержнів, що створюють дану секцію. ЕРС кожного стержня вираховуємо по формулі:

$$e_{ct} = B_m \cdot \sin \omega t = B_m \cdot \sin \left(2\pi \cdot \frac{1}{T} \cdot t \right),$$

де T – просторова координата, що визначається величиною подвійного полюсного ділення, вираженого числом пазових поділок ротора, в нашому випадку:

$$T = \frac{Z_2}{p_1} = \frac{84}{4} = 21;$$

ЕРС кожної секції визначається, як різниця ЕРС стержнів, котрі створюють цю секцію:

$$E_{c_{t,t+y}} = e_{ct} - e_{c_{t+y}} = B_m \cdot \sin \left(2\pi \cdot \frac{1}{T} \cdot t \right) - B_m \cdot \sin \left[2\pi \cdot \frac{1}{T} \cdot (t+y) \right], \quad (1)$$

де y – крок секції, для спроектованої обмотки $y=4$;

t – змінна величина, що означає номер паза, в якому лежить розглядуваний стержень; $t=1,2,3,8,9,10,15,16,17$.

B_m – амплітудне значення магнітної індукції, приймаємо $B_m=1$.

За допомогою (1) знаходимо відносні значення ЕРС секцій для даної схеми обмотки:

$$E_{C_{1,5}} = B_m \cdot \left[\sin \left(2\pi \cdot \frac{1}{21} \cdot 1 \right) - \sin \left(2\pi \cdot \frac{1}{21} \cdot 5 \right) \right] = -0.702$$

$$E_{C_{2,6}} = -0,412; \quad E_{C_{3,7}} = -0,084; \quad E_{C_{8,12}} = 1,114; \quad E_{C_{9,13}} = 1,114;$$

$$E_{C_{10,14}} = 1,015; \quad E_{C_{15,19}} = -0,412; \quad E_{C_{16,20}} = -0,702; \quad E_{C_{17,21}} = -0,931.$$

Струм секції визначається по формулі;

$$I_C = \frac{E_C}{Z_C},$$

де Z_C – повний опір секції.

Якщо прийняти повний опір всіх секції постійними $Z_C = \text{const}$, тоді струми в секціях будуть пропорційними ЕРС цих же секцій. Це дозволяє побудувати розподілення МРС перших трьох каскадних котушок (рисунок 1в).

Зважаючи, що трифазна система синусоїдних струмів, які протікають по секціям, симетрична, значення МРС секцій 1,2,3,8,9,10,15,16,17 для заданої миті часу t запишемо так:

$$F_{C_{t,t+y}} = \sqrt{2} \cdot I \cdot W \cdot \sin\left(\omega t - \frac{t \cdot \pi}{\tau_2}\right);$$

де I – діюче значення струму котушки;

W – число витків секції, $W = 1$;

ω – кутова швидкість, $\omega = 2\pi \cdot f = 2 \cdot \pi \cdot \frac{1}{T}$;

τ_2 – полюсне ділення ротора:

$$\tau_2 = \frac{Z_2}{2p_1} = \frac{84}{8} = 10,5.$$

Використовуючи розклад в ряд Фур'є для даної форми кривої МРС котушки:

$$F_{V_C} = \sum_{v=1}^{\infty} 2 \cdot F_C \cdot \frac{\sin\left(\frac{\pi \cdot v \cdot T_0}{T}\right)}{\pi \cdot v} \cdot \cos\left(\frac{v \cdot 2 \cdot \pi}{T} \cdot x\right)$$

і враховуючи просторовий зсув кожної секції в $2p_1$ -полюсному полі, одержимо вирази МРС кожної секції:

$$F_{V_{C_{t,t+y}}} = \sum_{v=1}^{\infty} 2 \cdot \sqrt{2} \cdot I \cdot W \cdot \sin\left(\omega t - \frac{t \cdot \pi}{\tau_2}\right) \cdot \frac{\sin\left(\pi \cdot v \cdot \frac{T_0}{T}\right)}{\pi \cdot v} \cdot \cos\left(v \cdot \frac{2 \cdot \pi}{T} \cdot x - \frac{t \cdot \pi}{\tau_2}\right)$$

де v – порядок гармоніки;

x – змінна просторова координата;

T_0 – крок котушок, $T_0 = 4$.

Для визначення результуючої МРС кожної гармоніки достатньо скласти відповідні гармоніки дев'яти перших секцій.

Перша гармоніка ($v=1$):

$$\frac{\sin\left(\pi \cdot v \cdot \frac{T_0}{T}\right)}{\pi \cdot v} = \frac{\sin\left(1 \cdot \frac{4 \cdot \pi}{21}\right)}{1 \cdot \pi} = 0,179;$$

$$\begin{aligned} F_1 &= 2 \cdot \sqrt{2} \cdot 0,179 \cdot I \cdot W \cdot \left[\sum_t \sin\left(\omega t - \frac{t \cdot \pi}{10,5}\right) \cdot \cos\left(\frac{2\pi}{T} x - \frac{t \cdot \pi}{10,5}\right) \right] = \\ &= \sqrt{2} \cdot 0,179 \cdot I \cdot W \cdot \left[\sum_t \sin\left(\omega t + \frac{2\pi}{T} x - \frac{2t \cdot \pi}{10,5}\right) + \sum_t \sin\left(\omega t - \frac{2\pi}{T} x\right) \right]. \end{aligned}$$

Поле, що характеризується членом $\left(\omega t + \frac{2\pi}{T} x\right)$, обертається в зворотньому напрямі вісі x і називається лівобігучим полем. Сума

лівобігучих полів з відставанням по фазі на кут $\frac{2t \cdot \pi}{10,5}$ дорівнює нулю.

$$F_1 = 9 \cdot 0,254 \cdot I \cdot W \cdot \sin\left(\omega t - \frac{2\pi}{T} x\right) = 2,285 \cdot I \cdot W \cdot \sin\left(\omega t - \frac{2\pi}{T} x\right),$$

тобто перша гармонічна складова є правобігуче поле, що обертається в прямому напрямі вісі x .

Друга гармонічна складова МРС, враховуючи, що

$$\frac{\sin\left(v \cdot \pi \cdot \frac{T_0}{T}\right)}{v \cdot \pi} = \frac{\sin\left(2 \cdot \pi \cdot \frac{4}{21}\right)}{2 \cdot \pi} = 0,148;$$

$$\begin{aligned} F_2 &= 2 \cdot \sqrt{2} \cdot 0,148 \cdot I \cdot W \cdot \left[\sum_t \sin\left(\omega t - \frac{t \cdot \pi}{10,5}\right) \cdot \cos\left(\frac{4\pi}{T} x - \frac{2t \cdot \pi}{10,5}\right) \right] = \\ &= \sqrt{2} \cdot 0,148 \cdot I \cdot W \cdot \left[\sum_t \sin\left(\omega t + \frac{4\pi}{T} x - \frac{3t \cdot \pi}{10,5}\right) + \sum_t \sin\left(\omega t - \frac{4\pi}{T} x + \frac{t \cdot \pi}{10,5}\right) \right] \end{aligned}$$

Тут сума правобігучих полів з відставанням по фазі на кут $\frac{t \cdot \pi}{10,5}$ дорівнює нулю. Зміщення на кут $\frac{3t \cdot \pi}{10,5}$ лівобігучих полів зменшує амплітуду другої гармоніки на 25%.

$$F_2 = 9 \cdot 0,75 \cdot 0,21 \cdot I \cdot W \cdot \sin\left(\omega t + \frac{4\pi}{T} x\right) = 1,417 \cdot I \cdot W \cdot \sin\left(\omega t + \frac{4\pi}{T} x\right)$$

Аналогічно визначаються всі послідовні гармонічні складові МРС.

Таким чином, розглядувана роторна обмотка створює два основні обертові в різні сторони магнітні поля числом полюсів $2p_1=8$ та $2p_2=16$. Відношення амплітуди МРС $2p_1$ -полюсного поля (перша гармонічна) до МРС $2p_2$ -полюсного поля (друга гармонічна) $\frac{F_1}{F_2} = 1,61$.

Статорну обмотку потрібно виконати із 2-х паралельних віток так, як показано на рисунку 2а. $2p_2$ -полюсне поле, створюване каскадною роторною обмоткою, наводить в статорній обмотці ЕРС, під дією якої протікає струм $I_{1,2}$ і створюється додатковий електромагнітний момент, який направлений узгоджено з електромагнітним моментом M_1 .

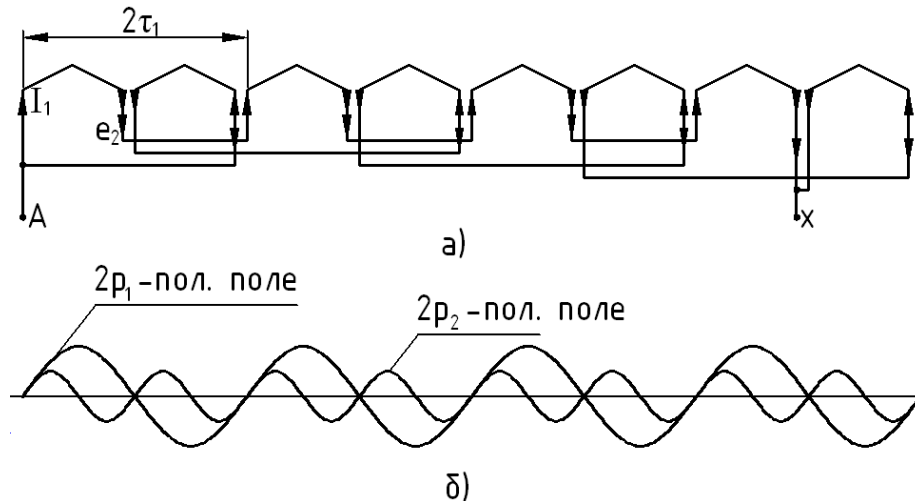


Рисунок 2 – Схема паралельних віток фази статорної обмотки

Для визначення обмоткового коефіцієнта статорної обмотки відносно $2p_2$ -полюсного поля скористаємось універсальною методикою розрахунку обмоткових коефіцієнтів [1], згідно з якою геометрична сума ЕРС всіх активних сторін обмотки визначається як:

$$E = \sqrt{A^2 + B^2},$$

де $A = \sum (\cos n\alpha - \cos k\alpha)$;

$B = \sum (\sin n\alpha - \sin k\alpha)$

тут n – номери всіх пазів контуру, в яких при обході напрям руху направлений знизу вгору;

k – номери пазів, в яких напрям руху направлений зверху вниз,

α – міжпазовий кут:

$$\alpha = \frac{360^\circ \cdot p_2}{Z_1} = \frac{360 \cdot 8}{84} = 34,3^\circ.$$

Для фази, показаній на рисунку 2а:

$n = 1, 2, 3, 19, 20, 21, 37, 38, 39, 55, 56, 57, 64, 65, 66, 46, 47, 48, 28, 29, 30, 10, 11, 12.$

$k = 8, 9, 10, 26, 27, 28, 44, 45, 46, 62, 63, 64, 71, 72, 1, 53, 54, 55, 35, 36, 37, 17, 18, 19.$

Обмотковий коефіцієнт:

$$K_{об1(2)} = \frac{E}{N} = \frac{\sqrt{A^2 + B^2}}{n + k} = \frac{\sqrt{16,64^2 + 19,95^2}}{48} = 0,723,$$

де N – число всіх активних сторін.

Висновки. В розглянутому восьмиполюсному каскадному двигуні завдяки більшому на 73% обмотковому коефіцієнту статорної обмотки відносно $2p_2$ – полюсного поля в порівнянні з шестиполюсним дослідженим двигуном пусковий момент буде дорівнювати

максимальному.

Бібліографічний список

1. Луцик В.Д. *Суміщені електричні машини та апарати.* – К.: Техніка, 1993. – 203 с. Мова рос.

2. Луцик В.Д. Асинхронні двигуни з фазними роторами з каскадними властивостями при пуску. // *Електротехніка і електромеханіка*, 2005, №2. – с. 39-41.

3. Луцик В.Д., Кирьянов В.В. Асинхронні двигуни для шахтних конвеєрів з покращеними пусковими властивостями. // *Електротехніка і електромеханіка.* - 2009. - №1.

*д.т.н. Заблодский Н.Н.,
Андрощук А.Д.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

О ПРИМЕНЕНИИ ЭЛЕКТРООБОГРЕВА В КОКСОХИМИЧЕСКОЙ И ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Розглянуто проблеми застосування обігріву технологічного обладнання у коксохімічній та гірничодобувній промисловості, сформульовано вимоги до пристроїв електрообігріву та засоби їх виконання.

***Ключові слова:** електрообігрів, бункер, поверхнево–розподільне тепловиділення, вимоги до електронагрівальних пристроїв.*

Рассмотрены проблемы применения обогрева технологического оборудования в коксохимической и горнодобывающей промышленности, сформулированы требования к устройствам электрообогрева и способы их выполнения.

***Ключевые слова:** электрообогрев, бункер, поверхностно-распределенное тепловыделение, требования к электронагревательным устройствам.*

Постановка проблемы и её связь с научными и практически-ми задачами. Постоянно возрастающая стоимость и снижение мировых запасов газа и нефти требуют применения альтернативных источников энергии как в промышленности, так и в бытовой сфере. Известно, что, например предприятия металлургической промышленности Украины взамен природного газа при доменном производстве чугуна переходят на пылеугольное топливо, что значительно снижает себестоимость металлопродукции и одновременно увеличивают потребление кокса. В связи с этим уголь, как энергоноситель, приобретает все большую значимость не только по причине высокой стоимости нефти и газа, но и по причине гораздо более обширных запасов его по сравнению с запасами нефтегазовых месторождений. Таким образом, существует четкая тенденция увеличения объемов производства кокса и добычи угля как закрытым, так и открытым способом при одновременном снижении их себестоимости. Известно, что эффективность работы угольных предприятий в значительной степени зависит от надежной и бесперебойной работы горнотранспортного оборудования, особенно в холодное время

года. В первую очередь влияние низких температур сказывается на надежности рабочего и ходового оборудования, погрузочно-перегрузочных устройств, гидро- и пневмосистем. При отрицательных температурах окружающей среды, прежде всего, нарушается нормальное функционирование узлов, непосредственно соприкасающихся с горной массой: бункеров, приемных воронок, вибропитателей и т.д. Очистка поверхностей от намерзшей массы является чрезвычайно трудоемким процессом, требующим больших затрат ручного труда и времени, что приводит к длительным технологическим простоям и ухудшению условий и безопасности труда. При испытаниях опытно-промышленного образца комплекса вскрышного оборудования с экскаватором ЭРШР-1600 производительностью 5000 м³/ч было установлено, что на расштыбовку бункеров приходилось 14% от общего времени непланируемых простоев [1]. Уменьшить трудоемкость очистки мест перегрузки, а значит, и сократить простои дорогостоящей техники можно путем нагрева поверхностей, соприкасающихся с горной массой, до положительных температур.

Анализ известных разработок. На практике широкое распространение получили тепловые способы восстановления функционирования узлов горнотранспортного оборудования [2]:

- способ термодинамической очистки поверхности реактивной струей;
- способ с использованием инфракрасных излучателей;
- способ воздействия электромагнитных приборов СВЧ;
- способ индукционного нагрева;
- способ резистивного электронагрева;
- нагрев с помощью жидких или газообразных теплоносителей.

Наиболее простым и адаптированным к сложным условиям эксплуатации является резистивный электронагрев.

На рисунке 1 предоставлена классификация существующих устройств низкотемпературного резистивного электронагрева.

По ряду причин наибольшее распространение получили электронагреватели в виде ТЭНов. Освоено серийное производство ТЭНов различной мощности, конфигурации и размеров.

Использование электронагревателей с сосредоточенным тепловыделением вследствие высоких температур нагрева вызывает необходимость в сложных и материалоемких устройствах для выравнивания температурного поля, в том числе и с использованием промежуточного теплоносителя. Это приводит к росту тепловой инерционности устройств и возрастанию потерь тепла. Существенным преимуществом в этом отношении обладают нагревательные элементы с поверхностно-распределенным тепловыделением, позволяющие максимально прибли-

зить нагреватель к объекту нагрева, исключив промежуточные элементы, что снижает установленную мощность и перегрев нагревательного элемента, снижая тем самым энергетические потери.



Рисунок 1 – Классификация существующих устройств низкотемпературного резистивного электронагрева

Постановка задачи: оценка и исследования разработанных электронагревательных устройств и формирование технических требований к современным энергоресурсосберегающим системам электронагрева.

В течение последних 10 лет такими организациями и предприятиями как «УкрНИИпроект», ИПМ НАН Украины, фирмой Hotfoil Ltd (США), Nomason(Белоруссия) был разработан ряд нагревателей с применением нагревательных элементов с поверхностно-распределенным тепловыделением. Наибольшее распространение получили нагреватели типа ЭСП предназначенные для электрообогрева стрелочных переводов, разработанные в институте проблем материаловедения НАН Украины [3]. До 2000 г. нагреватели типа ЭСП серийно выпускались Киевским электровагоноремонтным заводом. Промышленная реализация систем обогрева с помощью ЭСП была осуществлена в 1992 г. на роторном экскаваторе SRs(k)-470 для обогрева узлов перегрузки с целью предупреждения намерзания на них горной массы во время работы экскаватора в холодное время года, что ликвидировало простои, связанные с заштыбовкой бункеров и их очисткой [1]. Однако широкого распространения системы обогрева с помощью ЭСП не получили. Это связан-

но прежде всего с недостатками конструкции ЭСП и как следствие - прекращением их серийного выпуска. К недостаткам ЭСП можно отнести негерметичность узла ввода подводящих проводов, неровность рабочей поверхности нагревателей, недостаточно высокая надежность и безопасность.

В лаборатории по разработке устройств низкотемпературного нагрева ДонГТУ была испытана и исследована партия нагревателей ЭСП-300. С помощью высокоточного мегаомметра фирмы «METREL» и инфракрасного термометра «FLUKE» снималась зависимость сопротивления изоляции токоведущих частей нагревателей относительно корпуса от температуры нагрева в диапазоне 90° - 140°С. Исследовалась партия, состоящая из 150 нагревателей ЭСП-300. Для этого исследуемая партия нагревателей была разбита на 10 групп - по 15 в каждой группе. Нагреватели каждой группы крепились на дюралюминиевой пластине, разогревались до температуры 140° С и в процессе охлаждения через каждые 10° С, измерялось сопротивление изоляции. Результаты исследований представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Зависимость среднего сопротивления изоляции от температуры нагрева нагревателей ЭСП-300

t°,С	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140
R _{из} , МОм	900	750	350	185	75	38	26,7	15,8	9,7	8,8	6,7	5,8	5,3

В результате испытаний установлено, что в партии из 150 штук ЭСП-300 в трех нагревателях произошло замыкание на корпус, в двух – обрыв токоведущих частей, а в еще двух нагревателях сопротивление изоляции при нагреве до 100-140°С было снижено до недопустимо низкого уровня – менее 500 кОм. Таким образом, общий процент брака составляет 4,7%. Кроме того, среднее сопротивление изоляции при температуре 100° С составляет всего 9,7 Мом. Очевидно, что при включении всего 20 нагревателей общее сопротивление изоляции системы обогрева может быть менее 500 кОм, что приведет к срабатыванию УАКИ.

Указанных недостатков лишены нагревательные элементы типа ЭНП 380/265 и НЭП 380/222, разработанные в ДонГТУ[4], однако говорить о полном соответствии указанных нагревательных элементов требованиям надежности и безопасности можно будет только после полного цикла лабораторных и промышленных испытаний, в том числе и на объектах, подвергающихся технологической вибрации. Актуальность

разработки нагревательных элементов, способных работать в условиях вибрационных воздействий подтверждается данными, полученным от углепромышленной фирмы «Термоантрацит» (г. Свердловск, Луганской обл.), где остро стоит вопрос обогрева бункеров, приемных воронок и особенно вибропитателей, которые подвергаются вибрационному воздействию частотой 50 Гц и амплитудой 2 мм. Не менее актуально применение систем электрообогрева на предприятиях коксохимической промышленности. Необходимость в поддержании определенного уровня температуры, как для технологических нужд, так и для транспортирования легкоплавких, вязких или подверженных замерзанию продуктов вызывает применение различных устройств обогрева этого оборудования, среди которых чаще всего применяются устройства с жидким или газообразным теплоносителем: пар, горячий воздух, масло и т. п. Так например, в цехе улавливания ОАО «Алчевсккокс» обогрев бункеров для фусов (смесь каменноугольной смолы, угольной и коксовой пыли) мехосветлителей осуществляется с помощью пара. К традиционным недостаткам парового обогрева – необходимость в котельных и паропроводах, конструктивная сложность – в ряде случаев добавляется еще и значительные тепловые потери вследствие плохого теплового контакта, а так же невысокий срок службы, как самих паропроводов, так и стенок объектов нагрева вызванных их низкой коррозионной стойкостью, особенно в условиях коксохимического производства.

По данным специалистов цеха улавливания ОАО «Алчевсккокс» средний срок службы бункеров с паровым обогревом не превышает 12 месяцев. По этой причине производственно-техническим отделом ОАО «Алчевсккокс» принято решение о разработке и монтаже системы электрообогрева бункеров для фусов мехосветлителей цеха улавливания. Специфика обогрева бункеров для фусов в условиях ОАО «Алчевсккокс» состоит в следующем:

- бункеры находятся на открытом воздухе (категория размещения I по ГОСТ 15150-69) в условиях действующего коксохимического производства, при этом массовая концентрация агрессивных химических соединений в зоне размещения бункеров составляет (в мг/м³): сероводород-0,2; фенол-0,3; цианиды-0,1; аммиак-1,0;

- температура фусов должна поддерживаться на уровне 70-90° С, что обеспечит необходимую текучесть фусов при их выгрузке;

- необходимость автоматического поддержания температуры в двух зонах бункера: в верхней (накопительной) – с более низкой температурой нагрева и нижней – с повышенной температурой;

- ограничения по линейному току трехфазной сети переменного тока, связанные с номинальной мощностью силового трансформатора;

- возможность оперативного регулирования температуры нагрева стенок бункера и визуальная индикация текущей температуры;
- высокий уровень надежности всех элементов системы обогрева, при этом срок службы системы должен быть больше периода между плановыми ремонтами бункеров (ориентировочно 24÷36 месяцев).

Учитывая вышеизложенное и основываясь на результатах теоретических и экспериментальных исследований изложенных в работах [1, 5], а так же на собственном опыте по разработке устройств низкотемпературного нагрева необходимо сформулировать требования к электронагревательным устройствам:

- нагреватель должен оборудоваться эффективным теплоизоляционным слоем;
- нагревательное устройство должно иметь модульную конструкцию;
- подводимая удельная мощность должна гарантировать необходимую температуру на поверхности стенки;
- температурный перепад на рабочей поверхности стенки перегрузочного устройства не должен превышать 10 градусов;
- нагревательные устройства должны удовлетворять общим требованиям, предъявляемым к деталям и узлам горнотранспортного и коксохимического оборудования и соответствовать нормативам надежности;

В соответствии с этими требованиями, при разработке конструкций электронагревателей можно рекомендовать следующие способы их выполнения:

- в качестве теплоизоляционного слоя необходимо применять волокнистые минеральные и керамические материалы, имеющие небольшой коэффициент теплопроводности;
- теплоизоляционный слой должен удерживаться защитными листами;
- усилие прижима электронагревателей должно регулироваться вручную или автоматически;
- конструктивно электронагреватель должен быть выполнен в отдельном корпусе, выполненном из коррозионно-стойкого материала;
- присоединение токоподводов к резистивному элементу должно осуществляться путем сварки и последующей зачеканки;
- подсоединение нагревателей к питающей сети необходимо осуществлять параллельно;
- корпуса электронагревателей, должны быть выполнены в герметичном исполнении;

– электрическая изоляция нагревателей должна обеспечивать высокий уровень сопротивления изоляции при циклическом режиме работы в заданном диапазоне температур.

Сформулированные требования и рекомендации планируются использовать при разработке, изготовлении и монтаже системы электрообогрева бункеров на предприятиях горнодобывающей и коксохимической промышленности Украины.

Библиографический список

1. Гриффен А.Л., Монастырский В.Ф., Потапенко Л.Л. *Повышение эффективности горнотранспортного оборудования с использованием электронагрева.* – Киев, 2001. -58 с.

2. Парунакян В.Э., Синянская Р.И. *Борьба с прилипанием и примерзанием горной массы к рабочим поверхностям транспортного оборудования.* – М.: Недра, 1975. – 141 с.

3. *Электрообогрев стрелочных переводов / Хазанет Л.Л., Атлас Ф.Я., Гриффен А.Л.// Уголь.* – 1990. -№9. –с.42-44.

4. Патент України №27446, *Енергозберігаючий електричний нагрівач плоских та циліндричних поверхонь / Андросюк О.Д., Заблудський М.М., Войтенко В.І., Розсипний О.М., Цодік І.А. №U200708509; Заявл. 24.07.2007; Опубл. 25.10.2007.Бюл. №17*

5. Гриффен Л.А. *текстильные электронагреватели.* – К.: Экономика и право, 2001. – с. 200.

*к.т.н. Мотченко А.И.,
к.т.н. Кобец Д.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СИСТЕМА НЕЧЕТКОГО УПРАВЛЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИМИ ОБЪЕКТАМИ С ФУНКЦИЕЙ ОГРАНИЧЕНИЯ КООРДИНАТ

У роботі наведені результати досліджень системи нечіткого керування з функцією обмеження координат. Запропоновано рекомендації з вибору форми функцій належностей, що забезпечують потрібну якість управління.

Ключові слова: динамічний об'єкт, нечіткий регулятор, обмеження.

В работе приведены результаты исследований системы нечеткого управления с функцией ограничения координат. Предложены рекомендации по выбору формы функций принадлежности, обеспечивающих требуемое качество управления.

Ключевые слова: динамический объект, нечеткий регулятор, ограничение.

На сегодняшний день для решения различного рода задач управления широко используются интеллектуальные методы, основанные на имитации мышления человека. При этом выделяют два типа интеллектуальных систем управления – на основе нейросетевых технологий и на основе нечеткой (fuzzy) логики [1,2]. С помощью нейронных сетей моделируется процесс мышления человека. Системы с нечеткой логикой моделируют процесс принятия человеком решения. Системы управления с нечеткими регуляторами хорошо зарекомендовали себя при управлении сложными объектами, работающими в условиях неопределенности.

Одной из задач автоматического управления различными технологическими и электромеханическими объектами является управление при наличии ограничений на фазовые координаты. Эти ограничения могут быть как естественного, так и искусственного происхождения. При решении подобных задач широкое распространение получили системы подчиненного регулирования [3], в которых ограничение координат внутреннего контура обеспечивается регулятором внешнего контура. Такой вариант системы управления имеет ряд достоинств, однако недостатком является необходимость непосредственного измерения про-

межуточных координат, что иногда бывает затруднительно, а в случае управления некоторыми технологическими процессами (например, нагрев металла и металлических изделий) просто невозможно. В то же время, при построении системы нечеткого управления может использоваться только информация доступная к измерению, а алгоритм функционирования строится на основе экспертных знаний об объекте.

