

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И
НАУКИ УКРАИНЫ

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

ДОНБАССКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА



ВЫПУСК 23

Алчевск 2007

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

**СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ
ДОНБАССКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА**

Издается с июня 1999 года

Выпуск 23

Алчевск
2007

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 редакционной коллегией ДонГТУ
(Протокол № 5 от 27.04.2007)*

Главный редактор

Заблодский Н.Н. – канд. техн. наук

Редакционная коллегия:

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

С41 Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 23 – Алчевск: ДонГТУ, 2007 – 412 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, 2007

Адрес электронной почты: info@dmmti.edu.ua

**РАЗРАБОТКА
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

*Докт. техн. наук, профессор Бабиюк Г.В.
канд. техн. наук Смекалин Е.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПОКАЗАТЕЛИ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ КАК СЛУЧАЙНЫЕ ВЕЛИЧИНЫ

На підставі дослідження діяльності прохідницьких бригад ДП «Свердловантрацит» обґрунтована необхідність та наведені теоретичні засади описування показників гірничопрохідницьких робіт як випадкових величин.

Рассматривая горнопроходческие работы (ГПР) как организационно-технологическую систему, функционирующую в изменчивых и неопределенных условиях [1], установлено, что производственная деятельность проходческих бригад характеризуется совокупностью случайных величин, изменяющихся во времени. Основными причинами изменчивости показателей при сооружении горных выработок являются:

- вероятностная сущность организационно-технологических взаимосвязей и многовариантность информационно-материальных отношений, в которые вступают при сооружении выработок субъекты горностроительной системы на всех уровнях производственной иерархии;

- отсутствие информации о многих влияющих факторах из-за незнания и случайного распределения свойств массива горных пород, что ведет к искажению данных о производительности оборудования и выработке рабочих в конкретных условиях;

- недостаточность навыков у инженерно-технических работников для выбора и использования методов принятия и реализации многовариантных решений при производстве горнопроходческих работ в условиях перехода от экстенсивных к интенсивным способам хозяйствования;

- ограниченность возможностей в сборе, хранении и переработке информации об изменчивых свойствах горных пород по трассе сооружения выработки, в том числе в результате ведения горных работ;

- непредсказуемость геомеханических процессов и явлений при проведении выработок, проявляющихся зачастую в виде стихийных бедствий (прорывов воды, горных ударов, внезапных выбросов пород и газа, вывалов и пр.), которые оказывают серьезное отрицательное влияние на результаты производственной деятельности и являются источником непредвиденных затрат;

- соподчиненная роль ГПР по отношению к более общей цели (добыче полезного ископаемого), что выражается в наличии противоборствующих тенденций и даже конкуренции со стороны других производственных участков, и, в первую очередь, ведущих очистные работы;
- недостаточность материальных, трудовых и финансовых ресурсов или несвоевременность обеспечения ими;
- несбалансированность хозяйственного механизма (планирования, ценообразования, материально-технического снабжения, финансово-кредитных взаимоотношений) на уровне вышестоящей производственно-хозяйственной системы, что ведет к появлению целевой неопределенности;
- неустойчивость социально-экономических взаимоотношений в стране, что проявляется в отсутствии заинтересованности в результатах своего труда, различии социально-психологических установок и стереотипов поведения при выполнении производственных заданий.

В подобных изменчивых и во многом неопределенных производственных условиях эффективность горнопроходческих работ и связанных с ними процессов подземной разработки месторождений полезных ископаемых в значительной степени зависит от того, насколько правильно учтены случайные факторы при определении показателей ГПР. Изменчивые свойства массива горных пород и вероятностная сущность организационно-технологических взаимосвязей приводят к тому, что показатели, с помощью которых оценивается эффективность деятельности проходческих бригад, принимают случайные значения, поэтому должны определяться как случайные величины с использованием вероятностно-статистических методов. Вместе с тем, деятельность проходческих бригад в рамках отдельных видов выработок и типов технологических схем отличается определенной общностью и поэтому показатели ГПР, наряду с явным проявлением вероятностного характера оценок, обладают в той или иной степени свойствами функциональных зависимостей, исследуемых методами теории случайных функций [2].

Вероятностно-статистические модели при рассмотрении технологии проведения горных выработок впервые использованы в работе [3], в которой случайность при определении надежности отдельных горнопроходческих процессов предлагалось учитывать с помощью коэффициента готовности, применяемого обычно для оценки вероятности функционирования восстанавливаемых систем [4]. В ИГД им. А.А. Скочинского данный подход расширен на механизированные процессы, выполняемые с помощью нескольких параллельно или последовательно работающих механизмов [5]. Однако, при этом не учитываются отдельные внутризбойные и полностью отсутствуют внезбойные факторы.