Целью данной работы является разработка системы нечеткого управления динамическими объектами с ограничением промежуточных фазовых координат.

Нечеткий регулятор традиционно строится как некоторое вычислительное устройство с определенной структурой, приведенной на рисунке 1.

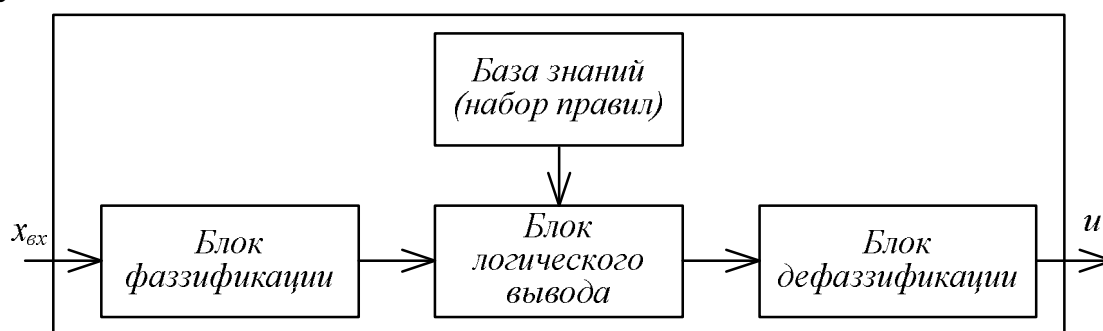


Рисунок 1 – Структурная схема нечеткого регулятора

Система нечеткого управления состоит из следующих элементов: блока фаззификации, который преобразует входные физические величины x_i в соответствующие им лингвистические переменные $\mu(x_i)$; базы знаний содержащей набор правил; блок логического вывода, который преобразует входные лингвистические переменные в выходные с определенными функциями принадлежности $\mu(y)$; блок дефаззификации, который преобразует выходную лингвистическую переменную в физическое управляющее воздействие.

При общей структуре нечеткие регуляторы могут существенной отличаться способами фаззи- и дефаззификации, количеством и способом составления правил, алгоритмом получения логического вывода и другими нюансами. Наибольшее распространение получили фаззификация треугольными функциями принадлежности, логические выводы Мамдани и Сугено [4-7].

Для управления динамическими объектами нечеткий регулятор целесообразно строить в виде ПИ-регулятора с измерением ошибки управления и вычислением ее производной (рис. 2). На выходе нечеткого регулятора включен интегратор, который обеспечивает астатизм замкнутой системы. Для настройки нечеткого регулятора воспользуемся результатами, полученными в [7].

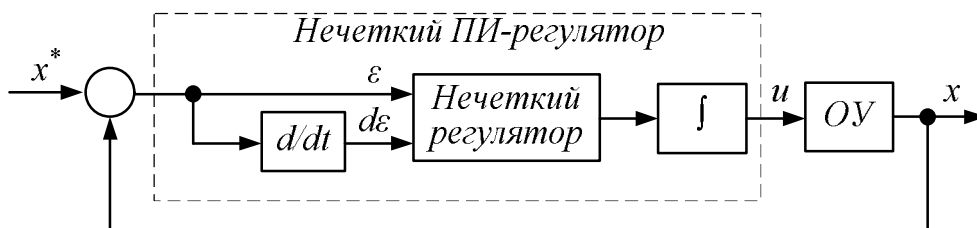


Рисунок 2 – Структурная схема автоматической системы управления с нечетким ПИ-регулятором

Согласно этим результатам входные сигналы фаззифицируются термами – «положительный» (P) и «отрицательный» (N) в виде треугольных функций принадлежности (рис. 3). Выходная переменная фаззифицируется согласно алгоритму Сугено константами «положительный» (P), «отрицательный» (N) и «нулевой» (Z), а правила функционирования соответствуют оптимальному варианту:

- «Если ε – « P » и $d\varepsilon$ – « P », то u – « P »;
 - «Если ε – « N » и $d\varepsilon$ – « N », то u – « N »;
 - «Если ε – « P » и $d\varepsilon$ – « N », то u – « Z »;
 - «Если ε – « N » и $d\varepsilon$ – « P », то u – « Z ».
- (1)

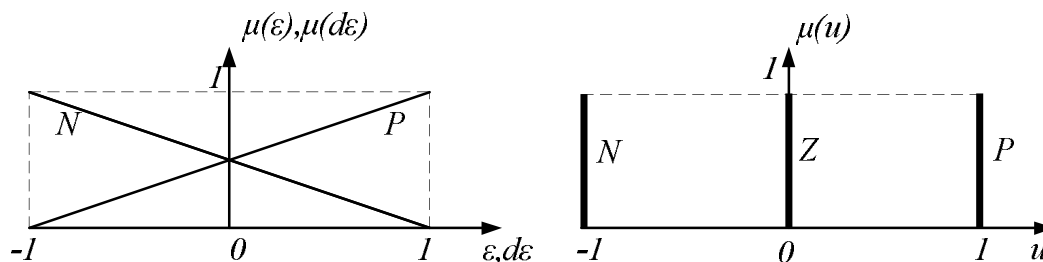


Рисунок 3 – Функции принадлежности входных и выходной переменных

Рассмотрим применение данного варианта настройки нечеткого регулятора для объекта второго порядка, представленного передаточной функцией

$$W(p) = \frac{1}{p^2 + 2p + 1}, \quad (2)$$

и структурной схемой, приведенной на рисунке 4.

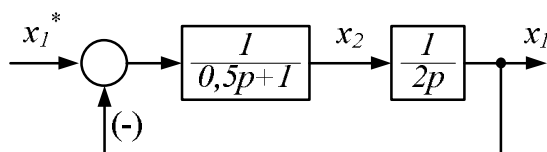


Рисунок 4 – Структурная схема объекта управления

Для оценки эффективности применяемого нечеткого регулятора, проведем синтез системы управления двумя методами.

Первый метод – синтез подчиненной системы управления, настроенной на модульный оптимум [3]. В результате настройки по этому методу регулятор внутреннего контура получается интегрирующего типа с коэффициентом $k_1=1$, а внешнего – пропорционального с коэффициентом $k_2=2$. Структурная схема системы управления приобретает вид, приведенный на рисунке 5. Ограничитель на входе внутреннего контура обеспечивает ограничение промежуточной координаты x_2 на уровне 0,2 о.е.

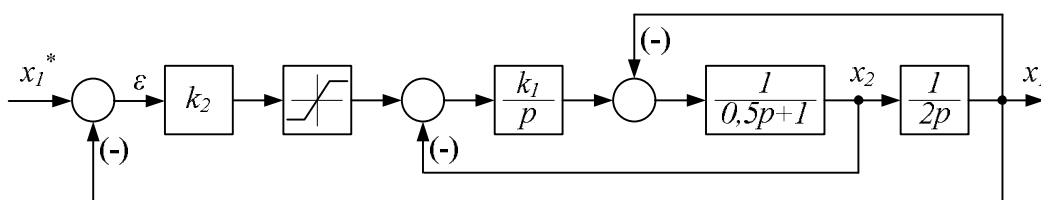


Рисунок 5 – Структурная схема системы подчиненного управления

В результате моделирования получены переходные процессы, графики которых приведены на рисунке 6.

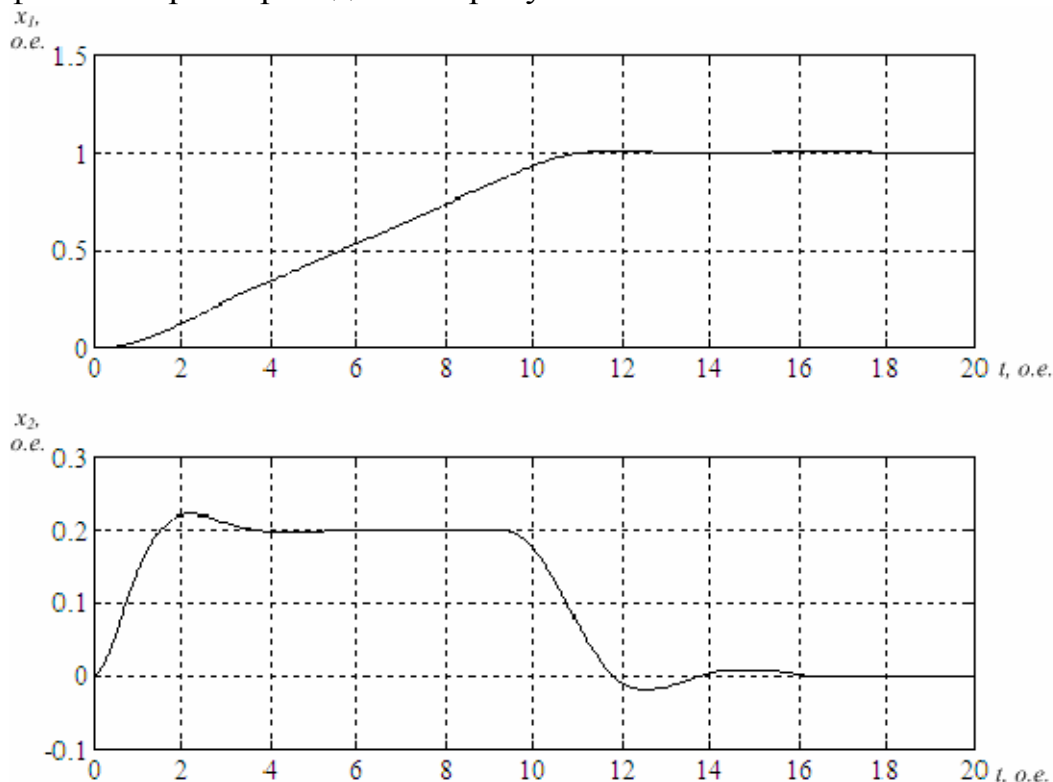


Рисунок 6 – Графики переходных процессов в подчиненной системе управления

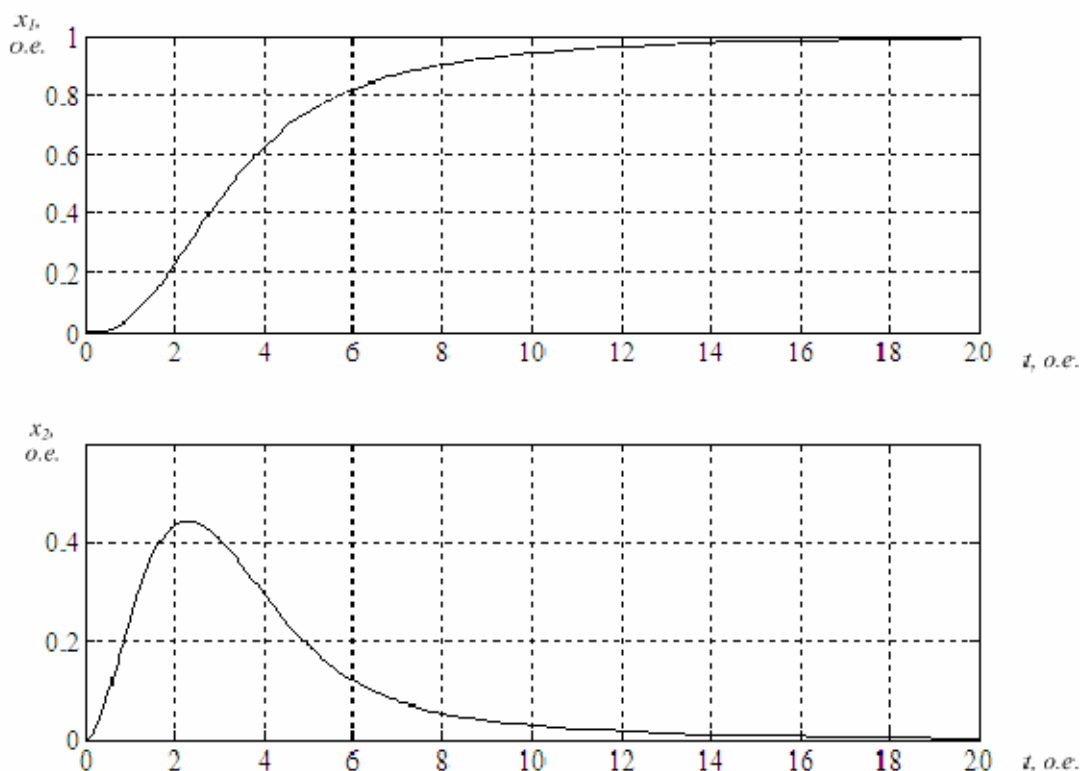


Рисунок 7 – Графики переходных процессов в нечеткой системе управления при исходной настройке

Второй метод – рассмотренный выше метод настройки нечеткого регулятора. При использовании структурной схемы системы управления (рис. 2) функций принадлежности и правил (1) получены переходные процессы, графики которых приведены на рисунке 7. Как видно из рисунка при первоначальной настройке нечеткого регулятора ограничение не соответствует заданному. Произведем коррекцию функций принадлежности путем сужения допустимого диапазона положительности и отрицательности соответственно. При этом функции принадлежности приобретают вид, показанный на рисунке 8.

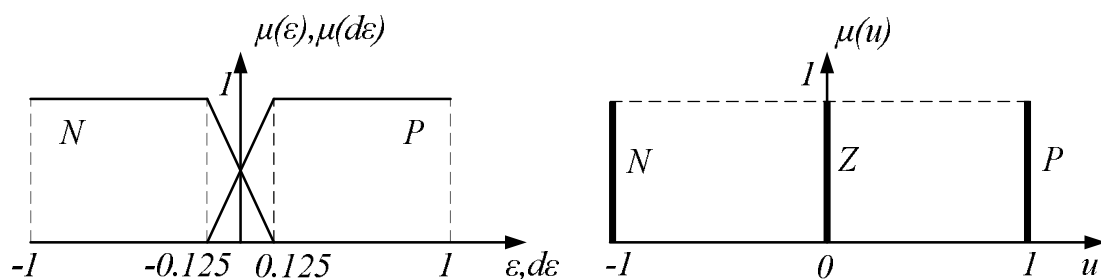


Рисунок 8 – Скорректированные функции принадлежности входных и выходной переменных

При изменении функций принадлежности получены переходные процессы, графики которых приведены на рисунке 9. Требуемое ограничение достигнуто.

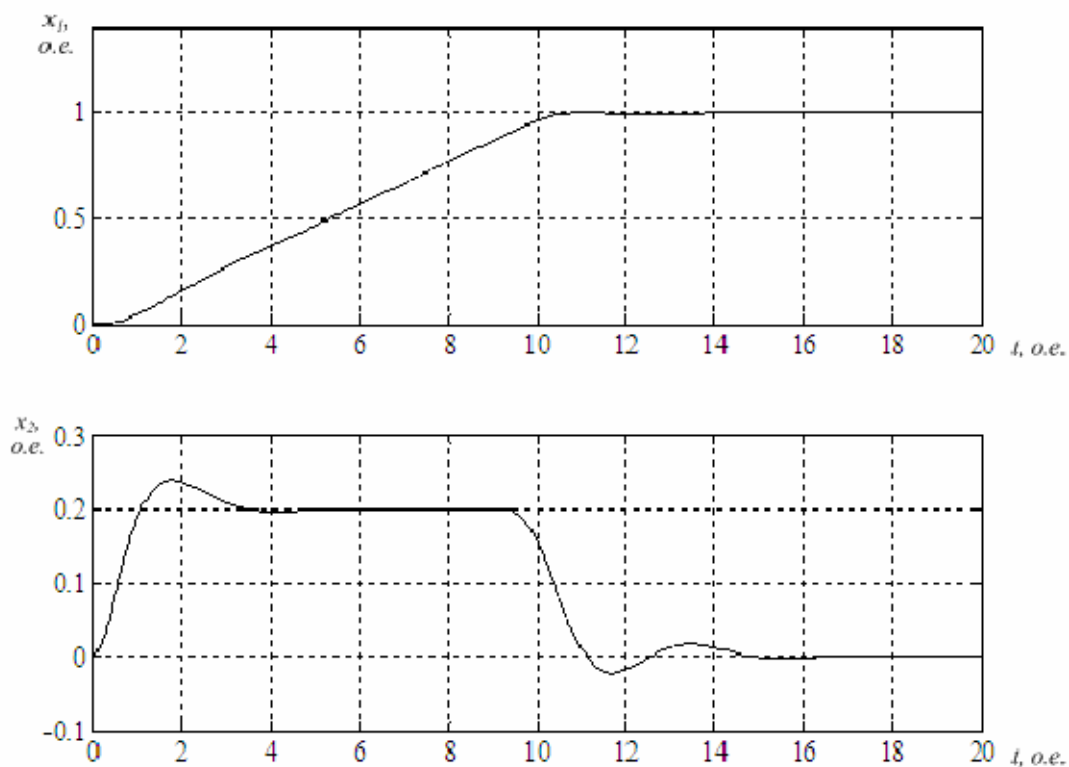


Рисунок 9 – Графики переходных процессов в нечеткой системе управления при скорректированной настройке

Выводы. Сравнение методов настройки систем управления динамическими объектами показало, что при помощи нечеткого ПИ-регулятора может быть достигнуто такое же качество управления с ограничением координат, как и при использовании классического подчиненного управления. Однако нечеткий регулятор имеет следующие преимущества: нет необходимости в точном определении параметров объекта управления, не требуется измерение промежуточных координат, ограничение которых необходимо обеспечить. Весьма существенной особенностью применения нечеткого регулятора является то, что для реализации ограничения координат необходимо только скорректировать настройку функций принадлежности, а структура регулятора остается неизменной.

Библиографический список

1. Круглов В.В., Борисов В.В. Искусственные нейронные сети. Теория и практика. – 2-е изд. – М.: Горячая линия-Телеком, 2002. – 382 с.
2. Гостев В.И. Синтез нечетких регуляторов систем автоматического управления. – К.: «Радиоаматор», 2003. – 512 с.
3. Терехов В.М. Системы управления электроприводов: учебник для студ. высш. учеб. заведений / В.М. Терехов, О.И. Осипов; под ред. В.М. Терехова. – 2-е изд., стер. – М.: Издательский центр «Академия», 2006. – 304 с.
4. Прикладные нечеткие системы: Пер. с япон./ К. Асаи, Д. Ватада, С. Иван и др.; под редакцией Т. Тэрано, К. Асаи, М. Сугено. – М.: Мир, 1993. – 368 с.
5. Клепиков В.Б., Глебов О.Ю., Моисеенко П.Л. Влияние фаззи данных и правил на выходные характеристики фаззи регулятора. // Техн. електродинаміка. – 2002. – № 2. – С. 43 – 48.
6. Аткинсон Р. Человеческая память и процесс обучения. – М.: Мир, 1980. – 192 с.
7. Кобец Д. В. Система нечеткого управления источниками питания индукционных установок / Д.В. Кобец, Р.Н. Саратовский, С.Н. Середя, В.И. Ушаков // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Випуск 8(140). Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. – С. 224 - 227.

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

*к.т.н. Коцемир И.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

АЛГОРИТМ И ПРОГРАММА РАСЧЕТА ОПТИМАЛЬНОЙ НАСТРОЙКИ СИСТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ С П – РЕГУЛЯТОРАМИ

Наведенні методика, математичне, алгоритмічне та програмне забезпечення процедури пошуку оптимальних параметрів автоматичних систем регулювання з пропорційними регуляторами.

***Ключові слова:** оптимальні параметри налаштування, критерії оптимальності, регулятор, показник коливального.*

Приведены методика, математическое, алгоритмическое и программное обеспечение процедуры поиска оптимальных параметров автоматических систем регулирования с пропорциональными регуляторами.

***Ключевые слова:** оптимальные параметры настройки, критерии оптимальности, регулятор, показатель колебательности.*

Для увеличения экономичности и эффективности производства в промышленности для управления технологическими процессами широко используются автоматические системы регулирования с обратными отрицательными связями. Качество функционирования таких систем зависит в основном от выбора типа закона управления и от значений параметров настройки самого регулятора. К настоящему времени достаточно хорошо разработаны аналитические методы синтеза оптимальных регуляторов, позволяющие реализовать ту или иную оптимальную систему управления с учетом структуры конкретного объекта управления.

Однако большинство технологических объектов управления являются объектами с неполностью наблюдаемыми координатами, а это обстоятельство требует при создании оптимальных систем использования производных от регулируемой координаты высоких порядков, что в свою очередь делает невозможной практическую реализацию как оптимальных регуляторов, так и самих систем в целом.

По этой причине в промышленных системах в основном используются пропорциональные (П – регуляторы), пропорционально – интегральные (ПИ – регуляторы) и в некоторых случаях для управления объектами с большими запаздываниями ПИД – регуляторы.

В работах [1 - 3] сформулированы требования к таким системам, в соответствии с которыми система будет считаться оптимальной, если она обеспечивает отсутствие ошибки в статике и обеспечивает минимум среднеквадратичной ошибки в динамике при заданном запасе устойчивости.

Методика расчета ПИ и ПИД – регуляторов подробно разработана и доведена до инженерного использования в работах [1 – 4]. Для настройки П – регуляторов до настоящего времени в инженерных расчетах используется либо графоаналитический метод, либо рекуррентные формулы приближенного расчета, что приводит к необходимости перенастраивать такие системы на стадии их ввода в эксплуатацию.

В работе [4] приведено выражение вспомогательной функции, минимум которой позволил бы обеспечить минимум среднеквадратичной ошибки в системах с ПИ – регуляторами при заданном показателе колебательности M .

$$K_P = \frac{M}{A_{PC}(\omega) \left[M \sin \varphi_{PC}(\omega) - \sqrt{(1 - M^2 \cos^2 \varphi_{PC}(\omega))} \right]}, \quad (1)$$

где $A_{PC}(\omega)$ и $\varphi_{PC}(\omega)$ - модуль и фаза разомкнутой системы при $K_P = 1$.

Как видно из выражения (1) и графика изменения вспомогательной функции представленного на рисунке 1 в области существенных частот указанная функция имеет отрицательные значения, а при увеличении частоты теряет физический смысл.

На рисунке 2 представлен общий вид амплитудно – частотных характеристик оптимально настроенных замкнутых систем на заданный показатель колебательности M .

В работах [1,5] показатель колебательности определяется из выражения

$$M = \frac{A_{3C}(\omega_P) - A_{3C}(\omega_0)}{A_{3C}(\omega_0)}, \quad (2)$$

где: $A_{3C}(\omega_P)$ и $A_{3C}(\omega_0)$ модули замкнутой системы на частоте резонанса и при $\omega = 0$.

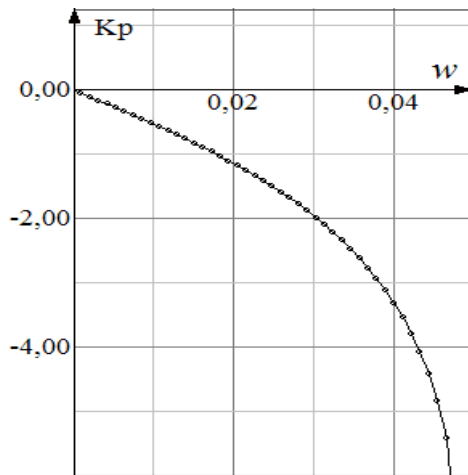


Рисунок 1 – График изменения вспомогательной функции

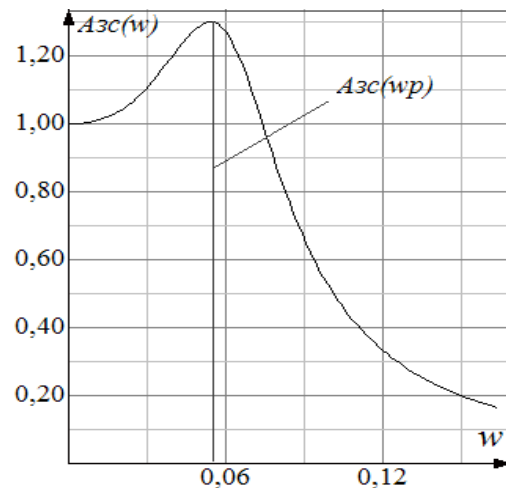


Рисунок 2 – АЧХ оптимально настроенной системы

Отсюда видно, что для оптимально настроенных систем с обратной отрицательной связью должно выполняться условие

$$A_{3C}(\omega_P) = M_{\text{ДОП}}. \quad (3)$$

Иными словами максимум АЧХ замкнутой системы должен достигаться на частоте резонанса и быть равным принятой величине показателя колебательности M .

Передаточная функция замкнутой системы с Π - регулятором имеет вид

$$W_{3C}(P) = \frac{K_P W_{PC}(P)}{1 + K_P W_{PC}(P)}. \quad (4)$$

С учетом (1) выражение для определения величины модуля АЧХ замкнутой системы можно записать в следующем виде

$$A_{3C}(\omega) = \frac{K_P A_{OB}(\omega)}{\sqrt{[1 + A_{OB}(\omega) \cos \varphi_{OB}(\omega)]^2 + A_{OB}^2(\omega) \sin^2 \varphi_{OB}(\omega)}}. \quad (5)$$

Как видно из последнего выражения на величину модуля замкнутой системы и на вид амплитудно–частотной характеристики оказывают влияние, как динамические свойства объектов управления, так и коэффициент усиления регулятора. Поэтому для определения оптимального значения коэффициента усиления необходимо, вначале определить зна-

чение максимума АЧХ замкнутой системы на частоте резонанса при фиксированном значении коэффициента усиления регулятора K_p , а затем при необходимости скорректировать величину K_p с последующей проверкой выполнения условия (3). Блок– схема алгоритма поиска значений оптимальной настройки приведена на рисунке 3.

Передаточная функция объекта, для которого можно производить расчет параметров настройки регулятора с использованием приведенного алгоритма имеет вид

$$W_{OB}(P) = W_{OB1}(P) + W_{OB2}(P). \quad (6)$$

где:

$$W_{OB1}(P) = \frac{V_1(T_1P)(T_2P + 1)^O e^{-LP}}{T_3P(T_4P + 1)^B (T_5P + 1)^C},$$

$$W_{OB2}(P) = \frac{V_1(T_6P)(T_7P + 1)^{O_1} e^{-L_1P}}{T_8P(T_9P + 1)^{B_1} (T_{10}P + 1)^{C_1}}.$$

Для формирования передаточной функции конкретного объекта, например объекта с передаточной функцией

$$W_{об}(P) = \frac{K_{об} e^{-\tau P}}{(T_{1об}P)(T_{2об}P + 1)^n}, \quad (7)$$

с целью исключения лишних полиномов необходимо коэффициенты $T_1, T_2, T_4, T_5 - T_{10}, O, B, O_1, B_1, C_1, L_1, V_1$ передаточной функции (6) ввести равными нулю, а коэффициенты $T_3 = T_{1об}, T_5 = T_{2об}, V = K_{об}, L = \tau, B = n$.

Таким образом, передаточная функция (6) примет

$$W_{OB}(P) = \frac{Ve^{-LP}}{T_3P(T_5P + 1)^B}. \quad (8)$$

Что соответствует виду передаточной функции (7). Ввод параметров объекта и значения требуемого показателя колебательности осуществляется в блоке 1.

Поиск максимума АЧХ замкнутой системы при фиксированном значении коэффициента усиления регулятора производится в первом

цикле (блоки 3,4,5,10) с использованием метода последовательных приближений с делением шага по частоте.

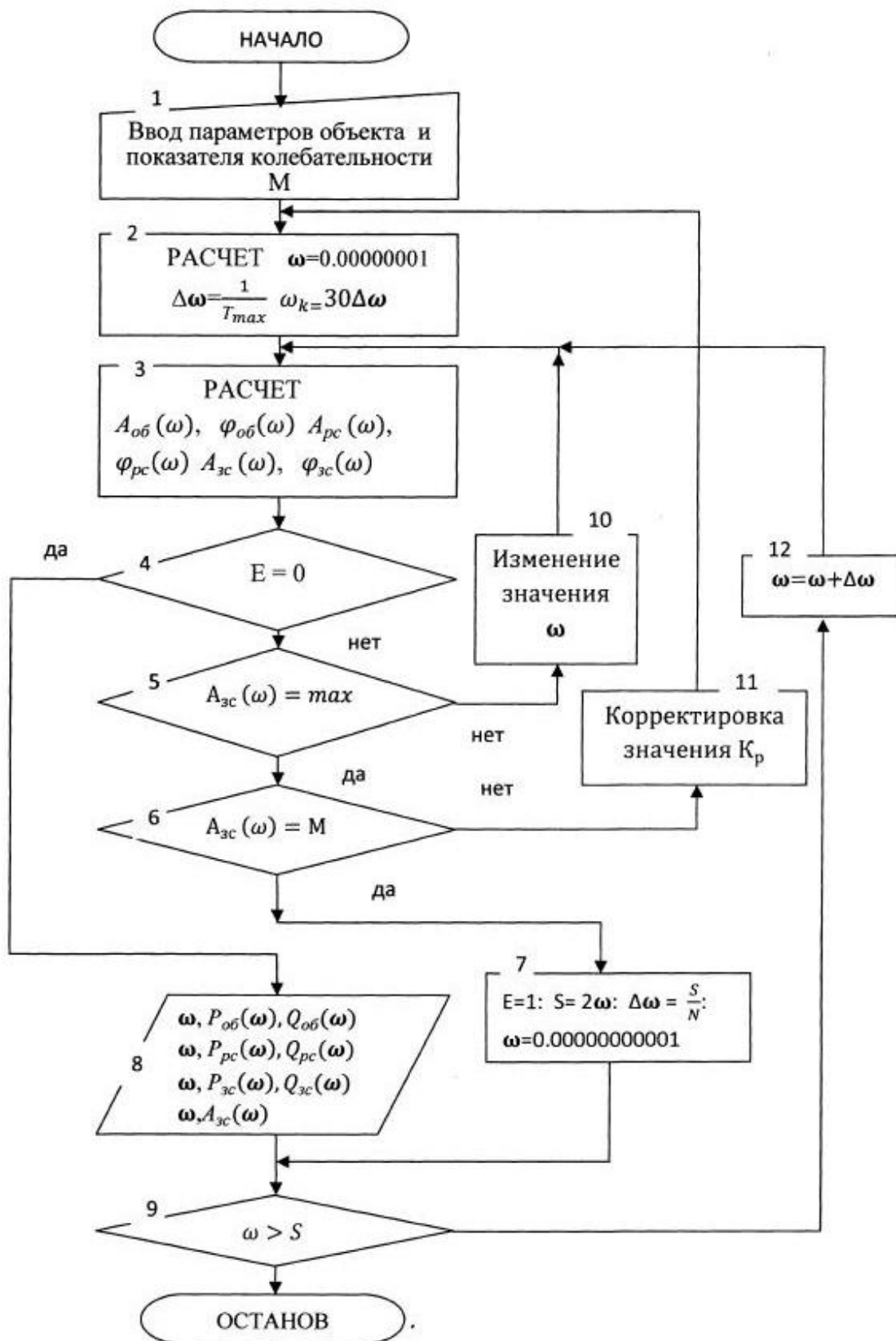


Рисунок 3 – Блок – схема алгоритма поиска оптимальных настроек

Выбор частотного диапазона, в котором осуществляется поиск максимума АЧХ замкнутой системы и выбор начального значения коэффициента усиления регулятора производится автоматически с учетом параметров объекта в блоке 2. Проверка достижения максимума АЧХ замкнутой системы при фиксированном значении коэффициента усиления регулятора осуществляется в блоке 5. Выбор направления движения к точке максимума функции, а также нового значения частоты осуществляется в блоке 10.

После нахождения максимума вспомогательной функции в блоке 6 осуществляется проверка оптимальности настройки системы с использованием условия (1). Если это условие не выполняется, то в блоке 11 с использованием метода последовательных приближений с делением шага осуществляется выбор направления движения к точке оптимума функции, а также растет нового значения коэффициента усиления регулятора. Процедура повторяется до тех пор, пока условие блока 6 не будет выполнено.

После нахождения оптимума осуществляется переход во внешний цикл (блоки 9, 12, 3, 4, 8), где производится расчет и построение частотных характеристик объекта, разомкнутой и замкнутой системы с оптимальными параметрами настройки регулятора в области существенных частот. Достижение оптимума фиксируется переменной E в блоке 7. В том же блоке с учетом значения величины резонансной частоты осуществляется расчет частотного диапазона и шага по частоте для построения частотных характеристик.

Общий вид окна пользователя, а также форма представления результатов расчета приведены на рисунках 4 – 7 и в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчета частотных характеристик

ω	$A_{об}(\omega)$	$\varphi_{об}(\omega)$	$A_{об}(\omega)$	$\varphi_{об}(\omega)$	$A_{об}(\omega)$	$\varphi_{об}(\omega)$
1E-12	1E+10	-1.57	3.6E+15	1.57	1	0
4.98E-03	2.006	-1.66	7.23678	-1.66	1.003	-.138
9.96E-03	1.003	-1.76	3.61839	--1.76	1.016	-.279
1.49E-02	.66891	-1.86	2.41226	-1.86	1.037	-.423
1.99E-02	.50168	-1.96	1.80919	-1.96	1.066	-.575
2.49E-02	.40134	-2.06	1.44735	-2.06	1.104	-.735
$\omega = 4.983216E-02$ $Kp = 3.606248$						

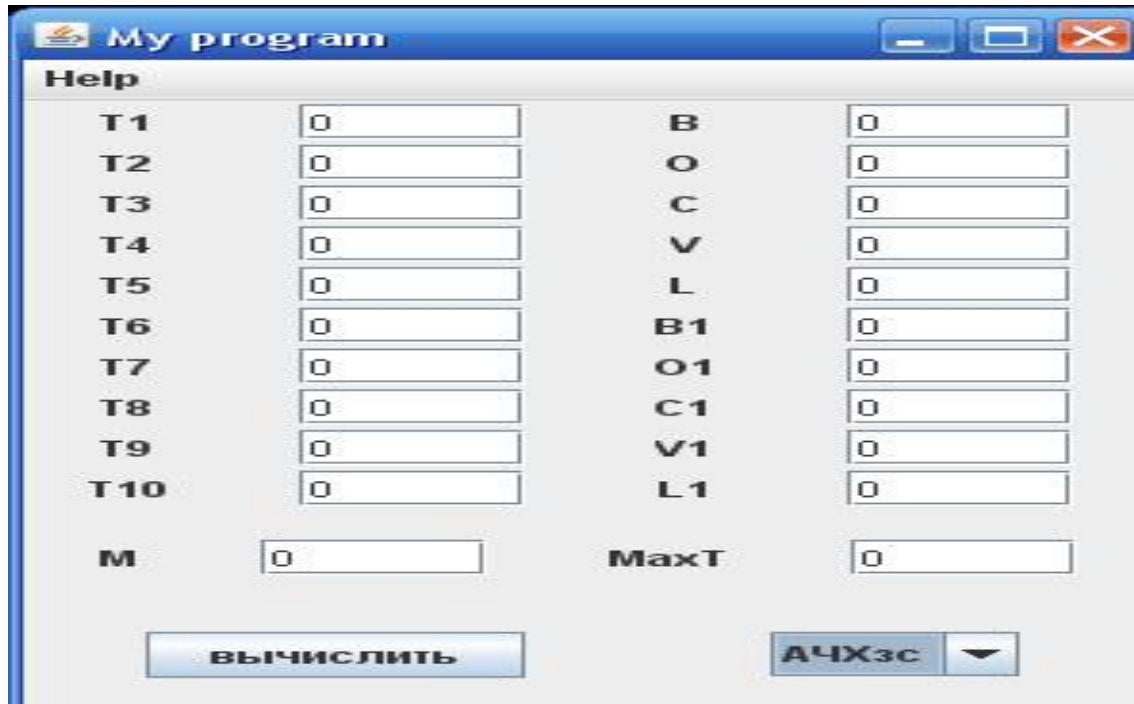


Рисунок 4 – Окно пользователя

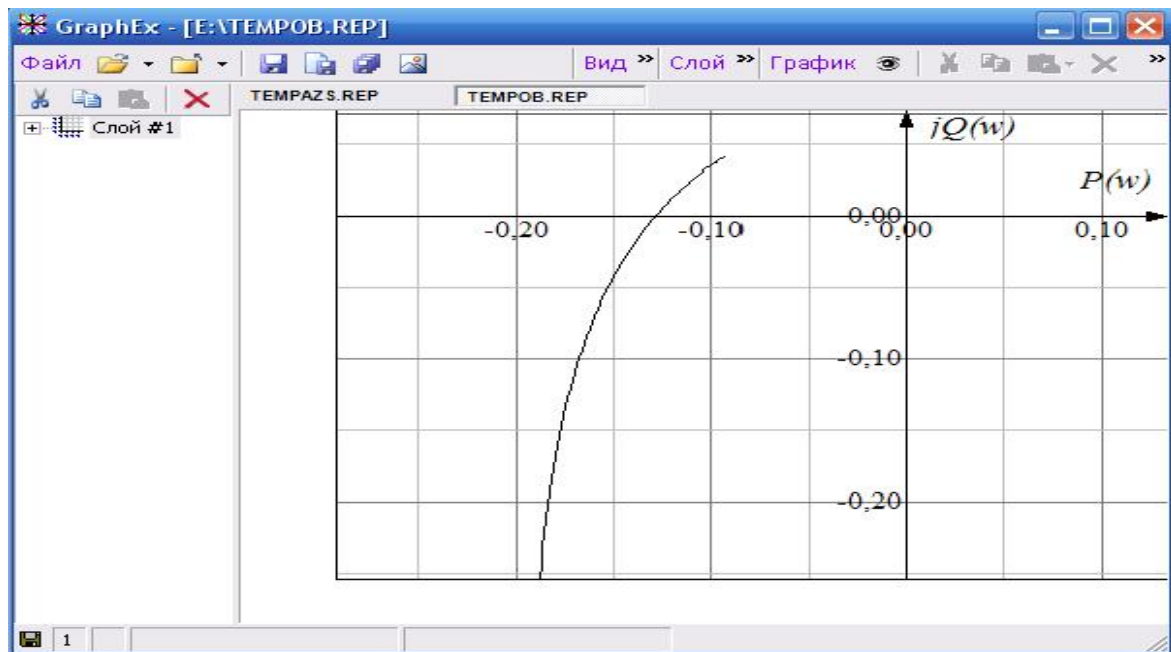


Рисунок 5 – Представление результатов в графическом редакторе GraphEx

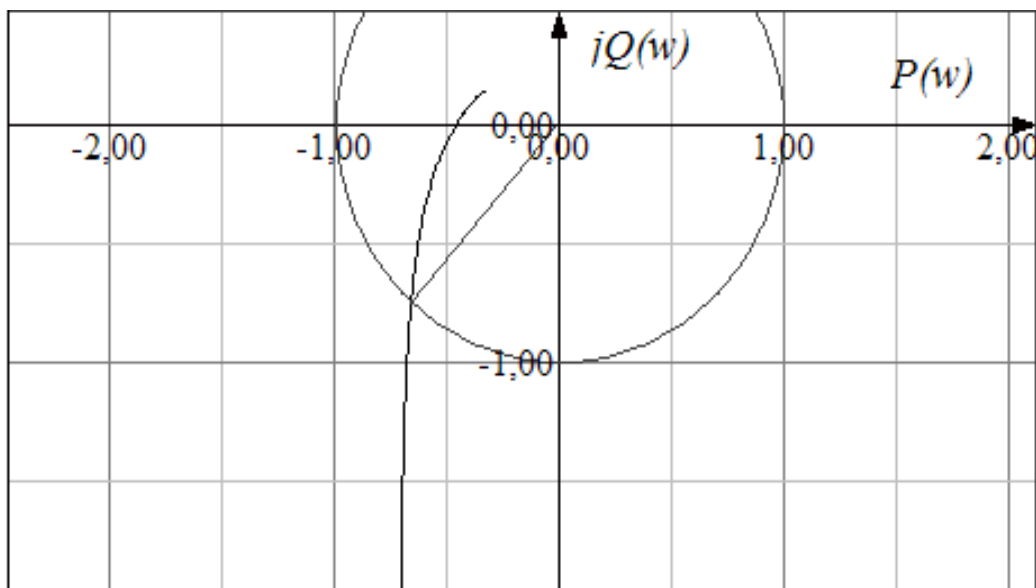


Рисунок 6 – Комплексная частотная характеристика разомкнутой системы

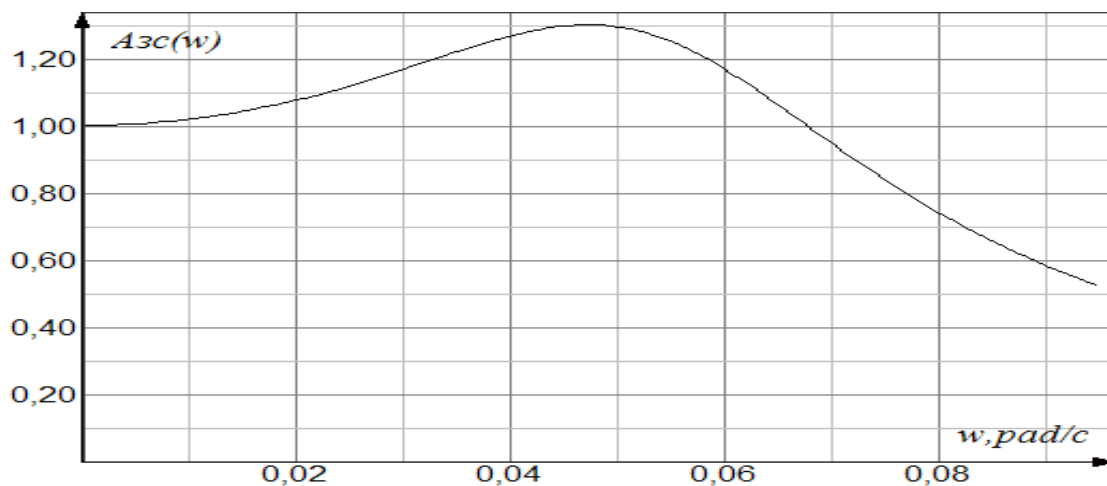


Рисунок 7 – Амплитудно-частотная характеристика замкнутой системы

Программное обеспечение с графическим редактором GraphEx адаптировано под операционную среду WindowsXP, что позволяет быстро и оперативно рассчитать значения параметров настройки, построить все необходимые частотные характеристики, и на основании графического материала провести оценку достоверности полученных резуль-

татов и качества функционирования замкнутой системы. Указанные возможности способствует использованию широким кругом специалистов на стадии проектных работ, на стадии ввода систем регулирования в действие, а также в период нормальной эксплуатации.

Библиографический список

1. Ротач В.Я. Расчет динамики промышленных систем регулирования. – М.: «Энергия», 1973 – 440с.

2. Ротач В.Я., Шавров А.В., Бутырев В.П. Синтез алгоритмов машинного расчета оптимальных параметров систем регулирования. – «Теплоэнергетика». 1978, №12.

3. Ротач В.Я., Кузицин В.Ф., Клюев А.С. Автоматизация настройки систем управления. М: “Энергоатомиздат”, 1984. - 272 с.

4. Ротач В.Я. Теория автоматического управления теплоэнергетическими процессами. – М.: Энергоатомиздат, 1985. – 295с 3. Г. М Попович, О.В. Ковальчук Теорія автоматичного керування.-Київ: „Либідь”, 1997.-543с.

5. Коцемир И.А. К идентификации теплоэнергетических объектов (статья). Вестник МАНЭБ -2003 - № 5 (65). -С. 39-41

Рекомендовано к печати к.т.н., проф. Паэрандом Ю.Э.

*к.т.н. Саратовский Р.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИСТОЧНИК СТАБИЛИЗИРОВАННОГО ТОКА ДЛЯ ПИТАНИЯ УСТАНОВОК ИНДУКЦИОННОГО НАГРЕВА НА БАЗЕ ТИРИСТОРНОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ ЧАСТОТЫ

Розглядається можливість роботи тиристорного перетворювача частоти на основі резонансного інвертора в режимі джерела стабілізованого струму для живлення багатопостових установок індукційного нагріву.

Ключові слова: *джерело струму, тиристорний перетворювач частоти, індукційне нагрівання, система стабілізації струму.*

Рассматривается возможность работы тиристорного преобразователя частоты на основе резонансного инвертора в режиме источника стабилизированного тока для питания многопостовых установок индукционного нагрева.

Ключевые слова: *Источник тока, тиристорный преобразователь частоты, индукционный нагрев, система стабилизации тока.*

Большая часть вырабатываемой в настоящее время электроэнергии подвергается преобразованию и регулированию. Наибольшее распространение в технике, в качестве источников питания потребителей, нашли источники напряжения в виде вентильных преобразователей неизменного напряжения переменного тока в регулируемое напряжение переменного или постоянного тока. Однако, известны многие области техники (электротермия, электропривод, электротехнология, квантовая электроника, преобразовательная техника и др.) в которых использование источников тока повышает эффективность технологических процессов, разрешает многие технические противоречия, обеспечивает их новыми полезными свойствами и техническими возможностями, недостижимые при питании от источников напряжения.

К необходимым для практики источникам тока предъявляются требования как общего характера (высокие энергетические и удельно-экономические показатели, простота, надежность и т.п.), так и связанные с режимами работы потребителей электроэнергии: неизменность тока при возмущениях со стороны нагрузки, возможность регулирования тока в диапазоне не менее 1:10, его стабилизации на заданных

уровнях и др. Поэтому область применения источников неизменного тока занимает особое место в разработках источников питания электротехнологических установок, а необходимость их применения диктуется требованиями сохранения неизменного значения тока в процессе различного рода электротехнологии индукционного нагрева (индукционной закалки, плавки металлов и т. п.) [1]. Примером может быть многопостовая установка индукционного нагрева металла под пластическую деформацию, состоящую из нескольких последовательно включенных индукторов. Такое включение индукторов позволяет избежать дорогостоящих понижающих трансформаторов повышенной частоты, вводимых для согласования уровней напряжения питания индуктора и выходного напряжения преобразователя частоты. При этом необходимо обеспечить неизменное обтекание током всех последовательно включенных индукторов при разгрузке (загрузке) каждого из них или изменении их эквивалентных параметров в процессе нагрева. Иным примером применения источника тока является стабилизация тока индуктора плавильной печи при расплаве металла, что обеспечивает неизменные электродинамические усилия, возникающие между индуктором и расплавленным металлом, а, следовательно, постоянную интенсивность циркуляции расплавленных масс, т.к. величина электродинамических усилий зависит во второй степени от значения тока индуктора.

Для решения таких задач в промышленных технологиях электротермической обработки металлов и металлопродукции все шире используются электротехнологические системы среднечастотной индукционной термообработки металлов на основе тиристорных преобразователей частоты (ТПЧ), из-за их существенных энергетических и технологических преимуществ по сравнению с применяемыми ранее электромашинными источниками питания. ТПЧ обеспечивают электропитание индукционных установок и комплексов токами частотой 0,5-22 кГц, мощностью десятки - тысячи киловатт, реализуя при этом процессы электротермической обработки, в которых необходимо регулирование питающего тока и его стабильность при изменении параметров нагрузки в широких пределах. В настоящее время получили широкое распространение ТПЧ на основе мостовых резонансных инверторов. Но и в таких ТПЧ возникают принципиальные трудности обеспечения глубокого регулирования тока при многократном изменении электрических параметров нагрузки и при последовательном электропитании установок, что ограничивает их широкое внедрение в промышленности.

Рассматривая всё многообразие нагрузок, можно с точки зрения оптимальной работы ТПЧ разделить их на три типа. Первый тип – это постоянные по параметрам во время работы, но предъявляющие жесткие требования к частоте. Второй тип связан с технологическими про-

цессами, которые дают глубокие изменения реактивного и активного сопротивлений в ходе процесса и требуют сами по себе постоянства тока, но не его частоту. Третий тип связан с технологическими процессами, не требующими постоянства частоты тока и её стабильности во времени, но предъявляющие требования к форме выходного напряжения и диапазону его регулирования. Поэтому повышение эффективности работы этих установок, как правило, связано с улучшением характеристик и показателей применяемого ТПЧ.

Самым сложным объектом среди всех установок индукционного нагрева с точки зрения изменения эквивалентных электрических параметров (активного R и реактивного X сопротивлений) является индукционная плавильная печь. На рисунке 1 приведены типовые кривые изменения параметров R и X при полном заполнении тигля металлом для параллельной схемы замещения индукционной плавильной установки за цикл плавки $t_{ц}$ ферромагнитного металла [2] по отношению к значениям $R_{кон}$ и $X_{кон}$ в конце плавки при $t/t_{ц} = 1$. По кривым видно, что отношение максимального значения R^* к минимальному составляет 1.5 – 2.5, значение X^* уменьшается по ходу плавки в 1.3 – 1.6 раза, что приводит соответственно к изменению добротности Q_H в 2 – 3 раза.

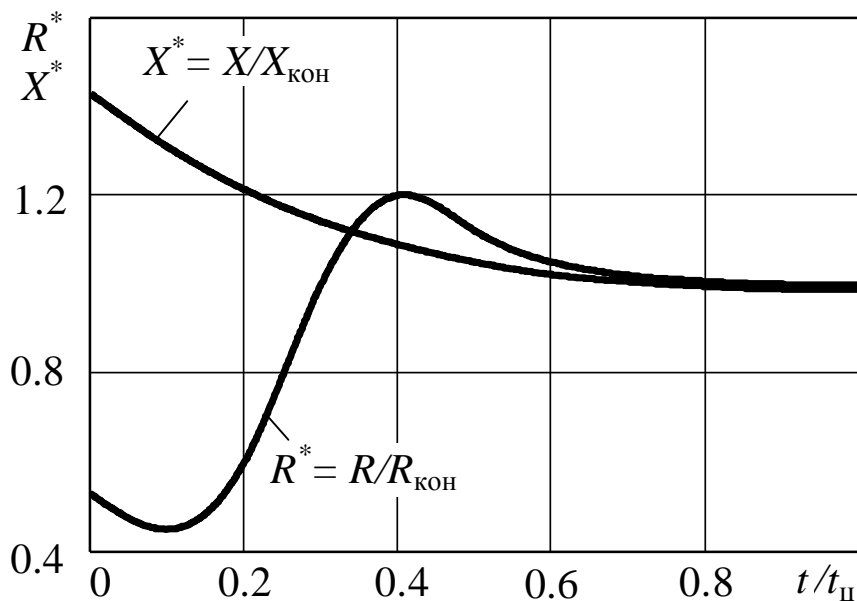


Рисунок 1 – Типовые кривые изменения относительных значений R^* и X^* в процессе нагрева в функции относительного времени $t/t_{ц}$

Настоящая статья посвящена определению возможности работы ТПЧ на основе резонансного инвертора в режиме источника неизменного тока для питания трёхфазной установки индукционного нагрева.

В работе [3] экспериментально была подтверждена возможность регулирования выходного тока резонансного инвертора удвоения частоты с самовозбуждением для индукционной нагрузки. Поэтому для достижения поставленной цели были проведены исследования регулировочных свойств ТПЧ на основе резонансного инвертора с удвоением частоты для питания многопостовой установки индукционного нагрева металла под пластическую деформацию, состоящую из трёх последовательно включенных индукторов (рис. 2), на математической модели в среде OrCAD 9.2. Для повышения эффективности анализа и придания ему универсальности при исследовании электромагнитных процессов на математической модели резонансного инвертора использовалась система относительных единиц [4], согласно которой абсолютные величины значений напряжения и тока на элементах схемы инвертора оценивались соответственно относительно величины напряжения питания инвертора U_d и действующего значения тока I_0 , протекающего в колебательном контуре инвертора при закороченном нагрузочном контуре.

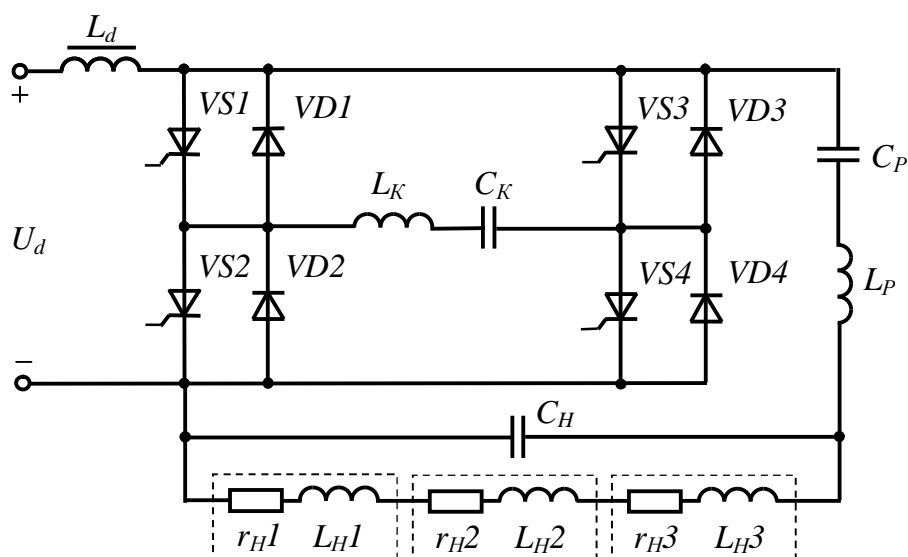


Рисунок 2 – Схема резонансного инвертора с удвоением частоты для питания многопостовой установки индукционного нагрева металла

Известно, что при нагреве ферромагнитного металла от «холодного» состояния до «горячего», с переходом через температуру точки Кюри диапазон изменения эквивалентных электрических параметров индукционной нагревательной установки изменяется в несколько раз. Из этого следует, что изменение в широком диапазоне параметров электротермической нагрузки существенно усложняет использование ТПЧ. Поэтому знание диапазона и характера изменения параметров нагрузки необходимо для правильного согласования с ТПЧ и имеет первостепенное значение при анализе, проектировании и управлении ТПЧ.