Анализируя причины простоев проходческих забоев, автор работы [6] показал, что эффективность их функционирования зависит не только от надежности техники, но и от целого ряда других случайных факторов. Однако, не смотря на это, В.В. Першин, основываясь на [5], в первую очередь принимает во внимание показатели надежности проходческих машин, а вероятностную сущность процесса подвигания забоя выработки учитывает лишь за счет случайных значений коэффициента использования шпура в каждом проходческом цикле.

Такой упрощенный подход к расчету показателей не учитывает присущие сложным системам параметрические отказы, которые увеличивают продолжительность работ, а следовательно снижают производительность труда проходчиков. Поэтому при разработке вероятностно-статистических моделей для определения параметров ГПР более логичным является допущение, что отказ горностроительной системы заключается не в прекращении подвигания забоя, а в реализации случайного события, обусловленного выходом показателей эффективности за нижний предел, и связанным с этим частичным (или полным) невыполнением поставленной задачи [7].

Вероятностная сущность показателей горнопроходческих работ демонстрируется на примере анализа статистических данных о деятельности проходческих бригад в ГП «Свердловантрацит». Анализировались показатели на двух уровнях производственной иерархии: строительства отдельной выработки как совокупности действий всех участников объектной горностроительной системы, направленных на проектирование, создание и использование объекта в соответствии с поставленной целью; комплексного технологического процесса проведения выработки, представляющего собой совокупность действий рабочих в проходческом забое, выполняемых в определенной последовательности с помощью оборудования или вручную с целью преобразования исходных материалов в готовую продукцию (метры выработки постоянного сечения или кубические метры камеры). В состав показателей входили: V_c – среднемесячная скорость строительства выработки, м/мес.; V_{np} – месячные темпы подвигания проходческого забоя, м/мес.; $n_{бр}$ – явочная численность проходческих бригад, чел.; P – производительность труда проходчиков, м/чел.-мес.; k_{pe} – коэффициент использования рабочего времени.

Предполагая, что продолжительность строительства выработки состоит из последовательных периодов времени на выполнение подготовительно-заключительных работ $T_{н.з}$, монтаж-демонтаж оборудования $T_{м.о}$, сооружение технологического отхода $T_{м.о}$, проведение основной части выработки T_{np} и случайных потерь рабочего времени по различным причинам на уровне производственного процесса сооружения вы-

работки T_{nom}^c , скорость строительства выработки через месячные темпы подвигания забоя можно выразить следующим образом:

$$V_c = V_{np} \cdot \frac{L_6}{(L_6 - L_{m.o}) + V_{np}(T_{n.з} + T_{m.o} + T_{m.д} + T_{nom}^c)}, \quad (1)$$

где L_6 и $L_{m.o}$ – протяженность всей выработки и ее технологической части, предназначенной для монтажа оборудования;

V_{np} – скорость проведения протяженной части выработки или, иными словами, месячные темпы подвигания забоя.

Анализируя (1), можно отметить, что дробь представляет собой безразмерный множитель, который демонстрирует различие между скоростями сооружения и проведения выработки. Его величина меньше единицы, в первую очередь, за счет случайных потерь рабочего времени T_{nom}^c , что следует учитывать при составлении планов развития горных работ.

Наиболее значимое влияние на срок сооружения выработки оказывают продолжительность проведения ее протяженной части T_{np} , которая при циклической технологии равна сумме продолжительностей отдельных проходческих циклов: $T_{np} = \sum_{\alpha=1}^{n_u} T_{\alpha}$, где T_{α} – отрезок времени

от начала выполнения одного из процессов цикла до его возобновления, после того, как все процессы будут закончены, определяемый как сумма продолжительностей несовмещенных частей механизированных и ручных процессов, технологических перерывов и потерь рабочего времени на уровне комплексного процесса:

$$T_{\alpha} = \sum_{i=1}^n (T_{m_i} + T_{p_i})(1 - k_{c_i}) + T_{m_n} + \sum_{j=1}^m T_{n_j}, \quad (2)$$

здесь T_{m_i} и T_{p_i} – случайные продолжительности машинных и ручных нормируемых процессов;

k_{c_i} – коэффициент совмещения во времени i -го процесса;

T_{m_n} – продолжительность регламентированных технологических перерывов;

T_{n_j} – случайные потери рабочего времени по j -й причине на уровне проходческого цикла;

m – число потерь рабочего времени;

n – число процессов проходческого цикла.

С учетом выражения (2) месячные темпы проведения выработки выражаются через длину заходки $l_{зах}$ и число циклов в месяц $n_{ц}$ следующей зависимостью:

$$V_{np} = n_{ц} \cdot l_{зах} = \frac{l_{зах} \cdot T_{см} \cdot k_{см} \cdot k_{дн}}{\sum_{i=1}^n (1 - k_{c_i})(T_{m_i} + T_{p_i}) + T_{m_n} + \sum_{j=1}^m T_{n_j}}, \quad (3)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены;

$k_{см}$, $k_{дн}$ – число рабочих смен в сутках и рабочих дней в месяце;

$l_{зах}$ – длина заходки, определяемая при буровзрывной технологии через длину шпура $l_{шп}$ и равная шагу крепи $l_{зах} = l_{кр}$ при комбайновой технологии.