Благодаря резонансным свойствам нагрузочного контура, образованного индукционной нагрузкой с параллельно подключенной компенсирующей ёмкостью C_H , обладающего сравнительно высокой добротностью удобным и простым в реализации является частотное регулирование мощности, передаваемой инвертором в нагрузку, т.е. путём изменения его рабочей частоты f_H [5].

При исследованиях были взяты типовые кривые изменения эквивалентных электрических параметров индукционной плавильной установки (рис. 1) для параллельной схемы замещения за период нагрева. Условно весь процесс плавки можно разбить на три характерных этапа [2]. Первый - нагрев металла от начальной температуры до температуры точки Кюри. Второй - нагрев от точки Кюри до температуры 1000 – 1100°С, при которой магнитная проницаемость $\mu = 1$. Третий - нагрев от температуры нагрева 1000 – 1100°С до температуры нагрева под пластическую деформацию. Поскольку процесс индукционного нагрева металла под пластическую деформацию подобен двум первым этапам для плавки, то для моделирования этого технологического процесса справедливы кривые изменения параметров нагрузки для плавки ферромагнитного металла до $t/t_{ц} = 0.3-0.4$. Для математического моделирования типовые кривые были переведены в эквивалентные параметры r_H и L_H по отношению к значениям $r_{H\text{ кон}}$ и $L_{H\text{ кон}}$ в конце нагрева при $t/t_{ц} = 0.4$ для последовательной схемы замещения и представлены на рисунке 3 в функции относительного времени $t/t_{ц}$, где $L_{H\text{ кон}} = 0.25(L_K + L_P)$ (рис.2), $r_{H\text{ кон}} = (2\pi f_{H\text{ ном}})/Q_H$, а $f_{H\text{ ном}}$ – номинальная выходная частота инвертора.

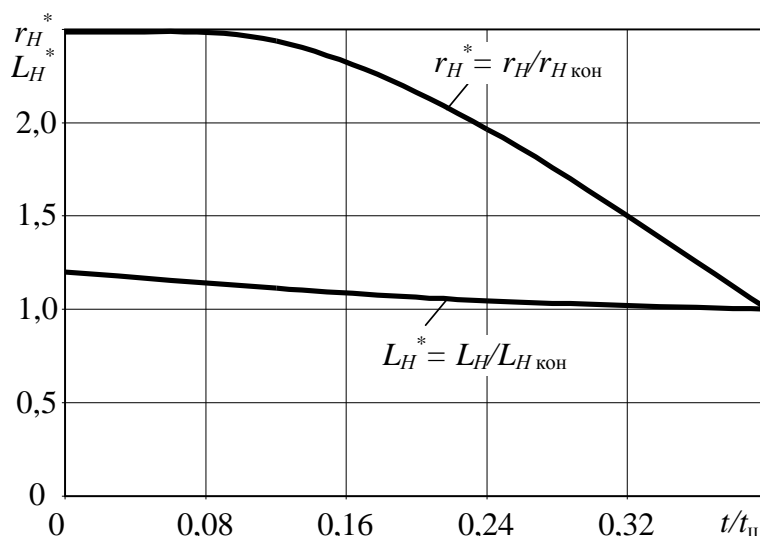


Рисунок 3 – Кривые изменения относительных значений r_H^* и L_H^* в процессе нагрева в функции относительного времени $t/t_{ц}$

По кривым изменения эквивалентных параметров нагрузки были получены в относительных единицах регулировочные характеристики инвертора. В частности получены кривые зависимости изменения тока индуктора $I_H^* = I_H/I_0$, входного тока инвертора $I_d^* = I_d/I_0$ и напряжения на трёх индукторах $U_H^* = U_H/U_d$ в функции относительной выходной частоты инвертора $f_H^* = f_H/f_{H\text{ном}}$ на четырёх условных этапах нагрева, где I_H , I_d , U_H - абсолютные величины.

Для определения правильной настройки нагрузочного контура и соответственно необходимой величины компенсирующей ёмкости C_H были проведены исследования зависимости изменения тока индуктора I_H^* для настройки нагрузочного контура инвертора на номинальную резонансную частоту $f_{H\text{ном}}$ в конце нагрева $t/t_{\text{ц}} = 0.4$ и в начале $t/t_{\text{ц}} = 0$. В результате получены и представлены на рисунках 4 и 5 кривые зависимости изменения тока индуктора I_H^* для двух случаях настройки нагрузочного контура на $f_{H\text{ном}}$, при $C_H^* = (4\pi^2 f_{H\text{ном}}^2 L_H^*)^{-1}$.

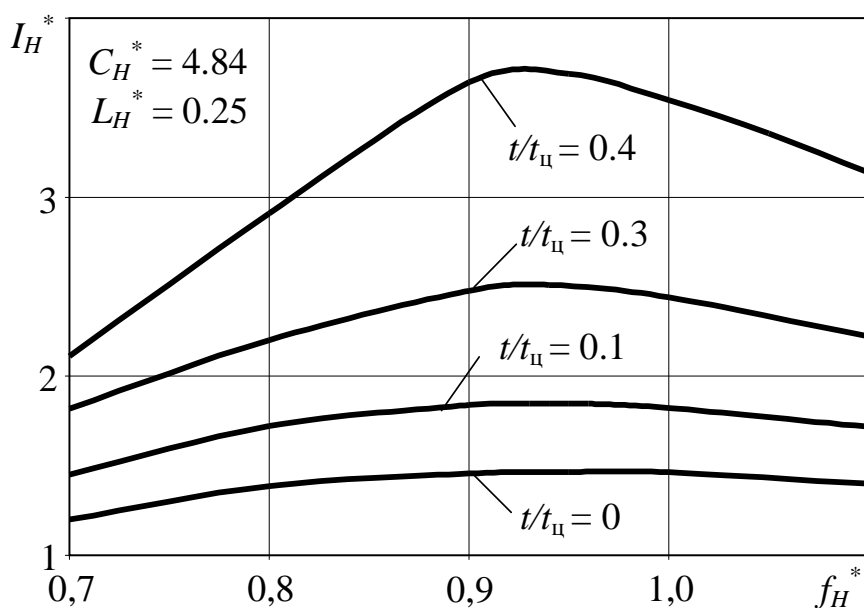


Рисунок 4 – Регулировочные характеристики инвертора для настройки его нагрузочного контура на номинальную частоту в конце нагрева

Из анализа полученных характеристик видно, что при обычной настройке нагрузочного контура по частоте на конец цикла на всех четырёх этапах нагрева не удаётся получить неизменный заданный ток индуктора $I_{H\text{зад}}^*$ в течение всего времени нагрева $t_{\text{ц}}$. В этом случае целесообразно осуществлять экстремальное регулирование частотой инвертора [6, 7] для получения максимально возможной мощности преобразователя на каждом этапе нагрева с целью обеспечения минимального времени нагрева. Но при настройке нагрузочного контура инвертора на

номинальную резонансную частоту $f_{H \text{ ном}}$ в начале нагрева можно стабилизировать заданный ток индуктора $I_{H \text{ зад}}^*$ в течение всего времени нагрева. Поэтому, для осуществления стабилизации тока в трёх последовательно включенных индукторах необходимо использовать систему стабилизации тока и выполнить настройку нагрузочного контура в начале нагрева на номинальную резонансную частоту $f_{H \text{ ном}}$.

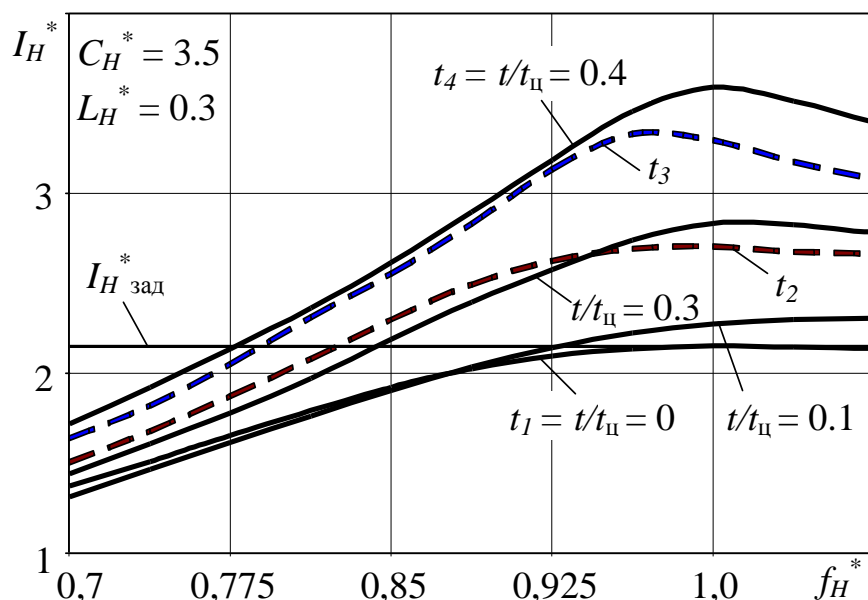


Рисунок 5 – Регулировочные характеристики инвертора для настройки его нагрузочного контура на номинальную частоту в начале нагрева

Для подтверждения того, что осуществляется стабилизация тока во всех случаях загрузки трёх индукторов были получены и представлены на рисунке 5 регулировочные характеристики инвертора для четырёх крайних возможных случаев заполнения индукторов металлом. Первый случай (t_1), когда все три нагреваемых металлических изделия холодные. Второй (t_2) – два изделия холодные, а третье уже горячее и его температура выше температуры точки Кюри. Третий (t_3) – одно изделие холодное, а два горячих. Четвёртый (t_4) – все три изделия горячие и перешли температуру точки Кюри. Исследования показали, что и в этих случаях удаётся получить неизменный заданный ток индуктора в течение всего времени нагрева.

Таким образом, стабилизация тока во всех случаях загрузки последовательно включенных индукторов может быть достигнута при настройке нагрузочного контура резонансного инвертора в начале нагрева на номинальную резонансную частоту.

Для полного анализа работы ТПЧ в режиме источника неизменного тока на четырёх условных этапах нагрева и для различных режи-

мов загрузки индукторов были получены и представлены кривые зависимости изменения входного тока инвертора I_d^* (рис.6) и кривые зависимости изменения напряжения на трёх индукторах U_H^* (рис.7) в функции относительной выходной частоты инвертора f_H^* .

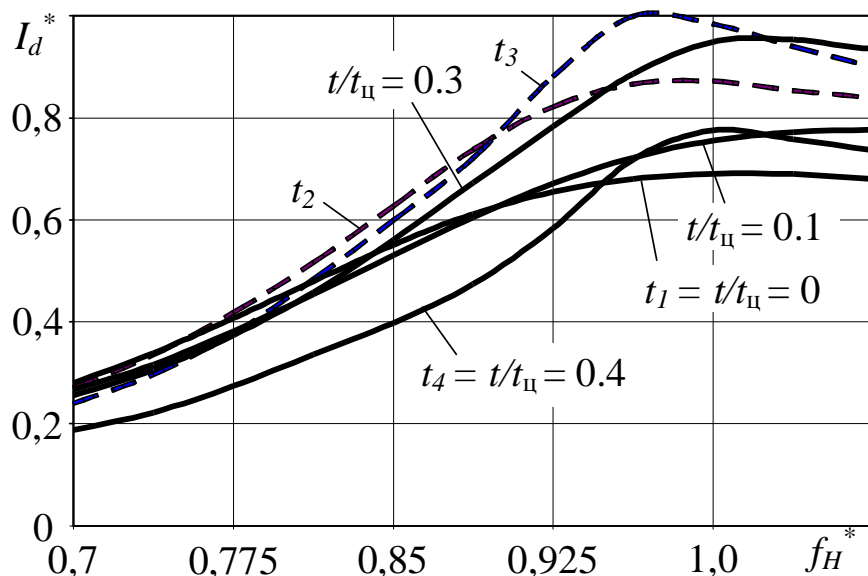


Рисунок 6 – Кривые зависимости входного тока инвертора от относительной выходной частоты инвертора

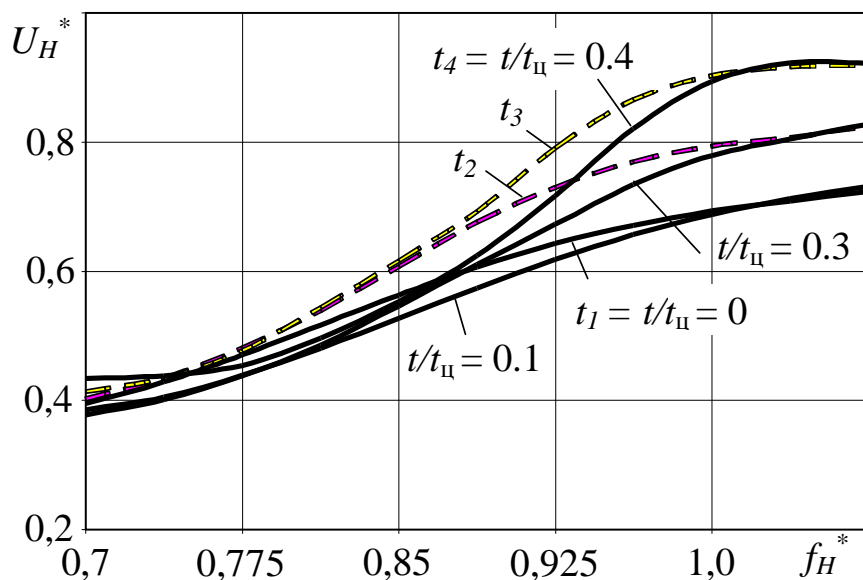


Рисунок 7 – Кривые зависимости напряжения на трёх индукторах от относительной выходной частоты инвертора

Как видно из приведенных кривых зависимостей на рисунках 6 и 7 при стабилизации тока индуктора на заданном уровне $I_{H\text{ зад}}^*$ происхо-

дит уменьшение выходной частоты инвертора к концу нагрева, при этом уменьшаются напряжение на индукторах и входной ток инвертора. Характер изменения выходной частоты инвертора, его входного тока и выходного напряжения при стабилизации тока в индукторах за процесс нагрева представлен на рисунке 8.

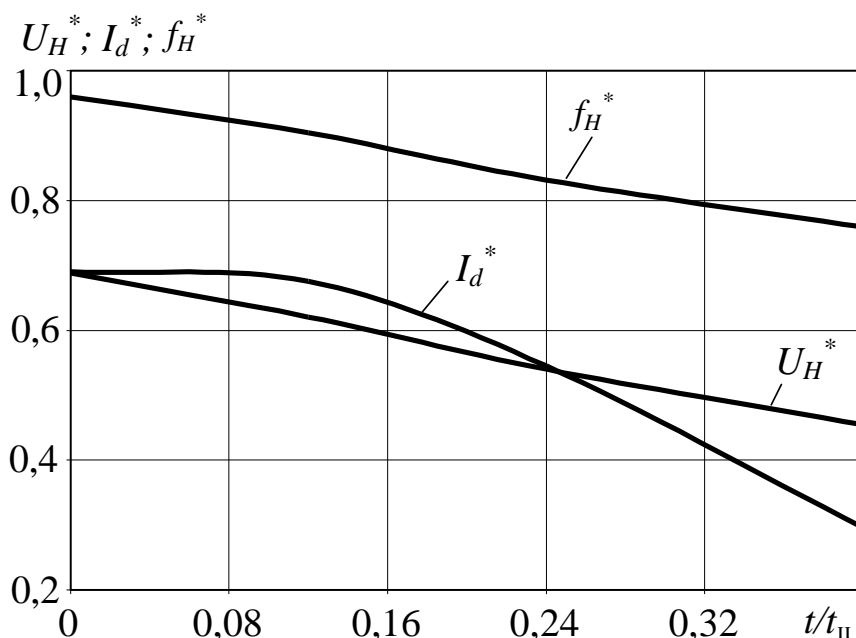


Рисунок 8 – Изменение выходной частоты инвертора, его входного тока и выходного напряжения при стабилизации тока в индукторах на уровне $I_{H\text{ зад}}^* = 2.2$ за процесс нагрева

Для реализации режима стабилизированного тока в нагрузочный контур (НК) резонансного инвертора (РИ) в цепь индуктора устанавливается датчик тока (ДТ), а к системе управления инвертором (СУИ) добавляется узел стабилизации тока индуктора с ПИ-регулятором. На рисунке 9 представлена упрощённая схема нагрузочного контура резонансного инвертора и структурная схема построения системы стабилизации тока индуктора.

Благодаря свойствам ПИ-регулятора, в установившемся режиме работы разность между сигналом задания $i_{H\text{ зад}}$ и величиной тока индуктора i_H равна нулю, что соответствует определённому сигналу на выходе ПИ-регулятора $u_{упр}$, подаваемого на вход СУИ, устанавливающего соответствующую частоту управления инвертором $f_{упр}$ и соответственно частоту его выходного напряжения f_H .

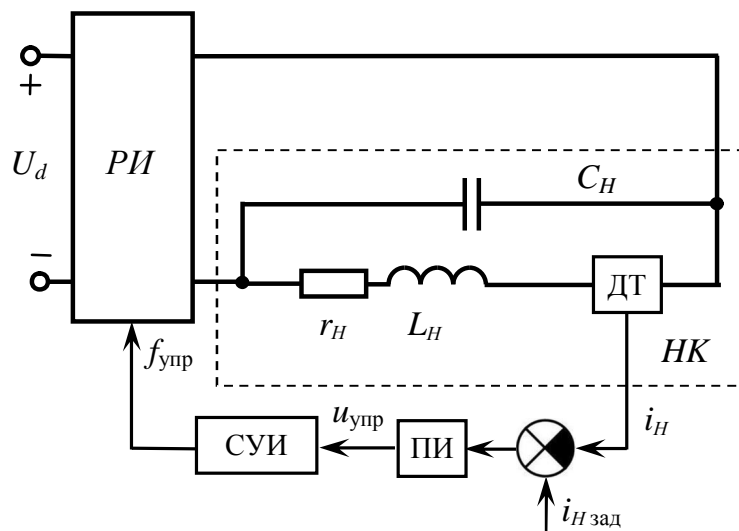


Рисунок 9 Упрощённая схема нагрузочного контура резонансного инвертора и структурная схема построения системы стабилизации тока индуктора

При изменении эквивалентных параметров индукционной нагревательной установки или напряжения питания инвертора, происходит изменение тока индуктора, а, следовательно, разность между сигналом задания и контролируемой величиной становится отличной от нуля, что приводит к соответствующему изменению сигнала на выходе ПИ-регулятора до тех пор, пока разность между сигналом задания и контролируемой величиной не станет равной нулю. Таким образом, система производит автоматическую настройку на заданный режим работы ТПЧ со стабилизацией тока индуктора.

Выводы.

1. С помощью математического моделирования показано, что источником неизменного тока для питания многопостовой установки индукционного нагрева металла под пластическую деформацию может быть ТПЧ на основе резонансного инвертора с частотным регулированием.

2. Установлено, что стабилизация тока во всех случаях загрузки трёх последовательно включенных индукторов может быть достигнута при настройке нагрузочного контура резонансного инвертора в начале нагрева на номинальную резонансную частоту.

3. Предложено для стабилизации тока индуктора в течение всего времени нагрева к системе управления инвертором добавить узел стабилизации тока с ПИ-регулятором, который позволит автоматически настраивать заданный режим работы ТПЧ со стабилизацией тока индуктора.

Библиографический список

1. Васильев А.С., Гуревич С.Г. Иоффе Ю.С. Источники питания электротермических установок. - М.: Энергоатомиздат, 1985. 248с.
2. Беркович Е.И., Ивенский Г.В., Иоффе Ю.С., Моргун В.В. Тиристорные преобразователи повышенной частоты для электротехнологических установок / – 2-е изд., перераб. и доп. – Л.: Энергоатомиздат, Ленинград. отд-ние, 1983. 208с.
3. Глебин А.Г., Саратовский Р.Н., Ушаков В.И., Кобец Д.В. Регулируемый резонансный инвертор тока с самовозбуждением / Сб. науч. тр. Донбасского госуд. техн. ун-та. – 2008. – Вып. 27. – С. 419 – 426.
4. Шпицын В.В., Лузгин В.И., Новиков А.А., Антонова В.Н., Тигунов В.В. / Анализ электромагнитных процессов в автономном последовательном инверторе методом эквивалентных генераторов.// Технічна електродинаміка. – 1985 - №2. – С. 39 – 45.
5. Саратовский Р.Н. Комбинированный способ согласования тиристорного преобразователя частоты с индукционной плавильной печью // Технічна електродинаміка. Тем. вип. "Силова електроніка та енергоефективність" – 2006. – Ч.4. – С. 39 – 44.
6. Саратовский Р.Н., Глебин А.Г., Ушаков В.И. Экстремальный регулятор для управления тиристорным преобразователем частоты при плавке металлов в индукционной печи // Електротехніка та електроенергетика. – Запорізький нац. техн. ун-т. – 2004. – №2. – С. 55 – 60.
7. Декл. пат. на корисну модель №11233 України, МПК⁷ H02M7/515. Спосіб екстремального регулювання вихідної частоти перетворювача // Саратовський Р.М., Глебін А.Г. – № и 2005 05728; Заявл. 13.06.2005; Опубл. 15.12.2005.; Бюл.№12. – 4 с.

Рекомендовано к печати к.т.н., проф. Паэрандом Ю.Э.

*к.т.н. Комісаренко О.І.,
Ламанов С.Л.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ДОСЛІДЖЕННЯ СХЕМИ КОМУТАЦІЇ З КЕРОВАНИМИ ДУГОГАСНИМИ КОНТАКТАМИ

Приведені результати досліджень схеми, та конструкції вимикаючого апарату із дугогасними контактами, керованими електромагнітним приводом. Досліджувана схема має переваги перед аналогічними за призначенням вимикаючими апаратами з точки зору енергетичних характеристик процесу відключення.

Ключові слова: *контактний комутаційний апарат, дугогасні контакти, дугогасний пристрій, схема, конструкція.*

Приведены результаты исследований схемы и конструкции выключающего аппарата с дугогасительными контактами, управляемыми электромагнитным приводом. Исследуемая схема имеет преимущества перед аналогичными по назначению выключающими аппаратами с точки зрения энергетических характеристик процесса отключения.

Ключевые слова: *контактный коммутационный аппарат, дугогасительные контакты, дугогасительное устройство, схема, конструкция.*

Проблема та її зв'язок із науковими та практичними задачами. Схеми сучасних споживачів електричної енергії постійного струму разом з елементами, що мають значну індуктивність (дроселі, реактори, обмотки електричних машин та ін.) містять напівпровідникові прилади. Таке поєднання спричиняє проблеми комутації, оскільки напівпровідникові прилади чутливі до комутаційних перенапруг. Крім того індуктивні елементи схем накопичують значний запас енергії, тому виникає проблема безпечного розсіяння (або перетворення) цієї енергії, тобто розсіяння при оптимальних для напівпровідникових приладів і для самих індуктивних елементів схеми швидкостях зміни струму, напруги, рівнях перенапруг і мінімальній термічній дії на них. Порушення вимог безпечної комутації може привести до суттєвого зниження надійності комутуємого обладнання.

Аналіз досліджень і публікацій. У потужних індуктивних ланцюгах постійного струму для розсіяння запасу електромагнітної енергії застосовують електричну дугу відключення як компактний і дешевий

розсіюючий елемент. Однак для безпечного відключення необхідно певним чином управляти процесом гасіння дуги. Таке управління можуть забезпечити дугогасні пристрої (ДП). У [1] показано, що оптимальним з погляду енергетичних характеристик процесу відключення являється управління, що забезпечує підтримку напруги на дузі $u_d(t)$ на граничному рівні $U_{d\max}$ протягом всього процесу відключення, тобто

$$u_d(t) = U_{d\max}.$$

Крім того у [2] доведено, що для оптимізації енергетичного балансу вимикаємого індуктивного навантаження необхідно на початку процесу відключення відокремлювати джерело живлення від контура, в якому розсіюється енергія електромагнітного поля навантаження.

Прикладом ДП, який виконує обидві умови може служити ДП автомата гасіння поля [3] який застосовується для відключення обмоток збудження синхронних машин. Принцип дії такого ДП заснований на тому, що падіння напруги на короткій дузі (довжина 2 — 3 мм) між двома металевими пластинами залишається практично постійним при зміні струму в широких межах.

На рисунку 1 приведена схема автомата гасіння поля з дугогасними ґратами 5, підключеними паралельно контактам 4. У включеному положенні вимикача, контакти 3 замкнуті, а контакти 4 розімкнені. При відключенні контакти 4 замикаються, контакти 3 розмикаються, а потім контакти 4 знову розмикаються. Виникаюча на них електрична дуга заганяється магнітним полем в дугогасні ґрати, де вона горить під час всього процесу гасіння поля. Напруга на ґратах залишається постійною і рівною

$$U_d = nU_{dk},$$

де U_{dk} — напруга на короткій дузі між двома пластинами ґрат; n — число послідовно включених дуг.

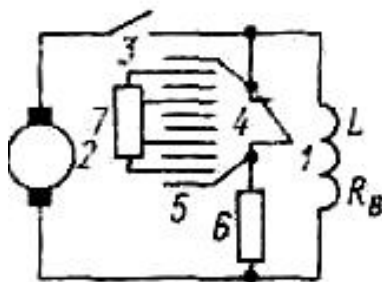


Рисунок 1 – Схема комутації автоматом гасіння поля

Резистор 6 вводиться, для виключення короткого замикання на час, коли одночасно замкнуті контакти 3 і 4 в ході відключення вимикача. Для запобігання явища "зрізу струму", коли одночасно гаснуть дуги у всіх проміжках дугогасних ґрат і на ґратах виникає висока перенапруга, паралельно ним включений резистор 7 із відносно великим опором. Така схема забезпечує різночасне погасання дуги в секціях (у не шунтованій — в останню чергу), що дозволяє обмежити перенапругу допустимим значенням, хоча повністю не виключає окремі сплески напруги наприкінці процесу відключення.

Постановка задачі. Таким чином, наявність допоміжних резисторів та складної механіки, що забезпечує необхідну послідовність перемикавання контактів і наявність сплесків напруги наприкінці процесу знижує ефективність розглянутого способу управління дугою відключення. Така складна конструкція може використовуватися для безпечної комутації навантаження великої потужності, коли затрати на вимикач виправдані великою ціною захищеного обладнання.

Тому була поставлена задача розробити схему і конструкцію вимикача, який простішими засобами реалізував би теоретично обґрунтовані в [1, 2] умови оптимальної комутації. Такий вимикач може використовуватись для безпечної комутації індуктивного навантаження малої та середньої потужності при наявності в його схемі напівпровідникових приладів.

Виклад матеріалу та його результати. Розроблена в результаті вирішення поставленої задачі схема комутації із керованими дугогасними контактами представлена на рисунку 2. Схема містить головні контакти 1; паралельно навантаженню 2 включений ланцюг що складається з нормально замкнених допоміжних контактів 3, керованого нерухомого контакту 4 і рухомого 5, котушки 6 стежачого електромагнітного приводу осердя 7 якого пов'язане з рухомим контактом і підпружинене пружиною 8, що притискує осердя і зв'язаний із ним рухомий контакт до нерухомого контакту.

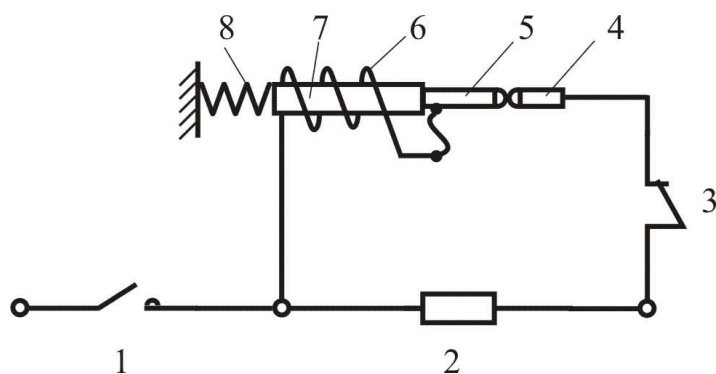


Рисунок 2– Схема комутації із керованими дугогасними контактами

Пристрій на рисунку 2 при відключенні працює таким чином. При розмиканні головних контактів 1, замикаються контакти 3 і електромагнітна енергія, запасена в навантаженні 2, починає розсіюватися в контурі, що утворився: 2, 3, 4, 5, 6, 2. Електрична дуга, що виникла на контактах 1, швидко гасне тому що індуктивність навантаження 2 зашунтована. При цьому навантаження і шунтуючий його ланцюг відокремлюються від джерела живлення. Розрядний струм, що появився за рахунок ЕРС самоіндукції в контурі обтікає котушку 6, яка втягує осердя 7, керований контакт 5 відходить від контакту 4 і контакти розмикаються. На дузі, що утворилася між ними, відбувається розсіяння електромагнітної енергії, запасеної в навантаженні.

Із зменшенням розрядного струму опір дуги на керованих контактах 4 і 5 збільшується, що може привести до надмірного зростання швидкості спаду струму в контурі і виникненню небезпечних перенапруг. Однак, тягова і протидіюча характеристики стежачого електромагнітного механізму підбираються таким чином, що при зменшенні струму за рахунок протидіючої сили (наприклад, пружини 8) відбувається переміщення осердя 7 в нове положення, в якому тягова і протидіюча сила стежачого електромагнітного приводу знову врівноважуються. При цьому відбувається зменшення відстані між контактами 4 і 5 і зменшення довжини дуги, що горить на них. Зростання опору дуги сповільнюється і напруга на ній, а отже і на навантаженні, підтримується на заданому рівні.

В разі збільшення з якихось причин струму в контурі, осердя 7 втягується котушкою 6, дуга розтягується, її опір збільшується і зростання струму обмежується.

Із зменшенням струму, критична довжина дуги, при якій відбувається зріз струму зменшується. Стежачий електромагніт налаштовується так, що із зменшенням струму зближення керованих контактів відбувається так, що відстань між ними залишається завжди менше критичної довжини дуги для даного струму, тому зрізу струму, а отже і стрибків напруги не відбувається.

При зниженні струму в шунтуючому ланцюзі до величини при якій навантаження можна вважати практично знеструмленим або до величини, близької до мінімального струму дугоутворення, тягова сила стежачого електромагнітного приводу знижується настільки, що керовані контакти 4 і 5 змикаються і електромагнітна енергія, що залишилася в навантаженні, розсіюється на активних елементах контура без різких стрибків напруги.

Простота і компактність розробленого пристрою дозволяють використовувати його для відключення відносно невеликих струмів. Були проведені порівняльні випробування. На рисунку 3 приведені осцило-

рами процесу відключення ланцюга при напрузі 220В і струмі 50А з постійною часу навантаження 0,01с базовим контактором типу КПД-110 (рисунок 3а) і модернізованим апаратом (рисунок 3б). У першому випадку контакти контактора були включені послідовно із навантаженням. У другому випадку комутація проводилася по схемі рисунок 2. У першому випадку коефіцієнт комутаційних перенапружень складав приблизно 5,5, а в другому - 1,1 при цьому форма кривої напруги близька до оптимальної [1, 2].

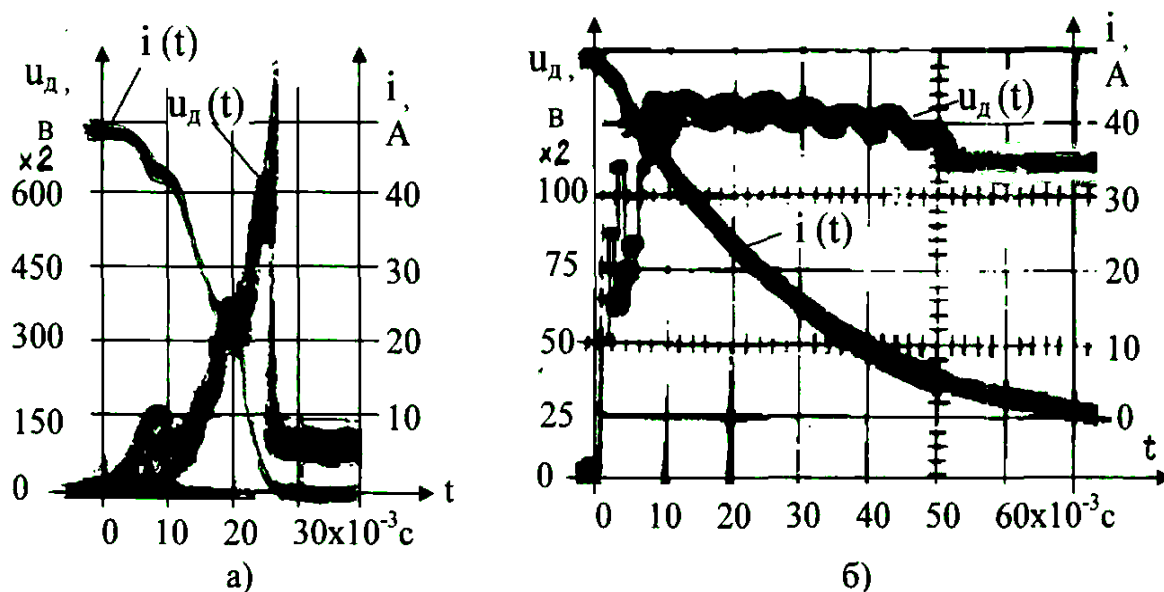


Рисунок 3 – Осцилограми процесів відключення навантаження базовим контактором типу КПД-110 (а) і модернізованим апаратом (б)

Висновки й напрямок подальших досліджень. Розроблений викидаючий пристрій забезпечує управління процесом відключення навантаження по заданому закону протягом всього періоду відключення. Положення якоря 7 автоматично визначається величиною струму в шунтуючому ланцюзі і, відповідно до його зміни, змінюється відстань між контактами 4 і 5. В результаті змінюються довжина і опір дуги, що горить на цих контактах. Електрична дуга, являючись нелінійним опором в шунтуючому ланцюзі, здійснює управління розрядним струмом. Закон, по якому здійснюється управління, визначається видом і співвідношенням між тяговою і протидіючою характеристиками стежачого електромагнітного механізму 6-7-8 (рисунок 2), пов'язаного з контактом 5.

Як показали попередні випробування розробленого апарату, подальше вдосконалення конструкції дозволить успішно застосовувати його для оперативних і аварійних відключень індуктивних ланцюгів постійного струму.

Бібліографічний список

1. Керування процесом відключення силових ланцюгів постійного струму з мінімізацією енерговиділення в навантаженні / О. І Комісаренко, С. Л. Ламанов, Л. Ф. Михайлова // Сборник научных трудов / Донбас. гос. техн. ун–т. – Алчевск, 2007. – Вып. 25. – С. 257 – 261.

2. Исследования оптимальных условий функционирования гибридных аппаратов с отделением источника питания / С.Л.Ламанов, А.И. Комиссаренко, В.Н.Мельничук, В.К.Богданов // Сборник научных трудов / Донбас. гос. техн. ун–т. – Алчевск, 2006. – Вып. 21. – С. 166 – 175.

3. Родштейн Л.А. Электрические аппараты. Ленинград Энергоатомиздат, 1989.-304с.

Рекомендовано до друку д.т.н., проф. Зеленовим А.Б.

*к.т.н. Халимов В.В.,
Синяев А.Ю.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ТОКОВ КОРОТКОГО ЗАМЫКАНИЯ В ШАХТНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЯХ СЛОЖНОЙ КОНФИГУРАЦИИ

Приведены особенности внутреннего электроснабжения шахт. Описаны основные параметры схем релейной защиты. Проведен расчет токов короткого замыкания по методу относительных базисных единиц и методу эквивалентных ЭДС на участке подземной высоковольтной распределительной сети шахты со сложной конфигурацией. Приведены принципиальная схема и схема замещения участка высоковольтной распределительной сети шахты со сложной конфигурацией.

Ключевые слова: *система, электропостачання, шахта, релейний захист, струм короткого замикання, точність, методи розрахунку, конфігурація, розподільна мережа, принципова схема, схема заміщення.*

Наведені особливості внутрішнього електропостачання шахт. Описані основні параметри схем релейного захисту. Проведений розрахунок струмів короткого замикання за методом відносних базисних одиниць і методом еквівалентних ЕДС на ділянці підземної високовольтної розподільної мережі шахти з складною конфігурацією. Наведені принципова схема і схема заміщення ділянки високовольтної розподільної мережі шахти з складною конфігурацією.

Ключові слова: *система, електропостачання, шахта, релейний захист, струм короткого замикання, точність, методи розрахунку, конфігурація, розподільна мережа, принципова схема, схема заміщення.*

Система электроснабжения угольных шахт является совокупностью устройств, служащих для приема и распределения электрической энергии, непосредственно связанная с передающими и генерирующими звеньями энергосистемы единством режима выработки и потребления электроэнергии.

Внутренняя система электроснабжения, предназначена для питания электроэнергией поверхностного комплекса и подземных потребителей шахты, является частью технологического процесса и подчинена ему. Эта подчиненная связь является определяющей и приводит к осо-

бым отличиям схемы электроснабжения шахт от типовых схем электроснабжения предприятий.

К таким особенностям прежде всего необходимо отнести: большую протяженность поверхностных и подземных линий электропередач; большое количество распределительных пунктов высокого и низкого напряжения, образующих узлы в системе электроснабжения; сложную конфигурацию электрической сети, обусловленную планом горных выработок; постоянным перемещением электрических нагрузок за фронтом горных работ; наличием большого количества токоприемников, распределенных на значительной площади и расстоянии от источников питания.

При этом необходимо учитывать, что электрическая энергия подается в подземные выработки по кабелям, проложенным в стволах, шурфах, скважинах от трансформаторов установленных на главных поверхностных подстанциях (ГПП) до центральных подземных подстанций (ЦПП) или высоковольтных распределительных пунктов (ВРП), в некоторых случаях без наличия разделительных трансформаторов и реакторов.

Учитывая все особенности системы внутреннего электроснабжения шахты, выбор основных параметров системы представляет собой довольно сложную задачу, решение которой требует расчетов большого количества вариантов, отражающих различные режимы работы системы [1, 2, 3].

Одним из наиболее опасных режимов работы электрических сетей является режим короткого замыкания (к.з.) в следствие значительного повышения тока в короткозамкнутой сети, выделение большого количества тепла (тепловой импульс), что может привести к возникновению пожаров, взрывов в подземных выработках шахт и рисков для жизни людей.

Для предотвращения возникновения опасностей при коротком замыкании предусматриваются релейные защиты, отключающие от источников питания поврежденные участки электрических сетей [4].

Релейная защита должна удовлетворять многим требованиям, одним из которых является чувствительность.

Чувствительность защиты оценивается коэффициентом чувствительности, определяемым как отношение (для данного случая), изменившихся параметров тока при двухфазном к.з. в пределах защищаемой зоны к параметрам срабатывания защит, действующих на увеличение тока при двухфазном к.з..

Основными параметрами схем релейной защиты являются:

1. Ток срабатывания защиты $I_{с.з.}$ и ток срабатывания реле $I_{с.р.}$, представляющие собой минимальные величины токов (собственно пер-

вичного тока и тока в обмотке реле), при которых надежно срабатывает защита и реле

$$I_{c.p.} = \frac{K_{c.x.} \cdot K_n}{K_\epsilon \cdot K_{m.m.}} \cdot I_{c.з.}, \quad (1)$$

где $K_{c.x.}$ – коэффициент схемы (отношение тока в обмотке реле к току во вторичной обмотке трансформатора тока в номинальном симметричном режиме);

K_n – коэффициент надежности (который учитывает погрешность работы реле и трансформаторов тока, кратковременные перегрузки и неточность расчетов, принимается от 1,2 и выше в зависимости от назначения защиты);

K_ϵ – коэффициент возврата (отношение тока (или напряжения) возврата реле к току (или напряжению) срабатывания реле);

$K_{m.m.}$ – коэффициент трансформации трансформатора тока (отношение числа витков первичной обмотки к числу витков вторичной обмотки).

2. Коэффициент чувствительности K_χ – отношение величины минимального двухфазного тока короткого замыкания $I_{к.з.min}^{(2)}$ в конце защищаемой зоны к величине тока срабатывания реле

$$K_\chi = \frac{I_{к.з.min}^{(2)}}{K_{m.m.} \cdot I_{c.p.}}. \quad (2)$$

Величина коэффициента срабатывания принимается равной или большей 1,5 исходя из надежности срабатывания релейной защиты.

Анализ параметров защиты показывает, что к основным расчетным величинам необходимо отнести $I_{c.з.}$ и $I_{к.з.min}^{(2)}$.

Ток срабатывания защиты принимается равным или больше расчетного максимально возможного тока нагрузки в зоне срабатывания защиты

$$I_{c.p.} \geq I_{нагр.max} \quad (3)$$

$I_{нагр.max}$ обычно рассчитывается при пусковых режимах одиночных электродвигателей или групп токоприемников.

В первом случае:

$$I_{c.p.} \geq I_{n.э.}, \quad (4)$$

где $I_{n.э.}$ – пусковой ток одиночного электродвигателя (принимается при расчетах номинальная величина пускового тока или фактическая величина пускового тока).

Во втором случае:

$$I_{c.p.} \geq I_{n.э.max} + \sum_{i=2}^n I_{н.i.}, \quad (5)$$

где $I_{n.э.max}$ – величина номинального или фактического пускового тока электродвигателя наибольшей мощности из n двигателей группы;

$\sum_{i=2}^n I_{н.i.}$ – сумма номинальных токов остальных $n-1$ двигателей группы.

Обычно, при радиальных схемах питания, вычисление $I_{c.p.}$ трудностей не представляет. При магистральных комбинированных схемах питания, имеющих узлы и запитанных от одного комплектного распределительного устройства (КРУ), имеющего блоки релейной защиты $I_{c.з.}$ необходимо рассчитывать как сумму максимальных токов отдельных ответвлений от узлов:

$$I_{c.з.} \geq \sum_{j=1}^n (I_{n.э.} + \sum_{i=2}^n I_{н.i.}), \quad (6)$$

где j – номер ответвления;
 n – количество ответвлений.

Необходимо в этом случае вычислять $I_{c.з.}$ защиты с учетом коэффициента совмещения максимума ($K_{с.м.}$) нагрузок в узлах электрической сети, однако это связано с трудностями определения $K_{с.м.}$.

Поэтому более точным будет определение $I_{c.з.}$ по формуле (6) по номинальным или фактическим пусковым токам наибольших электродвигателей групп токоприемников ответвлений при совпадении максимума нагрузок в узлах (при $K_{с.м.}=1$) [5].

Также существует ряд проблем с определением минимального двухфазного тока короткого замыкания $I_{к.з.min}^{(2)}$ в высоковольтной сети угольных шахт. В Сборнике инструкций к Правилам безопасности в угольных шахтах отсутствует метод для расчета токов короткого замыкания в высоковольтной сети, а приведен лишь метод приведенных длин для

расчета токов двухфазного короткого замыкания $I_{к.з.min}^{(2)}$ в низковольтной сети [6]. На практике для расчета токов короткого замыкания в высоковольтной сети используют метод относительных базисных единиц.

При расчетах с помощью метода относительных базисных единиц в высоковольтной сети токи короткого замыкания в системах внутреннего электроснабжения угольных шахт рассчитывают со многими допущениями, а именно: не учитывается конфигурация электрических сетей, группы соединения питающих трансформаторов, узлы в схемах электрической сети и влияние высоковольтных двигателей и других нагрузок соединенных с местом короткого замыкания.

Анализ методов расчета токов короткого замыкания позволил авторам сделать вывод, что наиболее приемлемым для расчетов величин токов короткого замыкания в высоковольтных сетях угольных шахт является метод эквивалентных ЭДС, который позволяет учесть конфигурацию электрических сетей, узлы в схемах электрической сети и влияние высоковольтных двигателей и других нагрузок соединенных с местом короткого замыкания [7, 8, 9, 10].

Для сравнения расчетных величин токов к.з. проведен расчет на участке подземной высоковольтной распределительной сети шахты ООО «Интер-инвест уголь» со сложной конфигурацией, который показан на рисунке 1. Результаты расчетов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчетов токов к.з.

№№ точки	Расчетная величина тока по методу				Разница результатов вычислений	
	эквивалентных ЭДС, А		относительных базисных единиц, А			
	$I_{к.з.}^{(3)}$	$I_{к.з.}^{(2)}$	$I_{к.з.}^{(3)}$	$I_{к.з.}^{(2)}$	$I_{к.з., \%}^{(3)}$	$I_{к.з., \%}^{(2)}$
1	13360	11623,2	11079	9638,73	17,1	17,1
2	12019	10456,5	10174	8851,38	15,4	15,4
3	11331	9857,97	8394	7302,78	25,9	25,9
4	11155	9704,85	7875	6851,25	29,4	29,4
5	10980	9552,6	7463	6492,81	32,0	32,0
6	8591	7474,17	3598	3130,26	58,1	58,1
7	8015	6973,05	3053	2656,11	61,9	61,9
8	7188	6253,56	2421	2106,27	66,3	66,3
9	8191	7126,17	2800	2436	65,8	65,8
10	8166	7104,42	2771	2410,77	66,1	66,1

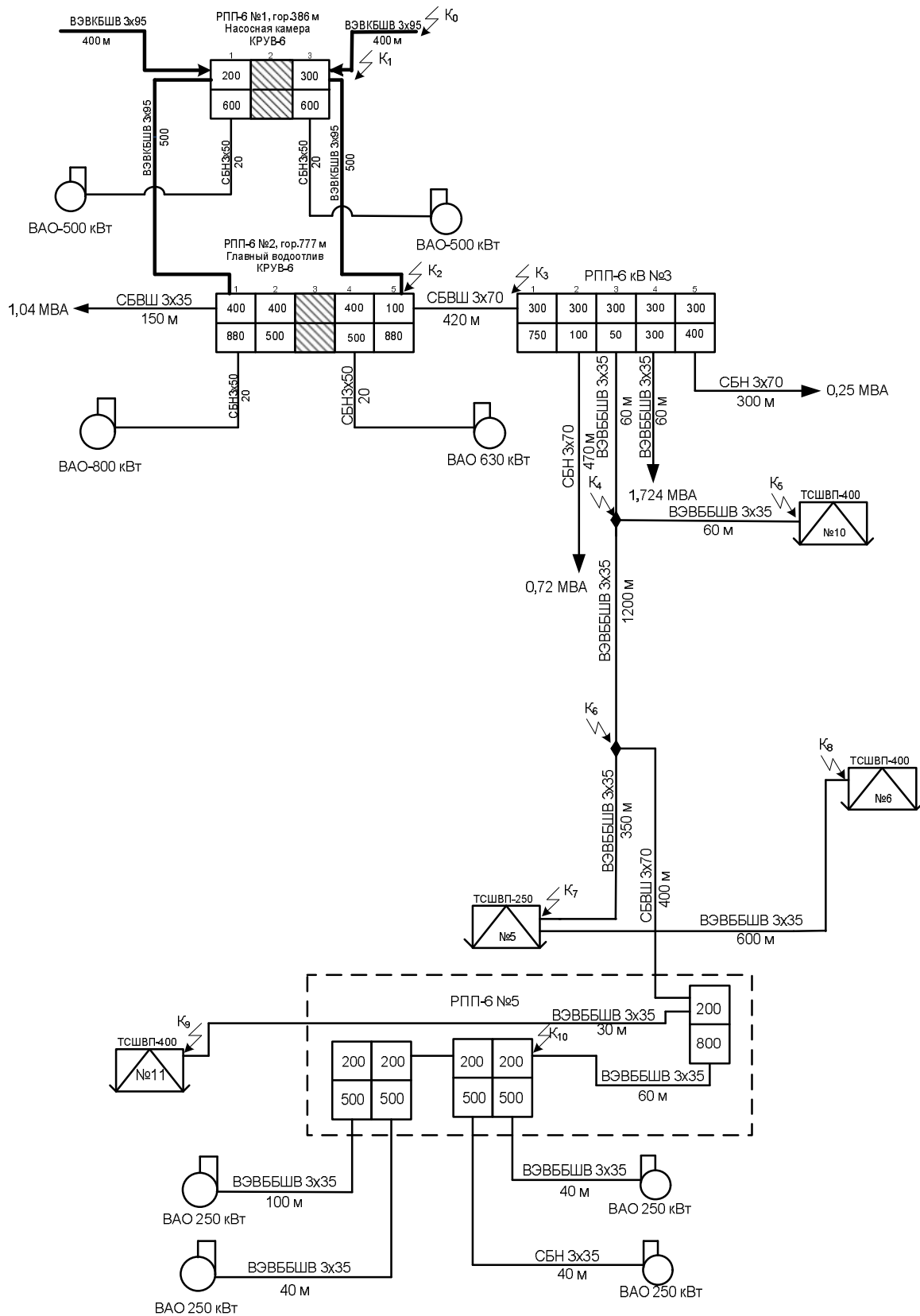


Рисунок 1 – Участок высоковольтной распределительной сети шахты ООО «Интер-инвест уголь»

Для данного участка высоковольтной распределительной сети шахты составлена схема замещения для расчета методом эквивалентных ЭДС, которая показана на рисунке 2.

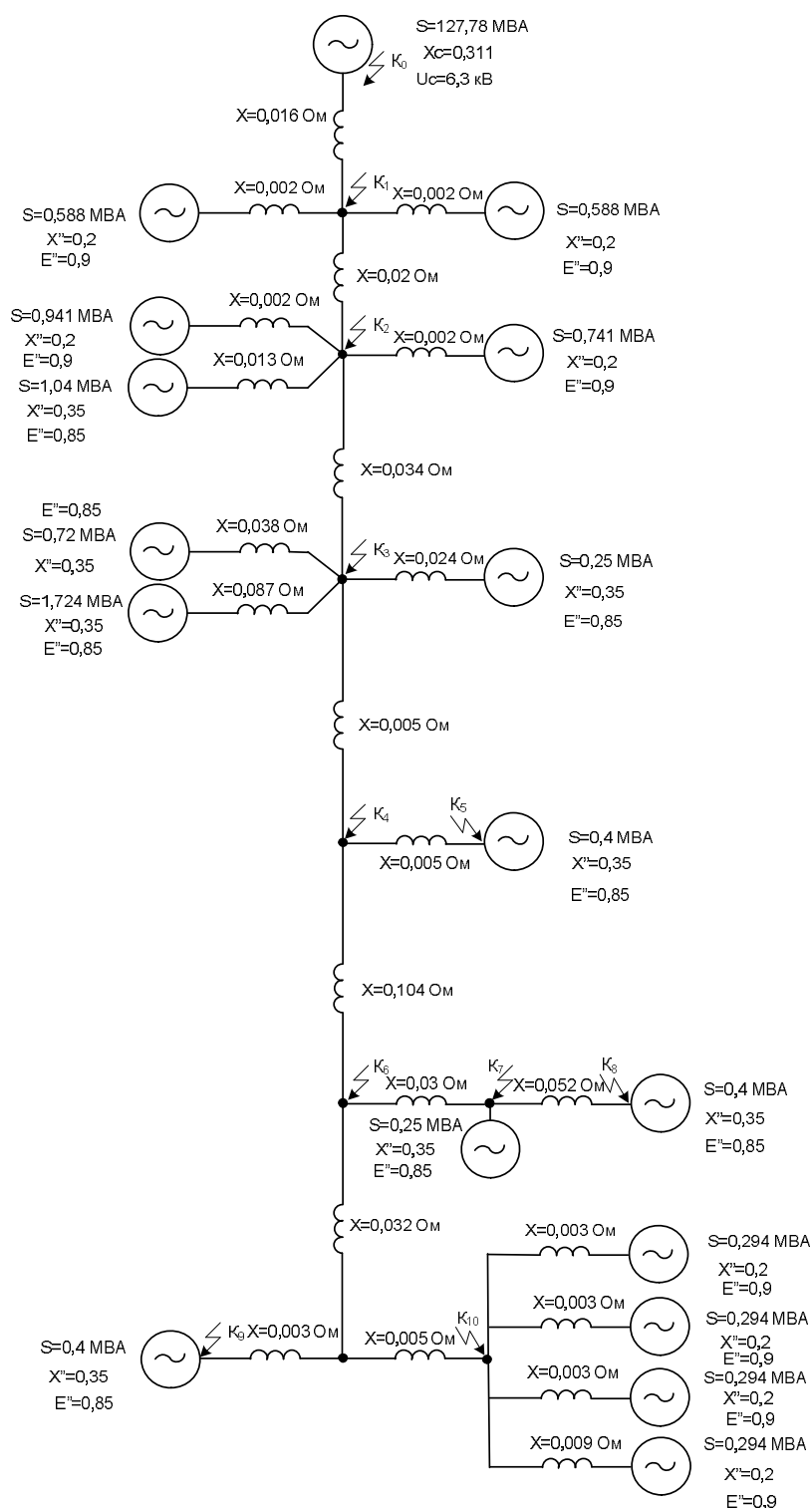


Рисунок 2 – Схема замещения участка высоковольтной распределительной сети шахты ООО «Интер-инвест уголь»

На основании результатов расчетов можно сделать следующие выводы:

1. Сравнение расчетных значений токов $I_{к.з.}^{(3)}$ и $I_{к.з.}^{(2)}$ показывает, что результаты вычислений значительно отличаются (от 17,1% до 66,1%).

2. Сделать заключение о точности какого-либо из методов на данный момент нельзя, так как рассчитаны токи короткого замыкания только в одной реальной схеме сложной конфигурации.

3. Полученные результаты показывают, что токи короткого замыкания рассчитанные по методу эквивалентных ЭДС больше по величине и поэтому необходимо электрооборудование в узлах электрической сети (муфты, тройники, распределительные коробки) обязательно проверять на электродинамическую и термическую стойкость.

4. Метод эквивалентных ЭДС позволяет более точно определить суммарный ток короткого замыкания в узлах электрической сети сложной конфигурации и следовательно позволяет более точно определить параметры максимально-токовой защиты.

5. Для принятия решения о целесообразности применения метода эквивалентных ЭДС необходимо исследовать процесс затухания ЭДС от высоковольтных двигателей и других нагрузок в кабельных линиях с различной постоянной времени.

6. Так как двухфазное короткое замыкание относится к несимметричным, то необходимо рассчитывать токи обратной и нулевой последовательности и учитывать их влияние на общий ток короткого замыкания в точках и узлах электрической сети.

Бібліографічний список

1. Плащанский Л.А. Основы электроснабжения горных предприятий. – М.: Издательство МГГУ, 2004.

2. Ульянов С.А. Электромагнитные переходные процессы в электрических системах. М, 1985.

3. Гимоян Г.Г., Лейбов Р.М. Релейная защита подземного электрооборудования и сетей. М., изд-во «Недра», 1970. 281с.

4. Блок В.М. Электрические сети и системы. М., 1986.

5. Колосюк В.П. Техника безопасности при эксплуатации рудничных электроустановок. – М.: Недра, 1987. – 407с., ил.

6. Римап Я.С. Защита шахтных участковых сетей от токов короткого замыкания. 2-е изд., перераб. и доп. – М., Недра, 1985, 85с.

7. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах том 2. Київ, 2005.

8. Руководящие указания по расчету токов короткого замыкания и выбору электрооборудования РД 153-34.0-20.527-98 Утверждены Де-

партаментом стратегии развития и научно-технической политики России 23.03.1998 г.

9. Голубев М.Л. Методы расчета токов короткого замыкания в распределительных сетях. М., «Энергия», 1967.

10. Электротехнический справочник. Изд. 3-е перераб. и доп. Под общ. ред. профессоров МЭИ (главный редактор М.Г. Чиликин), т. II М. – Л. издательство «Энергия», 1964, 76 с. с черт.

11. Беляева Е. Н. Как рассчитать ток короткого замыкания, — 2-е изд. перераб. и доп. — М.: Энергоатомиздат, 1983. — 136 с, ил. — (Б-ка электромонтера. Вып. 544)

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

*к.т.н. Гонтовой С.В.
Емельянов В.А.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ИНФОРМАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА МЕТАЛЛОВ

Приведена інформаційна модель інтелектуальної автоматизованої системи металографічного контролю якості металів, яка відображає інформаційні потоки системи, основні підсистеми і їх взаємодію.

Ключові слова: *інформаційна модель, інформаційні потоки, база даних, база знань, нейроні мережі.*

Приведена информационная модель интеллектуальной автоматизированной системы металлографического контроля качества металлов, отображающая информационные потоки системы, основные подсистемы их назначение и взаимодействие.

Ключевые слова: *информационная модель, информационные потоки, база данных, база знаний, нейронные сети.*

Улучшение качества продукции отечественного машиностроения и снижение его себестоимости не возможно без усовершенствования существующих методов контроля качества металлов. Применение современных подходов, основанных на использовании информационных технологий, дает возможность повысить точность и оперативность контроля качества продукции. Одним из основных методов контроля качества металла на производстве является металлографический анализ [1]. На сегодняшний день уровень автоматизации центральных заводских лабораторий металлографического контроля качества металлов является недостаточным, что позволяет говорить о том, что на данный момент, является актуальной задача создания автоматизированной системы металлографического контроля качества металлов.

Для создания системы такого рода необходимо построить информационную модель, которая отображала бы основные подсистемы и их информационные потоки.

Информационная модель – особым образом организованная совокупность информации, которая представляется оператору на автоматизированных рабочих местах. Информационная модель может быть описана с морфологической, функциональной и информационной точки зрения [2].

Информационная модель интеллектуальной автоматизированной системы металлографического контроля качества металлов приведена на рисунке 1.

Данная автоматизированная система представляется как совокупность технических средств и человека-технолога.

Предлагаемая информационная модель системы состоит из: подсистемы подготовки информации, подсистемы измерения, подсистемы отображения информации, нейросетевой экспертной подсистемы, логической подсистемы, подсистемы анализа микроструктуры, подсистемы хранения информации, подсистемы создания отчетов.

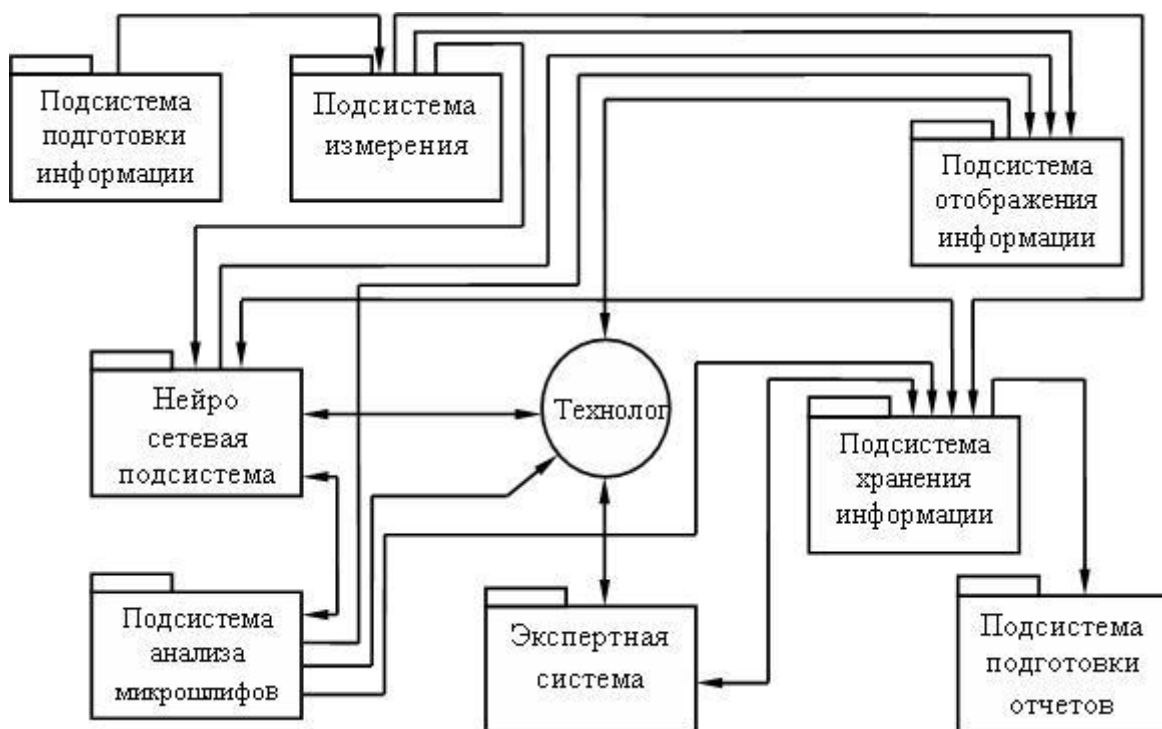


Рисунок 1 – Информационная модель интеллектуальной системы металлографического контроля качества металлов

Автоматизированная система, построенная по предложенной информационной модели работает следующим образом:

После подготовки исследуемый образец помещается на рабочий стол подсистемы измерения (микроскоп). Цифровая видеокамера получает изображение и передает его в управляющую ПЭВМ в оцифрованном виде в виде потока видеoinформации. Этот поток поступает на вход специализированного программного обеспечения. Далее изображение направляется на обработку нейросетевой подсистемой. Нейросетевой модуль, обученный возможным видам дефектов, анализирует изображение и формирует результат распознавания. Результат вместе с распознаваемым изображением поступает на сервер обработки и хранения данных (подсистема хранения данных). Оператор и (или) технолог имеет возможность в реальном времени наблюдать за процессом работы. Кроме того, сервер накапливает результаты работы и при наличии экспертной системы позволяет оценивать остаточный ресурс, на основе существующего опыта генерирует рекомендации и осуществляет поддержку принятия решений относительно срока эксплуатации того или иного объекта. На основании выше сказанного можно сделать вывод о том, что система является интеллектуальной.

Также технолог при помощи подсистемы обработки микрошлифов имеет возможность самостоятельно выполнить обработку изображения микроструктуры.

Хранение опыта нейронной сети осуществляется в базе данных. Полученное решение также направляется в базу, для дальнейшего хранения.

После обработки информации и выработки управляющих рекомендаций данные поступают в подсистему отображения информации, которая посредством диаграмм выводит результат исследования. При необходимости с помощью подсистемы создания отчетов предоставляется возможность создания отчетов о проделанном исследовании образца с рекомендациями.

Подсистемы рассматриваются как обобщенные преобразователи информации, которые реализуют определенное множество функций (Ф1 ...Ф5) для составления информационного описания изображений микроструктуры.

Ф1 – автоматическая регистрация изображения;

Ф2 – автоматическая обработка изображения;

Ф3 – экспресс-анализ полученных данных;

Ф4 – формирование базы данных и базы знаний путем регистрации всех параметров каждого изображения микроструктуры;

Ф5 – связь с центральной базой данных автоматизированной системы для поддержки распределенных баз данных.

В работе [3] автором были предложены принципы интеграции проблемной, атрибутивной и ситуативной составляющих информации.

По аналогии можно представить:

Поскольку реализация функции Φ_1 в той или иной мере решает проблему автоматического контроля качества металлов, составляющая информации, которую генерирует функция Φ_1 , определяется как проблемная составляющая полной информации и обозначается:

$$I_{\Pi} = \{\Phi_1\}. \quad (1)$$

Функции Φ_2 и Φ_3 составляют атрибутивную часть информационного описания, которая обозначается

$$I_A = \{\Phi_2, \Phi_3\}. \quad (2)$$

Информация генерируемая функциями Φ_4 и Φ_5 не связана с характеристиками изображения, она определяется как ситуативная составляющая и обозначается:

$$I_C = \{\Phi_4, \Phi_5\}. \quad (3)$$

Таким образом, полная информация, которую генерирует автоматизированная система, определяется как сумма трех составляющих:

$$I = I_{\Pi} + I_A + I_C. \quad (4)$$

Из этого следует, что система может быть разделена на подсистемы не только по функциональности, но и по видам генерируемой информации, что позволит оптимизировать распределение потоков информации.

Анализ самой системы можно представить, как анализ информационных потоков $I_{i,j}$.

Наименьшей составной единицей информационного потока $I_{i,j}$ является изображение микроструктуры металла X_i , которое характеризуется множеством параметров по перечисленным функциям $\Phi_1 \dots \Phi_5$.

Множество параметров характеризующих изображение микроструктуры можно рассматривать, как информационное описание представленное в виде:

$$I_i(X) = \{X_i, T_i, E_i, N_i, K_i, r_i\}, \quad i = 1, 2, \dots, n, \quad (5)$$

где X_i – изображение микроструктуры исследуемого образца металла, которое будет;

T_i – марка металла (например: сталь 10ХСНД);

E_i – экспертный вывод относительно исследуемого образца;

N_i – набор количественных характеристик металла;

K_i – набор качественных характеристик металла;

r_i – остаточный ресурс.

Как видно, из перечисленных параметров, изображение микроструктуры исследуемого образца металла характеризуется разнородными данными. В тоже время, совокупность таких данных может использоваться для составления определенного информационного описания изображения микроструктуры металла. Т.е. использование совокупности полученных данных позволяет формировать такое информационное описание изображений микроструктур, которое на данный момент необходимо для пользователя.

Из информационного описания изображения микроструктуры видно, что выходной поток информации является множеством различным видов информации, поэтому система хранения информации принимает вид (рисунок 2):

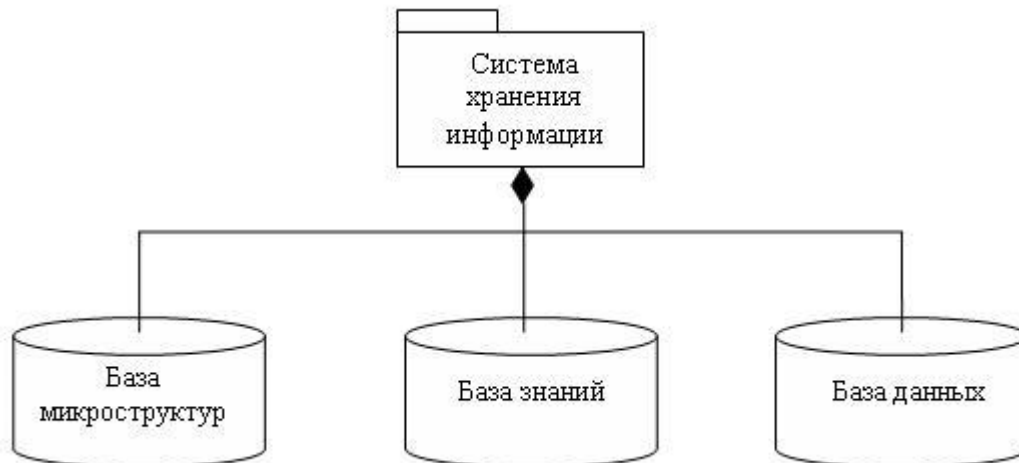


Рисунок 2 – Подсистема хранения информации

В базе микроструктур хранятся изображения микроструктур металлов и их идентификаторы. В базе данных хранятся данные, полученные в результате анализа изображения микроструктуры. База знаний предназначена для хранения рекомендаций относительно исследуемых образцов.

Таким образом, предложенная информационная модель позволяет разработать интеллектуальную автоматизированную систему металлографического контроля качества металлов, с возможностью интеллектуального анализа данных.

Библиографический список

1. *Н.А.Богомолова Практическая металлография. – М.: Высшая школа, 1987 г. – 240 с.*

2. *Козак Ю.А., Орлова Е.Ю., Кучерявый Д.Ю. Принципы и методы создания информационных моделей в автоматизированных системах управления. //Тр. Одесск. политехн. ун-та: Научн. и практ. сб. по техн. и естетств. наукам – Одесса. – 2003. – Вып. №1(19). – С. 135 – 139.*

3. *Копитчук М.Б. Теоретичні основи побудови і засоби практичної реалізації інтегрованих інформаційних систем обліку вантажопотоків: Дис. Докт. техн. наук; 05.13.06 – Одеса. ОНПУ. – 2003.*

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Заблодским Н.Н.

*Егорова Т.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ АСР ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА ТРУБЧАТОЙ ПЕЧИ

Висловлюються результати експериментального дослідження, синтезу системи управління тепловим режимом трубчастої печі на базі мікропроцесорного контролера.

Ключові слова: *трубчаста піч, тепловий режим, синтез управління, реальні похідні, бажана екстремаль.*

Излагаются результаты экспериментального исследования, синтеза системы управления тепловым режимом трубчатой печи на базе микропроцессорного контроллера.

Ключевые слова: *трубчатая печь, тепловой режим, синтез управления, реальные производные, желаемая экстремаль.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Энергетические кризисы, периодически сотрясающие мировую экономику, требуют поиска альтернативных источников энергии. Одним из решений является производство бензола, который может использоваться в качестве горючего, из побочного продукта (сырого бензола) получения кокса в металлургической отрасли.

Для получения сырого бензола и его регенерации в технологических циклах нефтеперерабатывающих, коксохимических и химических производств используются трубчатые печи. На коксохимических заводах их используют для нагрева органического поглотителя (каменноугольного масла) [1].

Недостатком процесса улавливания является большая вероятность экономического и экологического ущерба при несоблюдении температурных режимов и техники безопасности, к которым предъявляются высокие точностные требования.

Эксплуатируемые в настоящее время системы управления нагревом поглотительного масла в трубчатой печи не соответствуют предъявляемым требованиям из-за низкого качества регулирования, связанного с большими перерегулированиями и длительными переходными процессами при обработке внешних возмущений [2]. Поэтому возникает необходимость создания высокоэффективной автоматической системы.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время 95-98% автоматических систем регулирования промышленными объектами представлены одноконтурными системами с ПИ-регулятором [3]. Однако они не обеспечивают точного управления технологическими процессами, поскольку не используют весь вектор состояния объекта управления.

Как правило, на реальных технологических объектах измерению доступна только одна фазовая координата. Вместе с тем необходимо иметь информацию о недоступных прямому измерению (n-1) фазовых координатах. В этом случае вместо неизмеряемых координат в управлении используют производные регулируемого параметра. А поскольку в технике невозможно получать идеальные производные, возникает необходимость синтеза закона управления на базе реальных производных [4], используя для этого методы аналитического конструирования регуляторов (АКОР) [5].

Постановка задачи. Разработать метод оптимального управления объектом «трубчатая печь» на базе реальных производных с использованием методов оптимального управления.

Изложение материала и его результаты. В [4] математическая модель исследуемого объекта была определена в виде апериодического звена третьего порядка с передаточной функцией

$$W^*(p) = \frac{k'_{об}}{(T_1'p + 1)(T_2'p + 1)^2},$$

где $k'_{об} = 1$, $T_1' = 165c$, $T_2' = 70c$.

Движение объекта с учетом исполнительного механизма постоянной скорости описывается системой дифференциальных уравнений

$$\begin{aligned} \dot{y}_1 &= y_2, \\ \dot{y}_2 &= y_3, \\ \dot{y}_3 &= \frac{1}{b_3} y_4 - \frac{b_2}{b_3} y_3 - \frac{b_1}{b_3} y_2 - \frac{1}{b_3} y_1, \\ \dot{y}_4 &= \frac{1}{T_{ум}} U. \end{aligned} \tag{1}$$

В качестве критерия оптимальности принимается квадратичный функционал

$$I = \int_0^{\infty} \left(a_1 y_1^2 + a_2 y_2^2 + a_3 y_3^2 + a_4 y_4^2 + a_5 U^2 + \right. \\ \left. + a_6 \dot{U}^2 + a_7 \ddot{U}^2 + a_8 \ddot{U}^2 + U^{(4)2} \right) dt \quad (2)$$

с производными по управлению до n -ой включительно (определяется порядком передаточной функции объекта).

Необходимо найти такое управление, чтобы на движениях замкнутой этим управлением системы доставлялся минимум функционала (2).

Вместо производных управления вводится переменная u :

$$\begin{aligned} y_5 &= U, \\ y_6 &= \dot{U}, \\ y_7 &= \ddot{U}, \\ y_8 &= \ddot{U}, \end{aligned} \quad (3)$$

и система (1) преобразуется к виду

$$\begin{aligned} \dot{y}_1 &= y_2, \\ \dot{y}_2 &= y_3, \\ \dot{y}_3 &= c_4 y_4 - c_3 y_3 - c_2 y_2 - c_1 y_1, \\ \dot{y}_4 &= m y_5, \\ \dot{y}_5 &= y_6, \\ \dot{y}_6 &= y_7, \\ \dot{y}_7 &= y_8, \\ \dot{y}_8 &= U_1. \end{aligned} \quad (4)$$

Структурная схема объекта, описываемого системой дифференциальных уравнений (4) приведена на рисунке 1.

Для этой системы критерий оптимальности (2) принимает вид квадратичного функционала

$$I = \int_0^{\infty} \left(\sum_{k=1}^8 a_k y_k^2 + U_1^2 \right) dt \quad (5)$$

и его экстремали $y_1(t)$, заданной в виде характеристического уравнения

$$p^8 + \gamma_8 p^7 + \dots + \gamma_2 p + \gamma_1 = 0. \quad (6)$$

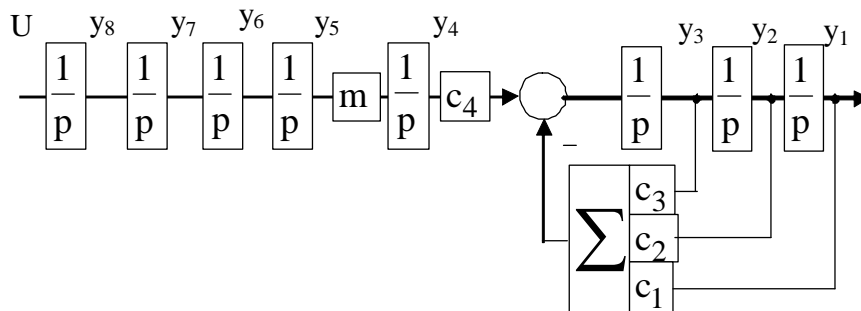


Рисунок 1 – Структурная схема объекта

Методом динамического программирования находится управление

$$U_1 = -A_{18}y_1 - A_{28}y_2 - \dots - A_{88}y_8 \quad (7)$$

для объекта (4).

Характеристическое уравнение замкнутой системы (4), (7) определяется выражением

$$\begin{aligned} & p^8 + p^7(A_{88} + c_3) + p^6(A_{88}c_3 + c_2 + A_{78}) + \\ & + p^5(c_1 + A_{88}c_2 + A_{78}c_3 + A_{68}) + \\ & + p^4(A_{88}c_1 + A_{78}c_2 + A_{68}c_3 + A_{58}) + \\ & + p^3(A_{78}c_1 + A_{68}c_2 + A_{58}c_3 + A_{48}m) + \\ & + p^2(A_{68}c_1 + A_{58}c_2 + A_{48}mc_3 + A_{38}mc_4) + \\ & + p(A_{58}c_1 + A_{48}mc_2 + A_{28}mc_4) + \\ & + A_{48}mc_1 + A_{18}mc_4 = 0. \end{aligned} \quad (8)$$

Характеристическое уравнение (8) определяет переходный процесс в замкнутой системе. Поэтому, чтобы обеспечить его желаемый характер, необходимо, чтобы заданная экстремаль (6) была решением уравнения (8), то есть выполнялись следующие условия:

$$\begin{aligned}
\gamma_8 &= A_{88} + c_3, \gamma_7 = A_{88}c_3 + c_2 + A_{78}, \gamma_6 = A_{88}c_2 + A_{78}c_3 + A_{68} + c_1, \\
\gamma_5 &= A_{88}c_1 + A_{78}c_2 + A_{68}c_3 + A_{58}, \gamma_4 = A_{78}c_1 + A_{68}c_2 + A_{58}c_3 + A_{48}m, \\
\gamma_3 &= A_{68}c_1 + A_{58}c_2 + A_{48}mc_3 + A_{38}mc_4, \gamma_2 = A_{58}c_1 + A_{48}mc_2 + A_{28}mc_4, \\
\gamma_1 &= A_{48}mc_1 + A_{18}c_4.
\end{aligned} \tag{9}$$

Из условия (9) находятся коэффициенты A_{i8} ($i = \overline{1 \div 8}$) оптимального управления (7).

Для реализации замкнутой системы (4), (7) необходимо измерение идеальных производных промежуточных координат

$$\begin{aligned}
\dot{y}_1 &= y_2, \\
\dot{y}_2 &= y_3, \\
\dot{y}_3 &= y_4,
\end{aligned}$$

что технически не реализуемо. Для формирования реальных производных [6] управление (7) приводится к виду

$$U^{(4)} + A_{88}U^{(3)} + A_{78}\ddot{U} + A_{68}\dot{U} + A_{58}U = -A_{48}y_4 - A_{38}y_3 - A_{28}y_2 - A_{18}y_1, \tag{10}$$

используя обозначения (3). Разрешив (10) относительно U , определяется закон управления как функция координат

$$U = \frac{-A_{48}y_4 - A_{38}y_3 - A_{28}y_2 - A_{18}y_1}{p^4 + A_{88}p^3 + A_{78}p^2 + A_{68}p + A_{58}}. \tag{11}$$

Управление (11) совместно с уравнениями объекта (1) определяют движение замкнутой системы, структурная схема которой приведена на рисунке 2.

Полученная система была промоделирована с целью исследования работы системы оптимального управления трубчатой печи с программно реализованной моделью объекта в режиме реального времени на малоканальном многофункциональном микропроцессорном контроллере типа Ремиконт Р-130. Для выполнения технологического программирования разработана структура конфигураций системы оптимального управления нагревом масла в трубчатой печи. Также было проведено исследование работы системы с ПИ-регулятором, для которого были определены оптимальные параметры настройки на заданный показатель колебательности.

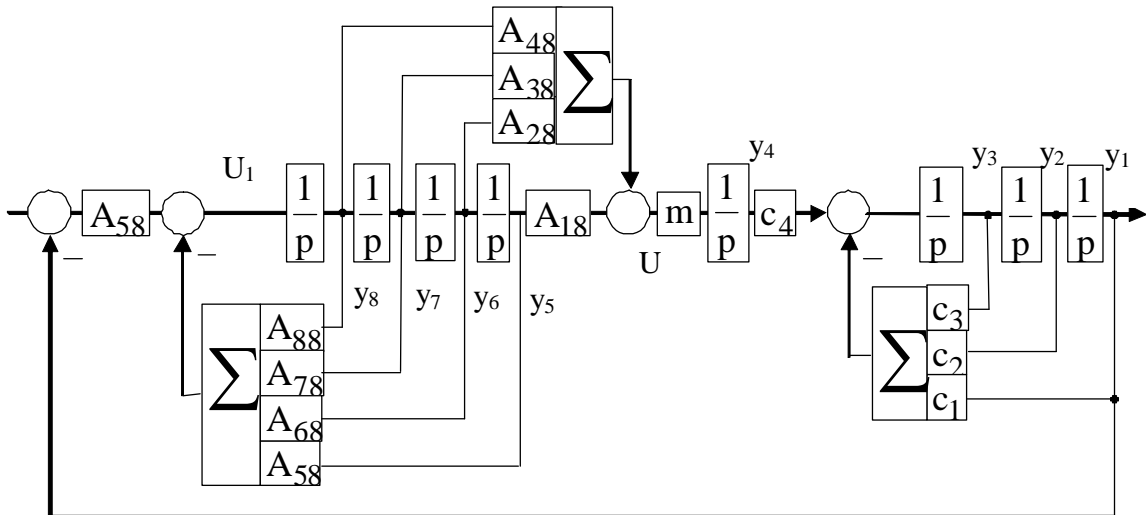


Рисунок 2 – Структурная схема системы регулирования

Результаты моделирования показали, что наилучшее качество регулирования обеспечивает АСР с оптимальным регулятором. Отработка задания АСР с оптимальным регулятором стабильно обеспечивает апериодический переходный процесс, длительность которого постоянна во всем диапазоне изменения задания. При отработке внешнего возмущения максимальное динамическое отклонение Δ в системе с оптимальным регулятором значительно меньше величины динамического отклонения у АСР с ПИ-регулятором (2% и 17% соответственно) (рисунок 3).

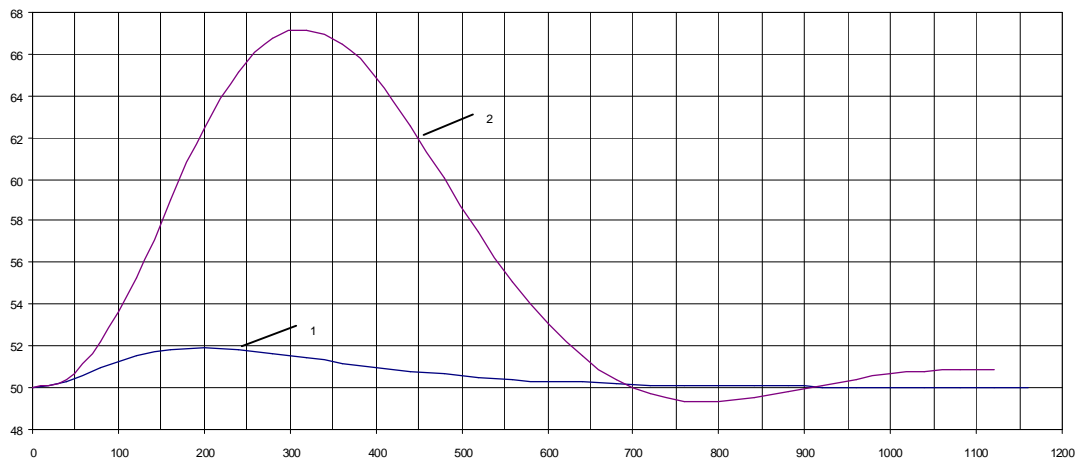


Рисунок 3 – Графики переходных процессов при действии возмущения в исследуемых АСР с оптимальным регулятором (кривая 1) и в АСР с ПИ-регулятором (кривая 2)

Выводы и направления дальнейших исследований. Из результатов моделирования следует, что использование всего вектора состояния объекта действительно улучшает качественные показатели замкнутой системы регулирования.

Однако недостатком разработанной процедуры синтеза является увеличение размерности рассчитанной системы до $(2n)$, что создает значительные вычислительные трудности. Целью дальнейших исследований является модификация данной процедуры синтеза.

Библиографический список

1. Гребенюк А.Ф., Коробчанский В.И., Власов Г.А., Кауфман С.И. Улавливание химических продуктов коксования. – Донецк: Восточный издательский дом, 2002. – 228с.

2. Сравнение методов настройки ПИ-регуляторов. *Comparison of PI controller tuning methods* Foley Michael W., Ramharack Navin R., Copeland Brian R. *hid. and Eng. Chem. Res.* 2005. 44, № 17, С. 6741-6750. Англ.

3. Жилияков В.И., Дрючин В.Г. Синтез систем управления режимами электроэнергетических систем/Изв. ВУЗов. Электричество, 1992, № 12, с. 6 – 10.

4. Токунова Т., Егорова Т. Синтез оптимальных систем на базе реальных производных// Контроль і управління в технічних системах КУТС–97. Книга за матеріалами 4 міжнародної науково технічної конференції м. Вінниця, 21-23 жовт. 1997р. -Вінниця: Універсум-Вінниця, 1997. т1.с.31-37.

5. Летов А.М. Аналитическое конструирование регуляторов. /Автоматика и телемеханика. – 1960. - №4. – с. 436-441.

6. Егорова Т.И. Экспериментальное определение математической модели трубчатой печи / Вісник Східноукр.держ.університету.-2000.- №1.-с.61-65.

Рекомендовано к печати к.т.н., проф. Паэрандом Ю.Э.

“CHAPTER “DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS”

Litvinsky G. Rock pressure in mining developments – the new concept.

The new classification and the fundamental regularities of rock pressure in mining developments are offered.

Key words: rock pressure, deformed state, rock stability, classification, fundamental regularities.

Frumkin R. A., Okalelov V. N., Samkova E.R. Estimation of reliability of the information used by working out of investment projects of collieries.

Results of researches of reliability of the geological, technological and technical and economic information used by working out of investment projects are stated.

Key words: reliability of the geological and technical and economic information, designing of mines, investment projects.

Antoshchenko N.I., Syatkovskiy S.L., Filatijev M.V. About the classification and the factors which determine the efficiency of ventilation schemes of the coal mines' faces.

There was executed the analysis of the efficiency of practical application ventilation schemes of the coal mines' faces.

There was proposed one of the criterion of estimation the possibility of the management of gas escapes through the excavated spaces exhaust faces. There were formulated the main principles and theses of classification of ventilation schemes with taking into account supplementary factors which influence on their application efficiency. The selection, basis and calculation of ventilation and degassing schemes are proposed to be carried on the common method and one normative document.

Key words: ventilation, which determine, degassing.

Kornjejev S.V., Dobronogova V.Yu. Dynamics of backwall scraper conveyers with hydraulic tighteners.

The mathematical model of conveyer of type of KSD is developed with a hydraulic tightener, the dynamic loadings are investigational in the elements of construction, efficiency of device as facilities of protecting is set from urgent overloads.

Key words: scraper conveyor, hydraulic tightening device, dynamic load, the protective functions.

Kuzmenko V.I. Mathematical model of the is intense-deformed condition of the joint of NSZL-type of ribbons of belt conveyors.

The mathematical model is developed in the form of system of differential quotations with variable indexes, describing stress-deformed condition of junction NSZL-type at its loading by tensile force.

Key words: Belt conveyor, rubber band, the vulcanized joint, tense-deformed state, mathematical model.

Fesenko N.S. Perspectives and trends for developing the methods of automated control for coal mine's ventilation.

The reasons of unsatisfactory condition of automation control for mine's ventilation are considered, the improvement ways of automated control systems for coal mine's ventilation are offered.

Key words: mine's ventilation, control, automation, methane release, efficiency.

Lisitsa V.Ye. Shkurskiy Ye.F. Prediction the opportunity of crossing of low-amplitude break-ups by face workings with the view of decreasing coal loses, its efficient use and earth interior protection.

The article is devoted to predicting the crossing complexity of low-amplitude tectonic break-ups of coal layers by face workings with the view of decreasing coal loses, that provides its efficient use and Earth interior protection.

Key words: low-amplitude tectonic break-up, crossing complexity of break-up, face working, coal loses, its efficient use, Earth interior protection.

Chehlatiy N.A. The transitional conditions of the lifting equipment when boarding and removing lifting container from bases.

The transitional processes of mechanical lifting system are considered. Also designed the mathematical model of dynamic condition lifting equipment when containers boarding-removing from hard base, which allows to conduct numerical studies of this process. The results of numerical modeling the dynamic conditions of lifting equipment are stated.

Key words: lifting setting, dynamic state, landing-removal of vessels, mathematical model.

Karlova V.V. The method of shooting crane ways in plants with long operating in aggressive environments.

A method of engineering and geodetic surveying in the shops of plants with long, exposed to aggressive environments. This method will improve the accuracy of geodetic work and improve safety.

Key words: destruction, crane equipment, the load-bearing construction, crane ways, deformation, a neutral line.

Shkurskiy Ye. F., Lisitsa V. Ye. Prognosing of low amplitude faults of coal layers according to the size of displaces.

The possibility of vacuum position and short-range faults amplitude for prospective planning of refining mine works is in the article.

Key words: shift deformations, their amplitude, length, prognosing, planning of mine working face.

Kozakov V.I., Bazarova K.V. The resolving of the mining-geometrical problems on the scheme of the mine working.

There set the ways of construction of the images of the spatial forms on the plane and the ways of resolving the problems of geometrical character according to the given images of these forms in the Monge's system of planes and projections, and also the ways of the depicting the things in the scheme and resolving the problems of mining-geometrical character in the projections with the figural marks.

Key words: mining-geometric problem, the plane of projection, the projection of numerical marks.

Larchenko V.G., Horujaya N.V. Ways of measurement of deformations the terrestrial surface and earned additionally objects.

The offered ways and device of the determination deformation to terrestrial surface and worked up object, founded on simultaneous, independent determination horizontal and vertical deformation to terrestrial surface or worked up object, vastly reducing labour content of the observations, raising their accuracy and comfortableness.

Key words: horizontal, vertical deformations of constructions, ways of natural supervision.

Nechepurenko M.S., Sirotina K. Yu. In relation to a task from determination of parameters of fastening of working surface of screen.

The method of calculation of distance between the resilient transformers of motions in construction of fastening of working surface of screen is considered in the article. The necessary amount of resilient transformers for prevention of the impermissible bending of working surface is certain.

Key words: working surface, fastening, resilient transformer of motion, possible bending.

Kasyan S.I. Substantiation of the parameters of unsteady roof hardening by chemical anchoring on junctions between longwall faces and reused workings.

Three charts of consolidating of unsteady roof are developed from bringing down and substantiation of the parameters of unsteady roof hardening by chemical anchoring on junctions between longwall faces and reused workings.

Key words: rock hardening, chemical anchoring, junctions between longwall faces and reused workings.

Pavlov E.E. The analysis of negative consequences of waste space behind roadway lining.

The statistical laws of distribution of interstices in overlining space of rock headings, which were driving by drill and fire system or combine methods, are studied.

Key words: development, roof, lining, negative consequences, arch support.

Bubunets Yu.V. Potential forecasting of methane abundance in coal mines' workings.

The research results of methane abundance in coal mine workings are given, the problems concerning the rightfulness of using normal distribution law when determine the awaiting methane abundance of mine workings were studied, displaying the zones of potential forecasting of methane release using the randomness indexes are offered.

Key words: methane abundance, forecasting, randomness index, forecast model.

Ermakov A.N. Role of coal in consumption of power resources.

In article the analysis of need for coal and prospects of development of coal output in the world and Ukraine is resulted.

Key words: coal, consumption, power resources, stocks, analysis.

CHAPTER "METALLURGY"

Petrushov S.N., Rusanov I.F., Mycyk N.A. Nature of coal dust injection in fire furnaces of sintering machines.

Various schemes of coal powder fuel in furnaces and forges of a various design are considered. The expediency of use of torch burning of coal powder fuel in forges of sintering machines is proved.

Key words: coal powder fuel, fire furnaces, sintering machines.

Petrushov S.N., Rusanov I.F., Rusanova N.I. Nature of preparation and injection of coal powder fuel in fire furnaces of sintering machines.

The different charts of preparation of coal powder fuel are considered with the purpose of the use of it in the used for setting fire furnaces of sintering machines is proved. Expedience of the use of chart, at which going and selected coal dust which appears during crushing of fuel in the workshop of agglomeration, is grounded, and farther given in the used for a setting fire furnace.

Key words: coal powder fuel, fire furnaces, sintering machines.

Vasilev Y.D., Konovodov D.V., Vasilev E.Y. Theoretical definition of contact stress at cold rolling with new model for the friction stress.

The results of the theoretical definition of contact stress at cold thin strip rolling are presented. The mathematical model for definition of an average normal contact stresses are obtained.

Key words: cold rolling, the contact stresses, mathematical model.

Grinkevich V., Kuzmina O. To decision of the boundary problem of the plastic deformation in the network of the indirect boundary-integral formulation.

The decision of the problem by viscosity-plastic flow theory, based on the boundary elements method, is described. It is solved the Poiseuille task. Also indirect formulation of the border hard-plastic problem in boundary integral equations is considered.

Key words: boundary problem, boundary elements method, theory of plastic flow.

Bezverhiy I.V., Tomash A.A. Researching of intensifying factors influencing on the indexes of sintering process.

The influencing of largeness segregation of sintering charge, lime expense, changes of height of stratum on speed of sintering process and output of suitable sinter is experimentally studied. Equalizations, allowing to take into account influence of intensifying factors on the indexes of sintering process, are got.

Key words: intensification of sintering process, lime, stratum height, segregation, speed of sintering process, output of suitable sinter, planning of experiment.

Kuberskiy S.V. Arc deep renewal of useful admixtures of metallurgical slags in metallic fusions.

Technology of saturation of metallic fusions useful alloying components from the metallurgical slags by the method of arc abyssal reduction is offered.

Key words: metallic fusion, saturation, alloying, turn slag, arc abyssal reduction.

Ershov V.M., Korobko T.B. X-ray photography analysis of superficial layer of the polished high-speed steel.

The results of X-ray analyses of micron surface layers of ground quick-cutting steel P6M5 are presented. Evident increase of number of retained austenite in near-surface layers for all grinding modes was discovered.

Key words: X-ray analysis, austenite, grinding, parameter of crystal lattice, width of diffraction.

Borovik P. V., Lutsenko V.A., Ulyanytsky V.N. Research of dependence of specific work of cutting from width of cutting edge of knife.

The results of experimental researches are resulted as evaluated by influence of relative width of cutting edge of knife on specific work of cutting, for different materials and terms of realization process of cutting in parallel knives.

Key words: scissors, knife, specific work.

Kuberskiy S.V., Dorofeev V.N., Vasiliev D.B. Efficiency increase of technogenic offcuts utilization in stoves with liquid slag bath.

Possibility of metallurgical production offcuts processing on OJSC «Alchevsk iron and steel works» by the process of «Romelt» is considered. Measures on the improvement of engineering-and-economical performance of «Romelt» process at processing of slime are offered.

Key words: process of «Romelt», slime humidity, cast-iron, degree of reheat, slags basicity.

Novokhatskiy A.M., Mikhaylyuk G.D., Karpov A.V. Problems of use of anthracite as coke substitute in domain manufacture.

Results of industrial use of coal as coke substitute are analysed. Mechanical durability of coal in a rotating drum is received. Techniques of research of metallurgical value of coal are presented.

Key words: anthracite, coke, industrial experience of replacement of coke, mechanical durability.

Semiryagin S.V., Smirnova I.V., Bozhanova E.S. Usage of the electrolysis in metallurgical technologies.

Given review deals with some questions of electrolysis, its mechanism and application during the metal recovery from wastes of metallurgical manufactories. The results of the experiment with the usage of amalgam electrodes of the limited volume are given in the review.

Key words: amalgamnye limited amount of electrodes, electrolysis, metallurgical production wastes.

Kuberskiy S.V., Kuberskaya N.V., Fedotov O.V. Ways of improving the quality of continuous-casting grade billets made of corrosion-resistant steel.

On the base of experimental data in the conditions of plant "Serp and Molot" (Moscow city) the analysis of crack formation in the sheets of continuous-casting billets was made for chromium and chromium-nickel steel alloyed with titanium. There were proposed some methods allowing to decrease the ability of continuous-casting metal to damage occurring, to increase the quality of billets and rolled metal.

Key words: continuous-casting billets, titanium, chromium-nickel steel, damage of rolled metal.

Proskurina I.V., Batluk V.A. Mathematical model of catching of coke dust in the workplace.

This article solves the problem of mathematical modeling of air flow in the cyclone and proposed ways of numerical implementation.

Key words: coke production, louver-type separator, dustcatching.

Protsenko M.Y., Kuberskiy S.V., Essel'bakh S.B. Research of silicomanganese production slag enriching possibility by magnetic separation method.

The method slag enriching of silicomanganese production by magnetic separation with the purpose of the further use for the production of ferroalloys is offered.

Key words: enriching, slag, magnetic separation, liquid nitrogen, manganese, point of Curie.

Ivanov A.P., Ivanova I. A. Method of determination of the tense - deformed consisting of rental channels after local thermal influences.

The changes of the remaining-tense state of channels (broad wise and along the tested standards) are examined in the article, depending on position of the welded stitches.

Key words: channel, section welded seam, tense-deformed condition.

Vasiliev D.B., Kuberskiy S.V., Kravchenko V.M. Research of efficiency of steel scrap replacement on hot-briquette iron at smelting became in the converters with the combined blowing.

Efficiency of steel scrap replacement on hot-briquette iron at smelting became in the converters with the combined blowing is considered.

Key words: hot-briquette iron, briquette, steel scrap, converter of the combined blowing.

Kubyshkina I.A., Bazarova K.V., Bartash I.A. Geometric modeling of the machine components with the help of Solid Works.

There set the results of application of the mechanism of modification of the shape and the mechanism of modification (reconstruction) of the component's designs filled in modulating system Solid Works, used in the process of creating the items of identical shape.

Key words: geometric modeling, configuration, three-dimensional ample, modification, design of the component.

Danko N.A., Sova I.O., Pronina O.N. Geometric modeling of the machine components with the help of KOMPAS-3D.

On the basis of the students' practical works and on the theoretical foundations the KOMPAS-3D system is one of the programmers necessary for learning engineering graphic.

Key words: designing the machines, model of the detail, design documentation, scholastic process.

Danko A.V. Research of coefficient of the tense state at asymmetric rolling.

Experimental research of coefficient of the tense state at the kinematics asymmetric rolling by the method of physical design is conducted. Regressive dependence of this parameter from a degree of deformations and degree of kinematics asymmetry is got.

Key words: asymmetric rolling, physical design, coefficient of the tense state, regresioning model.

Brevnov A.A. Numerical research of task of a swirl stream motion in circular gap.

The task on determination of hydrodynamic parameters of swirl stream in circular area with a permeable internal cylindrical surface is considered.

Key words: hydrodynamic filter, rollup of stream, field of speeds, circular gap, equations of Navier-Stokes, axial, radial and tangential speed, permeable surface.

Lisenko E.V. Ecologically method of utilization of domestic polymeric wastes clean and power advantageous.

The results of researches of chemical composition of products of the piroliza most widespread domestic polymeric wastes are resulted, with the purpose of determination of their possible use for different industrial technologies.

Key words: wastes are domestic, polymers, piroliz, chemical product, industrial technologie.

CHAPTER “CIVIL ENGINEERING”

Drozd G.Y., Pazin V.V. Installation and assembly - ispytatel-noeoborudovanie for the implementation of technology bezdefektnoy laying of underground pipelines.

The problems of the mechanization of the lining of underground pressure pipelines. Goals and objectives of the study, given basic scheme for solving the problem.

Key words: pressure pipes, construction of technology, equipment installation, butt joint.

Drozd G., Pazin V. Assembling and editing-tester equipment for realization of technology without of defects of gasket underground pipelines.

The problems of mechanization of works are considered on the gasket of underground pressure pipelines. Aims and research tasks are formulated, the of principle chart of decision of task is resulted.

Key words: pressure pipelines, technology of gasket, assembling equipment, joint connections.

Mochalin Y.V., Mochalina I.G. Modeling of the flow close to rotating permeable cylinder.

The influence of modeling approach for the surface of rotating permeable cylinder on the distribution of flow characteristics in the boundary layer

on this surface is analyzed. It is shown that in the case of suction of liquid through the cylinder's surface perturbations caused by these details don't spread into the outer stream.

Key words: permeable cylinder, boundary layer, velocity profile, turbulent viscosity.

Chernykh O.A., Sova I.O., Balashova-Sukach Ya.A. Geometrical design of build constructions through a programmatic complex LYRE.

The results of design of difficult geometrical surfaces of build constructions are presented through a programmatic complex LYRE and approbation of co-operation of him with the modern automated graphic systems of AutoCAD and 3D Studio Max.

Key words: geometry, design, engineering and computer graphic arts, surfaces, constructions, importation, visualization.

Iatsyna V.N., Poddubny S.V. Usage of carbonate minerals in production of silicate concrete products.

Scientific and technical information on calcium carbonate positive role in raw compounds used for silicate concrete articles production was studied and analysed. The mechanism of calcium carbonate interaction with other minerals when forming silicate concrete was described. The results of experiment with lime-limestone mixtures of different kinds of limestone were adduced.

Key words: calcium carbonate, silicate concrete, lime-limestone mixtures.

Antoshina T.V., Ivanov A.P. Research of dependence of magnetic properties of material from the tense state of plates at different temperatures of the local heating.

Correlation communication between the tense state and magnetic description in plates preliminary warmed-up to different temperatures in a center is got.

Key words: plate, resistance, the local temperature effects.

Otrosh Y.A. Features of tests metal in build constructions with application of local destruction.

In the article the comparative analysis of existent methods is presented for determination of mechanical properties of metal in on-the-road constructions.

Key words: strength of the metal, the local destruction of the test screw.

CHAPTER “ELECTRICAL ENGINEERING. RADIOTECHNOLOGY”

Zablodskiy N.N., Lupanov A.V., Filtov M.A., Gritsyuk V.Yu. Calculation of electromagnetic moment polyfunctional elktromechanical converter using numerical methods.

The picture of distributing of induction in a cross-section and differential equalization of mechanical equilibrium of mechanical parts of PEMP is got.

Key word: polyfunctional elktromechanical converter, electromagnetic moment.

Kravchenko V. M., Sidorov V. A. Definition of the technical condition electromechanical systems.

Methods of an estimation of a technical condition of electromechanical system are considered. Diagnostic parameters are defined: vibrations, electric parameters, frequency of rotation of the engine.

Key words: electromechanical systems, diagnostic parameters, vibration, electrical parameters, frequency of rotation of engine.

Zablodskiy N.N., Kvasov V.A., Filatov M.A., Lukyanov N.V. The methodology of calculation of the process of heat exchange in multifunctional electromechanical converters screw type.

In work presents the methodology of calculation of the process heat exchange multifunctional electromechanical converters screw type, taking into account the cooling air.

Key words: multifunctional electromechanical converters, the energy dissipation, process of heat exchange, heat transfer coefficient.

Lushchyk V.D., Ivanenko V.S., Karapka V.D. Asynchronous cascading engine combined with a phase winding in the rotor.

It was considered 8-pole cascade induction motor with the combined phase winding in the rotor, having improved starting characteristics. We studied the whole spectrum of harmonics that are created in the cascade winding rotor, and their impact on the operation of the engine.

Key words: induction motor, phase winding, rotor, coil Cascade Section.

Zablodskiy N.N., Androschuk A.D. On using electrical heating in coke-chemical and mining production industry.

The problems of using the heating for technological equipment in coke-chemical and mining production industry were considered, the requirements to the electrical heating devices and performance methods were stated.

Key words: electrical heating, bin feeder, surface-distributed heat release, requirements to electrical heating devices.

Motchenko A.I., Kobets D.V. Fuzzy control system of dynamic objects with function of coordinates restriction.

The results of researches indistinct control system with function of coordinate's restriction are presented. Recommendations for choice forms of functions of the accessories providing demanded quality of control.

Key words: dynamic object, fuzzy control, restriction.

Kotsemir I.A. Algorithm and program of calculation of optimum tuning of adjusting systems with p – regulators.

A method, mathematical, algorithmic and programmatic providing of procedure of search of optimum parameters of the automatic systems of adjusting, is resulted with proportional regulators.

Key words: optimal settings, the criteria for optimality, the regulator, the rate of oscillation.

Saratovskyy R.N. Source of steady-state current for the feed of installations of the induction heating on the base of frequency thyristor converter.

Possibility of work of frequency thyristor converter on resonance inverter base in the mode of source of steady-state current for the feed a lot of posts installations of the induction heating.

Key words: Source of current, frequency thyristor converter, induction heating, system of stabilizing of current.

Komisarenko A., Lamanov S. Research of the scheme of switching with operated arcing contacts.

The results of researches of electric switch, its chart and construction, which contain for extinguishing of arc the contact, which is set in motion by means of tracker electromagnetic drive, are described. An investigational switch is let in on the ground before similar switches from point of power parameters of the process of disconnecting carried out by them.

Key words: mechanical, switching, device, arcing, contact, arc control device, scheme, construction.

Khalimov V.V., Sinyaev A.Yu. Features of calculation of currents of short circuit in the mine electric networks of the complicated configuration.

The features of internal elektrosnabzheniya of mines are resulted. The basic parameters of charts of relay defence are described. The calculation of currents of short circuit is conducted on the method of relative base units and method equivalent EDS on the area of underground high-voltage distributive network of mine with the complicated configuration. An of principle chart and chart of substituting for the area of high-voltage distributive network of mine is resulted with the complicated configuration.

Key words: system, elektrosnabzhenie, mine, relay guard, current of short circuit, exactness, methods of calculation, geometry, distributive grid-iron, of principle chart, chart of displacement.

Gontovoi S.V., Yemelyanov V.A. Informative model of the intellectual automated system of metallographic checking of metals quality.

The informative model of the intellectual automated system metallographic checking of metals quality is resulted, which represents the informative streams of the system, basic subsystems their setting and interaction.

Key words: informative model, informative streams, database, knowledge base, neural net.

Yegorova T.I. Increase of effective of work of asr of termal mode of tubular stove.

The results of experimental research are expounded, synthesis of control the system by the thermal mode of tubular stove on the base of microprocessor comptroller.

Key words: tube furnace, thermal condition, the synthesis of control, real derivatives, the desired extremal.

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 отвечать новым достижениям науки и техники, их практическому значению, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В статье должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны 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.

Рекомендуемое количество авторов статьи до 3-х человек.

Языки предоставления статей: украинский, русский.

СОДЕРЖАНИЕ СТАТЕЙ

Предоставляемые статьи должны иметь следующую структуру:

УДК

УДК на статью присваивает отдел библиографии научной библиотеки ДонГТУ, каб.206.

Аннотация

В аннотации приводятся краткие сведения о статье, объемом 5-10 строк, на трех языках: украинском, русском и отдельным файлом на английском языке с указанием Ф.И.О. авторов, названия статьи, ключевых слов.

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 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 (210x297 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.

2. Материалы должны отвечать следующей структурной схеме: УДК, ученая степень, фамилии и инициалы авторов, название организации, города, страны, e-mail автора, название статьи, аннотация на двух языках, после каждой аннотации ключевые слова, основной текст, выводы, библиографический список и отдельным файлом на английском языке - Ф.И.О. авторов, название статьи, аннотация, ключевые слова.

УДК проставляется слева вверху, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал - ученая степень, фамилия, инициалы. В круглых скобках – название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую. Шрифт полужирный, курсив, по правому краю.

Через два интервала - название статьи заглавными буквами, выравнивание по центру, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал - краткая аннотация на украинском и русском языках, курсивом. После каждой аннотации – ключевые слова, курсивом.

Через один интервал - текст статьи.

3. Рисунки вставляются в текст единым объектом и могут быть представлены:

– *растровыми форматами* – gif, tiff, jpg, bmp и им подобными (качество 200-300 dpi);

– *векторными форматами* – emf, wmf и другими метаформатами.

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторные.

Графический материал следует располагать непосредственно после текста, в котором он упоминается впервые («...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, обычное начертание шрифта (нормальный), со следующими размерами:

Full (обычный)	14 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс)	10 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс)	8 pt
Symbol (крупный символ)	20 pt
Sub-Symbol (мелкий символ)	14 pt

Недопустимо размещение формул в табличном формате.

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. Через один интервал от текста статьи – полужирным шрифтом располагается заголовок «Библиографический список». Библиографический список оформляется курсивом и должен быть составлен в порядке

упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки.

7. Текст статьи предоставляется на электронном носителе и в печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

СОПРОВОДИТЕЛЬНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

Рецензия специалистов редакционной коллегии ДонГТУ

**НАУЧНЫЕ И КОНСТРУКТОРСКИЕ РАБОТЫ
ПРОФЕССОРА, ДОКТОРА ТЕХНИЧЕСКИХ НАУК
ФИНКЕЛЬШТЕЙНА ЗЕЛЬМАНА ЛАЗАРЕВИЧА**
*(К 75-летию со дня рождения и 55-летию
научной и инженерной деятельности)*



1. Студенческое время

1.1. 1954 – 1955 гг. Предложены конструкция и технология изготовления глобоидных передач со скошенными витками, обеспечивающими наличие масляного клина, и методика прочностного расчета глобоидных передач.

Методика была включена в «Справочник по расчету зубчатых передач».

Работа заняла первое место на Всесоюзном конкурсе лучших студенческих работ.

1.2. 1956 г. – дипломный проект.

Предложена схема, сделаны расчеты и выполнен эскизный проект первой в мире пневматической автоматизированной крепи. В составе комплекса работ (новый комбайн, новый конвейер) на закрытом Всесоюзном конкурсе по механизации добычи угля работа заняла третье место после Гипроуглемаша (Москва) и ИГД им. А.А.Скочинского (Люберцы)

2. Специальное конструкторское бюро Горловского машзавода им. С.М.Кирова (СКБ при ГМЗ им. С.М.Кирова) Отдел комбайнов.

2.1. Предложены принцип работы, схема и спроектирован исполнительный орган «Установки для безлюдной выемки на крутых пластах» УВК.

Установка много лет работала на шахтах Донбасса. Описана во всех справочниках и учебниках в мире.

Награжден премией Совета Министров СССР.

2.2. Предложена схема и конструкция оригинальной однопружинной фрикционно-пульсирующей подающей части горнодобывающих машин, которая легла в основу создания врубовой машины ПМГЗ и комбайна «Кировец» - самых распространенных горных машин в СССР. Главный конструктор мощной врубовой машины ПМГ4, созданной по этой схеме.

При изготовлении – ведущий конструктор и руководитель группы внедрения комбайна «Кировец».

2.3. Разработана теория расчета предварительно напряженных заклепочных соединений с учетом температурного воздействия, позволившая значительно усилить конструкцию плоских баров всех типов горных машин, в том числе щелерезных баров на тракторах.

2.4. Методом канонических уравнений решена задача устойчивости буровых вертикально-наклонных ставов с промежуточными нежестко установленными опорами. Теория легла в основу расчетов буровых ставов машин для бурения скважин и проведения ниш на крутом падении.

2.5. Предложена на уровне изобретения схема работы и конструкция принципиально новой буровой управляемой машины МБУ, отличающейся расположением исполнительного органа на вершине става и автоматическим управлением по гипсометрии пласта согласно показаниям датчиков «порода-уголь». Эта машина стала вехой в развитии средств и способов проведения скважин на крутом падении.

Освоен серийный выпуск МБУ.

2.6. Разработана система гидравлического управления положением исполнительного органа комбайна «Универсал». После корректировки комбайн получил название «Луч».

2.7. Главный конструктор буровой пневмохраповичной установки для спасательных работ на крутом падении, отличающейся чрезвычайно легким весом и высокой маневренностью.

Машина была передана ВГСЧ, где успешно применялась для подачи пищи и воздуха шахтерам при завале лавы.

2.8. Предложена теория, конструкция и методика расчета безопорных редукторов на базе двухлинейных закаленных передач с зацеплением Новикова.

3. Головное конструкторское бюро по гидроприводу горных машин при СКБ ГМЗ им. С.М.Кирова

3.1. Совместно со Л.А.Спектором, А.Р.Агранатом, В.Г.Головко и В.П.Олифиром предложена принципиально новая гидравлическая схема с замкнутой циркуляцией рабочей жидкости и вспомогательным подпиточным насосом.

На основе этой схемы созданы новые конструкции насосов, высокомоментных гидромоторов, распределителей, система автоматического регулирования.

Схема и принципы гидроузлов стали классическими в мировом гидромашиностроении и применяются во всех гидросистемах горных и мобильных машин в мире.

В 1964 г. Минуглепром СССР выдвинул эту работу на Ленинскую премию.

3.2. Автор и главный конструктор новой схемы аксиально-поршневых насосов. Выпускаемый серийно насос НАР-01 до настоящего времени обладает самой высокой в мире удельной мощностью.

3.3. Автор (на уровне изобретения) и главный конструктор одно- и двухбарабанных гидравлических лебедок ЛГ для перемещения и предохранения горнодобывающих машин на пластах крутого и наклонного падения.

Эта лебедка, после корректировки получившая название ЛП и СПК, является основным продуктом экспорта Украиной горных машин за рубеж.

Создание лебедки ЛГ отмечено награждением знаком «Шахтерская Слава» III степени и премией Минуглепрома СССР.

3.4. На основании теоретического и экспериментального исследования динамических процессов в гидроприводах с замкнутой циркуляцией рабочей жидкости была предложена теория расчета основных параметров гидромеханизмов гидрофицированных машин. Эта теория легла в основу первой в СССР кандидатской диссертации в области гидропривода горных машин. Реализация выводов этой теории при корректировке гидрофицированного оборудования, начиная в 1966 г., по данным Центрального статистического управления СССР (ЦСУ) давала ежегодно экономический эффект 11,2 млн. руб.

3.5. Автор схемы работы и главный конструктор установки гидравлической ППГ для добычи поваренной соли на мощных ее пластах, обеспечившей получение 5000 т. соли в сутки.

Установка поставлялась во все соледобывающие страны мира.

3.6. Главный конструктор проектов гидравлических механизмов подачи Г442 (комбайн «Донбасс 1Г»); Г404; Г405 (комбайн 1К101, 2К52, КШ1КГ)

4. Кадиевский филиал Коммунарского горнометаллургического института 1971 – 1979 гг.

4.1. Предложена (на уровне изобретения) схема работы и конструкция низкого (до 90 мм) изгибающегося скребкового конвейера для узкозахватных добычных машин. Опытная эксплуатация показала удовлетворительные результаты.

4.2. Предложена принципиально новая схема и теория разделения твердых и жидких сред в загрязненных жидкостях и суспензиях, которая в литературе, стандартах и мировой патентной классификации получила название «гидродинамической» и в своем развитии нашла международное признание в виде «Механики разделения сред».

Практическая реализация гидродинамической теории разделения сред позволила создать десятки типов гидродинамических фильтров, выпускаемых в сотнях тысяч экземпляров и применяемых в Украине, России, ФРГ, Польше, ОАЭ, Молдове, США, Казахстане, Южной Корее.

Только оснащение угольных комбайнов гидродинамическими фильтрами позволило на 30 % снизить в СССР выпуск гидроузлов, благодаря снижению расхода запасных частей, и в 1,5 раза поднять гарантийный срок эксплуатации горнодобывающих машин. По данным ЦСУ общая ежегодная добыча угля в СССР машинами, главным конструктором которых был юбиляр, составила 180 млн. тонн.

Создание гидродинамических фильтров отмечено «Шахтерской Славой» II степени.

4.3. Теоретически и экспериментально обоснованы требования к жидким смазочным материалам и рабочим жидкостям. Впервые была доказана необходимость неньютоновых жидкостей, вязкость которых зависит от относительных скоростей скольжения, причем, чем выше скорость, тем требуется ниже вязкость.

Совместно в Бердянском опытном нефтемаслозаводе была создана и запатентована универсальная полужидкая смазка «Шахтол» для всех видов тяжело нагруженных передач при недостаточно надежных уплотнениях. Ежегодный выпуск этой смазки составляет 20 000 т. в год. Экономический эффект по данным ЦСУ – 12 млн. руб. в год.

Создание смазки «Шахтол» удостоено знаком «Шахтерская Слава» I степени.

4.4. Впервые в мире была предложена и разработана теория работы, даны методы расчета гидроузлов, изготовлена и испытана схема многофазного пульсирующего гидропривода, решившего ряд проблем, органически присущих традиционному однофазному гидроприводу. Работа выполнялась в закрытом формате, все материалы были переданы НИИ и КБ Минобороны СССР, где были успешно использованы.

4.5. Выполнен ряд работ по повышению долговечности механического оборудования, в том числе новые экспресс-методы и способы химмотологической диагностики механических и гидромеханических машин.

Более 30 лет эти методы успешно применяются в угольной промышленности.

4.6. Предложена, теоретически и экспериментально обоснована новая теория гидроабразивноударного разрушения распределительных поверхностных гидроузлов, где были учтены гидродинамические, термодинамические, металловедческие, химмотологические процессы, возникающие при разрушении.

На основании той теории была опубликована методика прогнозного расчета износа отдельных деталей и узлов.

Широкое использование методики в авиационной промышленности, где она стала отраслевым стандартом, показала максимальное расхождение в 18 %.

Теория и практика гидродинамической очистки жидкости, теория гидроабразивноударного разрушения и теория пульсирующего гидропривода легли в основу докторской диссертации, подготовленной в 1979 г. и защищенной в 1987 г. Это была первая докторская диссертация в мире по специальности «Гидравлические машины и гидропнеумоагрегаты».

5. Коммунарский горно-металлургический институт (ныне Донбасский государственный технический университет)

1979 – 2009 гг.

5.1. Предложена, разработана и выпускается нетвердеющая герметизирующая замазка, позволившая резко снизить расход нефтепродуктов, упростить технологию и стоимость изготовления деталей и узлов машин и повысить долговечность их эксплуатации.

5.2. Впервые научно обоснованы требования и методы контроля водомасляных эмульсий для гидросистем механизированных крепей, гидромуфт и гидропередвижчиков, а также условий их применения и эксплуатации.

Для координации и развития работ в области создания и применения смазочных материалов, рабочих жидкостей и средств их кондиционирования при КГМИ была создана под руководством юбиляра «Отраслевая научно-исследовательская лаборатория смазочных материалов и рабочих жидкостей Минуглепрома СССР» (ОНИЛ СРЖ), ставшая головной в отрасли.

Совместно в ИГД им. А.А.Скочинского ОНИЛ СРЖ разработан комплекс нормативных документов, касающихся всех вопросов при-

менения, эксплуатации, создания и норм расхода смазочных материалов и рабочих жидкостей. Эти нормативные документы действуют в отрасли более 30 лет.

5.3. Разработан совместно со Славнефтехимом и испытан новый эмульсол, который при разбавлении обычной водой в 50 – 100 раз применяется в качестве рабочей жидкости для гидросистем шахтной крепи. Создание эмульсола «Универсал» было этапным, поскольку в качестве базы были приняты синтетические жидкости. Новый эмульсол был признан международной ассоциацией лучшим в мире, он получил ее сертификат 7-го Люксембургского протокола, USO 9001 и награжден Золотой медалью лучшего продукта Украины.

Эмульсол «Универсал» единственный из отечественных продуктов допущен Госстандартом Украины для применения в угольной промышленности.

5.4. Предложена новая реологическая смазка «Унимаст» для редукторов тяжелонагруженных машин. Промышленные испытания показали повышение в 2 – 3 раза долговечности работы этих редукторов и снижение в 3 – 4 раза расхода смазочных материалов.

Создание эмульсола и смазок нового поколения отмечено знаком «Шахтерская Доблесть» III степени.

5.5. Разработана теория и конструкция полнопоточных роторных гидродинамических очистителей для топлив в авиационной и ракетной технике. Используется также для очистки крахмала в Южной Корее.

5.6. Разработан и выпускается типоразмерный ряд очистителей высокой производительности для очистки загрязненных жидкостей в оборотных системах и для очистки пластовых вод при добыче нефтей. Эти очистители широко применяются в металлургической и коксохимической промышленности, на Анастасьевском месторождении нефти и в компании «Лукойл».

5.7. Создана установка для сверления пушечными сверлами отверстий малого диаметра и большой длины в распредвалах автомобилей.

Экономический эффект от внедрения только одной установки на «Автовазе» составил 640 тыс. долларов в год.

5.8. Предложена, спроектирована и внедрена система орошения угольных комбайнов, отличающаяся непрерывной работой в течение неограниченного времени без технического обслуживания. Эта система утверждена в качестве обязательной в угольной промышленности Польши.

За создание новой системы орошения юбиляру присвоено звание «Заслуженного спасателя Республики Польша».

5.9. Предложена новая схема гидроприводов угольных комбайнов, позволяющая существенно снизить аварийность и повысить производительность горнодобывающих машин. Схема утверждена «Укруглешем» и в настоящее время изготавливаются опытные образцы комбайнов.

Публикации

Всего опубликовано 305 печатных работ, из которых 3 монографии (одна удостоена Золотой медали ВДНХ СССР), 8 учебных пособий (5 – грифом МОН), 102 изобретения, в том числе патенты Украины, России, Польши, Германии. Статьи издавались на русском, украинском, немецком, польском, английском, латвийском, арабском, сербском, чешском, венгерском и молдавском языках.

Подготовка научных кадров

Руководил подготовкой 2-х докторов наук (один из России) и 8 кандидатов (2 – из России, 1 – из Азербайджана, 1 – из Иордании, 4 – из Украины).

В качестве приглашенного профессора читал лекции в университетах Киева, Харькова, Донецка, Одессы, Сум, Кременчуга, Краматорска, Луганска, Риги, Перми, Москвы, Ленинграда, Калуги, Владимира, Цитгау (Германия), Осгравы (Чехия), Гливиц (Польша), Белграда (Югославия).

Член докторского Совета по защитах диссертаций при Харьковском национальном техническом университете и кандидатского Совета при Сумском государственном университете.

Член редколлегии сборников научных трудов Сумского, Харьковского и Донбасского университетов, международного сборника «Прикладная гидравлика и пневматика».

Общественная работа

- 1) Председатель шахматного клуба Донецкого индустриального института им. Н.С.Хрущева (ДИИ им. Н.С.Хрущева);
- 2) Второй секретарь комитета комсомола ДИИ им. Н.С.Хрущева;
- 3) Председатель ВОИР Горловского машзавода им. С.М.Кирова;
- 4) Член бюро Донецкого обкома профсоюза машиностроителей;
- 5) Инструктор-тренер СССР по альпинизму;
- 6) Член Головного горноспасательного отряда СССР;
- 7) Член парткома КГМИ

Звания и награды

Член-корреспондент Академии горных наук Украины; действительный член (академик) Международной Академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности; академик Академии технологических наук Украины; Отличный работник Высшей школы СССР; Заслуженный работник образования Украины; Почетный горноспасатель СССР; Заслуженный спасатель Республики Польша.

Знаки отличия: «Изобретатель СССР»; «Шахтерская Слава» I, II и III степени; «Шахтерская доблесть» III степени; «За верность шахтерскому труду», «Золотой Знак академика Технологической Академии наук»; Медаль им. Ломоносова МАНЭБ; 5 золотых медалей ВДНХ СССР и УССР; «Почетная грамота Минуглепрома СССР и ЦК профсоюза угольщиков»; «Почетная грамота за выдающийся вклад в развитие мирового гидропривода»; «Почетная грамота Министерства образования и науки Украины».

Учеба и повышение квалификации

1. Донецкий индустриальный институт им. Н.С. Хрущева 1951–1956 гг.
2. Горловский институт патентоведения 1959 – 1961 гг.
3. Всесоюзный семинар инструкторов-методистов по туризму 1965 г.
4. Центральная Всесоюзная школа альпинизма 1969 г.
5. Всесоюзный семинар заведующих кафедрами ТММ и Деталей машин, г. Киев 1980 г.
6. Всесоюзный семинар заведующих кафедрами гидравлики, Москва 1981 г.
7. Всесоюзный семинар заведующих кафедрами гидравлики 1986 г.

СОДЕРЖАНИЕ

Раздел "Разработка полезных ископаемых"

<i>Литвинский Г. Г.</i> ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ – НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ	5
<i>Фрумкин Р.А., Окалелов В.Н., Самкова Э.Р.</i> ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ ИНФОРМАЦИИ, ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	19
<i>Антощенко Н.И., Сятковский С.Л., Филатьев М.В.</i> О КЛАССИФИКАЦИИ И ФАКТОРАХ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СХЕМ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	31
<i>Корнеев С.В., Доброногова В.Ю.</i> ДИНАМИКА ЗАБОЙНЫХ СКРЕБКОВЫХ КОНВЕЙЕРОВ С ГИДРАВЛИЧЕСКИМИ НАТЯЖНЫМИ УСТРОЙСТВАМИ	44
<i>Кузьменко В.И.</i> МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СОЕДИНЕНИЯ НСЗЛ-ТИПА ЛЕНТ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ	52
<i>Фесенко Н.С.</i> ПЕРСПЕКТИВЫ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЕМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	60
<i>Лисица В.Е., Шкурский Е.Ф.</i> ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕХОДА МАЛОАМПЛИТУДНЫХ РАЗРЫВОВ ОЧИСТНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ УГЛЯ, ЕГО РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ И ОХРАНЫ НЕДР.....	67
<i>Чехлатый Н.А.</i> ПЕРЕХОДНЫЕ СОСТОЯНИЯ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ ПРИ ПОСАДКЕ И СНЯТИИ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ С ОСНОВАНИЙ.....	75
<i>Карлова В.В.</i> СПОСОБ СЪЕМОК ПОДКРАНОВЫХ ПУТЕЙ В ЦЕХАХ С БОЛЬШОЙ ПРОТЯЖЕННОСТЬЮ ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ В АГРЕССИВНЫХ СРЕДАХ	91

<i>Шкурский Е.Ф., Лисица В.Е.</i> ПРОГНОЗИРОВАНИЕ МАЛОАМПЛИТУДНЫХ СБРОСОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПО РАЗМЕРУ СМЕСТИТЕЛЕЙ	95
<i>Козаков В.И., Базарова Е.В.</i> РЕШЕНИЕ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЗАДАЧ НА ПЛАНЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	100
<i>Ларченко В.Г., Хоружая Н.В.</i> СПОСОБЫ ИЗМЕРЕНИЯ ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ И ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ ОБЪЕКТОВ	106
<i>Нечепуренко М.С., Сиротіна К.Ю.</i> ЩОДО ЗАДАЧІ З ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ КРІПЛЕННЯ РОБОЧОЇ ПОВЕРХНІ ВІБРАЦІЙНОГО ГРОХОТУ	110
<i>Касьян С.И.</i> ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УПРОЧНЕНИЯ НЕУСТОЙЧИВОЙ КРОВЛИ ХИМИЧЕСКИМ АНКЕРОВАНИЕМ НА СОПРЯЖЕНИЯХ ЛАВ С ПОВТОРНО ИСПОЛЬЗУЕМЫМИ ВЫРАБОТКАМИ	116
<i>Павлов Е.Е.</i> АНАЛИЗ НЕГАТИВНЫХ ПОСЛЕДСТВИЙ ПЕРЕБОРОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	125
<i>Бубунец Ю.В.</i> ПОТЕНЦИАЛЬНАЯ ПРОГНОЗИРУЕМОСТЬ МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ	134
<i>Ермаков А.Н.</i> РОЛЬ УГЛЯ В ПОТРЕБЛЕНИИ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ	144

Раздел "Металлургия"

<i>Петрушов С.Н., Русанов И.Ф., Русанова Н.И.</i> ОСОБЕННОСТИ ПОДГОТОВКИ И ПОДАЧИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ЗАЖИГАТЕЛЬНЫЙ ГОРН АГЛОМЕРАЦИОННОЙ МАШИНЫ	151
<i>Петрушов С.Н., Русанов И.Ф., Мыцык Н.А.</i> ОСОБЕННОСТИ СЖИГАНИЯ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ В ЗАЖИГАТЕЛЬНОМ ГОРНЕ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ МАШИНЫ.....	159

<i>Василев Я.Д., Коноводов Д.В., Василев Э.Я.</i> ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНТАКТНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВОЙ МОДЕЛИ НАПРЯЖЕНИЙ ТРЕНИЯ	165
<i>Гринкевич В.А., Кузьмина О.М.</i> К РЕШЕНИЮ КРАЕВЫХ ЗАДАЧ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ В РАМКАХ НЕПРЯМОЙ ГРАНИЧНО-ИНТЕГРАЛЬНОЙ ФОРМУЛИРОВКИ	176
<i>Безверхий И.В., Томаш А.А.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ИНТЕНСИФИЦИРУЮЩИХ ФАКТОРОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ	185
<i>Куберский С.В.</i> ДУГОВОЕ ГЛУБИННОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ПРИМЕСЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ В МЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РАСПЛАВЫ	195
<i>Ершов В.М., Коробко Т.Б.</i> РЕНТГЕНОВСКИЙ АНАЛИЗ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ШЛИФОВАННОЙ БЫСТРОРЕЖУЩЕЙ СТАЛИ	206
<i>Боровик П.В., Луценко В.А., Ульяницкий В.Н.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ УДЕЛЬНОЙ РАБОТЫ РЕЗАНИЯ ОТ ШИРИНЫ РЕЖУЩЕЙ КРОМКИ НОЖА	212
<i>Куберский С. В., Дорофеев В. Н., Васильев Д. Б.</i> ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ В ПЕЧАХ С ЖИДКОЙ ШЛАКОВОЙ ВАННОЙ	220
<i>Новохатский А.М., Михайлюк Г.Д., Карпов А.В.</i> ПРОБЛЕМЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АНТРАЦИТА КАК ЗАМЕНИТЕЛЯ КОКСА В ДОМЕННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ	225
<i>Семирягин С.В., Смирнова И.В., Божанова Е.С.</i> ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭЛЕКТРОЛИЗА В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЯХ	233
<i>Куберский С.В., Куберская Н.В., Федотов О.В.</i> ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ ИЗ КОРРОЗИОННОСТОЙКОЙ СТАЛИ.....	240

<i>Проскуріна І.В., Батлук В.А.</i> МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ПРОЦЕСУ ВЛОВЛЕННЯ ПИЛУ В КОКСОХІМІЧНОМУ ВИРОБНИЦТВІ.....	245
<i>Проценко М.Ю, Куберский С.В., Эссельбах С.Б.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ШЛАКА ПРОИЗВОДСТВА СИЛИКОМАНГАНА МЕТОДОМ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ	255
<i>Иванов А.П., Иванова И.А.</i> МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ В ПРОКАТНЫХ ШВЕЛЛЕРАХ ПОСЛЕ ЛОКАЛЬНЫХ ТЕРМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ.....	261
<i>Васильев Д.Б., Куберский С.В., Кравченко В.М.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАМЕНЫ СТАЛЬНОГО ЛОМА ЖЕЛЕЗОРУДНЫМИ БРИКЕТАМИ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРАХ КОМБИНИРОВАННОГО ДУТЬЯ.....	270
<i>Кубышкина И.А., Базарова Е.В., Барташ И.А.</i> ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕТАЛЕЙ МАШИН ПРИ ПОМОЩИ SOLID WORKS.....	277
<i>Данько Н.А., Сова И.О., Пронина О.Н.</i> ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕТАЛЕЙ МАШИН ПРИ ПОМОЩИ КОМПАС – 3D	284
<i>Данько А.В.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИ АСИММЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКЕ	289
<i>Бревнов А.А.</i> ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАДАЧИ ДВИЖЕНИЯ ЗАКРУЧЕННОГО ПОТОКА В КОЛЬЦЕВОМ ЗАЗОРЕ	295
<i>Лысенко Е.В.</i> ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТЫЙ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИ ВЫГОДНЫЙ СПОСОБ УТИЛИЗАЦИИ БЫТОВЫХ ПОЛИМЕРНЫХ ОТХОДОВ	306

Раздел "Строительство"

- Дрозд Г.Я., Пазин В.В.* МОНТАЖНОЕ И МОНТАЖНО-ИСПЫТАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ БЕЗДЕФЕКТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКЛАДКИ ПОДЗЕМНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ..... 318
- Мочалин Е.В., Мочалина И.Г.* МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕЧЕНИЙ ВБЛИЗИ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ ЦИЛИНДРА С ПРОНИЦАЕМОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ..... 326
- Черных О.А., Сова И.О., Балашова-Сукач Я.А.* ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ПРИ ПОМОЩИ ПК ЛИРА..... 334
- Яцына В.Н., Поддубный С.В.* ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД В ПРОИЗВОДСТВЕ СИЛИКАТОБЕТОННЫХ ИЗДЕЛИЙ..... 342
- Антошина Т.В., Иванов А.П.* ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ МАГНИТНЫХ СВОЙСТВ МАТЕРИАЛА ОТ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПЛАСТИН ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ ЛОКАЛЬНОГО НАГРЕВА 347
- Отрош Ю.А.* ОСОБЕННОСТИ ИСПЫТАНИЯ МЕТАЛЛА В СТРОИТЕЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЯХ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЛОКАЛЬНОГО РАЗРУШЕНИЯ 356

Раздел "Электротехника. Радиотехника"

- Заблодский Н.Н., Лупанов А.В., Филатов М.А., Грицюк В.Ю.* РАСЧЁТ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО МОМЕНТА ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНОГО ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ 364
- Кравченко В.М., Сидоров В.А.* ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ 373

<i>Заблодский Н.Н., Квасов В.А., Филатов М.А., Лукьянов Н.В.</i> МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОЦЕССА ТЕПЛООБМЕНА ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНОГО ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ ШНЕКОВОГО ТИПА.....	382
<i>Лущик В. Д., Иваненко В.С., Каранка В.Д.</i> АСИНХРОННЫЙ КАСКАДНЫЙ ДВИГУН З СУМІЩЕНОЮ ФАЗНОЮ ОБМОТКОЮ НА РОТОРІ.....	391
<i>Заблодский Н.Н., Андросчук А.Д.</i> О ПРИМЕНЕНИИ ЭЛЕКТРООБОГРЕВА В КОКСОХИМИЧЕСКОЙ И ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....	399
<i>Мотченко А.И., Кобец Д.В.</i> СИСТЕМА НЕЧЕТКОГО УПРАВЛЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИМИ ОБЪЕКТАМИ С ФУНКЦИЕЙ ОГРАНИЧЕНИЯ КООРДИНАТ	406
<i>Коцемир И.А.</i> АЛГОРИТМ И ПРОГРАММА РАСЧЕТА ОПТИМАЛЬНОЙ НАСТРОЙКИ СИСТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ С П – РЕГУЛЯТОРАМИ.....	413
<i>Саратовский Р.Н.</i> ИСТОЧНИК СТАБИЛИЗИРОВАННОГО ТОКА ДЛЯ ПИТАНИЯ УСТАНОВОК ИНДУКЦИОННОГО НАГРЕВА НА БАЗЕ ТИРИСТОРНОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ ЧАСТОТЫ	422
<i>Комісаренко О.І., Ламанов С.Л.</i> ДОСЛІДЖЕННЯ СХЕМИ КОМУТАЦІЇ З КЕРОВАНИМИ ДУГОГАСНИМИ КОНТАКТАМИ.....	433
<i>Халимов В.В., Синяев А.Ю.</i> ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ТОКОВ КОРОТКОГО ЗАМЫКАНИЯ В ШАХТНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЯХ СЛОЖНОЙ КОНФИГУРАЦИИ....	439
<i>Гонтовой С.В. Емельянов В.А.</i> ИНФОРМАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА МЕТАЛЛОВ.....	448
<i>Егорова Т.И.</i> ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ АСР ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА ТРУБЧАТОЙ ПЕЧИ.....	454

“CHAPTER “DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS”	461
CHAPTER “METALLURGY”	464
CHAPTER “CIVIL ENGINEERING”	469
CHAPTER “ELECTRICAL ENGINEERING. RADIOTECHNOLOGY”	471
Требования к рукописям научных статей и порядок их рассмотрения при подготовке к выпуску сборника научных трудов ДонГТУ	474
Научные и конструкторские работы профессора, доктора технических наук Финкельштейна Зельмана Лазаревича	477

НАУКОВЕ ВИДАННЯ

ЗБІРНИК НАУКОВИХ ПРАЦЬ ДОНБАСЬКОГО ДЕРЖАВНОГО ТЕХНІЧНОГО УНІВЕРСИТЕТУ

Випуск 28

Головний редактор

Заблудський М.М. – докт. 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,
Г.Я. Дрозд – докт. техн. наук,
В.О. Луценко – докт. техн. наук,
В.Н. Ульяницький – канд. техн. наук,
Ю.Е. Паеранд – канд. техн. наук,
С.А. Скомська – секретар редакційної колегії

Комп'ютерна верстка Н.Б. Трофімова

Підп. до друку	. Формат 60×84 ¹ / ₁₆ . Папір офс.
Друк RISO. Ум.друк.арк.	Зам. № Наклад 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