Из уравнения (3) следует, что скорость проведения выработки V_{np} есть случайная величина, ввиду того, что составляющие ее параметры являются случайными. Так, например, длина заходки при буровзрывной технологии, равная $l_{зах} = l_{шп} \cdot \eta$, случайна, ибо при каждом взрыве случайные значения принимает коэффициент использования шпура η (к.и.ш.), математическое ожидание которого можно выразить следующими образом:

$$M(\eta) = \left(\sum_{\alpha=1}^{n_{ц}} \eta_{\alpha} \right) / n_{ц}. \quad (4)$$

Продолжительность проходческого цикла также является случайной величиной, так как составляющие ее параметры в своем большинстве случайны. Так, продолжительности проходческих процессов (T_m и T_p) случайны ввиду изменчивости свойств горных пород, отказов оборудования и прочих факторов, а потери рабочего времени, включающие простои, посторонние и непроизводительные работы, могут быть или не быть, поэтому случайны по своей сути. Следовательно, математическое ожидание продолжительности цикла можно определить по формуле:

$$M(T_{ц}) = \left(\sum_{\alpha=1}^{n_{ц}} T_{ц_{\alpha}} \right) / n_{ц}. \quad (5)$$

Еще больше случайность проявляется при определении производительности труда рабочих, которая на шахтах называется комплексной выработкой и определяется из выражения:

$$P = \frac{M(l_{зах}) \cdot M(n_{ц})}{n_{36}}, \quad (6)$$

где $M(l_{\text{зах}}) = l_{\text{ин}} \cdot M(\eta)$ – математическое ожидание подвигания забоя за один цикл;

$M(n_{\text{ц}}) = T_{\text{см}} / M(T_{\text{ц}})$ – математическое ожидание числа циклов в смену;

$n_{\text{зб}}$ – явочная численность проходческого звена, также являющаяся случайной величиной.

Коэффициент использования рабочего времени $k_{\text{р.в}}$ использовался для анализа потерь рабочего времени и эффективности деятельности проходческих бригад. Он представляет собой показатель, равный, по своей сути, вероятности выполнения в текущий момент времени в нормативном режиме работ, предусмотренных проектом, и определяемый по формуле:

$$k_{\text{р.в}} = \frac{\overline{T_n}}{\overline{T_n} + \overline{T_n}} = \frac{1}{1 + \sum_{j=1}^{\eta} k_{n_j}}, \quad (7)$$

где $k_{\text{р.в}}$ – коэффициент использования рабочего времени; если $T_n = 0$, то $k_{\text{р.в}} = 1$, с ростом потерь он стремится к нулю;

$\overline{T_n}$ и $\overline{T_n}$ – соответственно средние величины нормативных затрат и потерь рабочего времени за достаточно продолжительный период;

k_{n_j} – коэффициент, характеризующий долю j -го вида потерь рабочего времени.

Для определения показателей на уровне комплексного процесса из статистических выборок были удалены наблюдения, соответствующие месяцам, когда выполнялись подготовительно-заключительные работы, сооружался технологический отход, монтировалось или демонтировалось оборудование. С этой целью результаты работы проходческих бригад представлялись в виде графического распределения показателей по месяцам, пример которого приведен на рис. 1 для 3-й схемы (буропогрузочная машина 2ПНБ-2Б), которая применялась при проведении конвейерных уклонов № 108 и № 112 на шахте "Должанская-Капитальная". Как следует из рис. 1 переход бригады из уклона №108 в уклон №112 произошел в январе-феврале 2005 года, чем и объясняется резкое снижение скорости проходки. Поэтому показатели работы бригады за эти месяцы не следует учитывать в выборках на уровне комплексного процесса, т.е. при определении скорости проведения выработки.

Примеры эмпирических и теоретических распределений показателей даны на рис. 2 и рис. 3 для наиболее общих выборок путем сравнения случайных величин на уровне производственного и комплексного процессов, причем для коэффициента использования рабочего времени, кроме нормального (H) и гамма (Γ) распределений, приведены кривые бета (B) распределения.

Данные обрабатывались с использованием ЭВМ. Методика, кроме расчета статистических характеристик, предусматривала подбор интервалов для группированного вариантного ряда, построение гистограммы и теоретических распределений случайной величины, которые сравнивались с эмпирическими с помощью критериев согласия при уровне значимости $\alpha=0,05$. Особенность расчета состояла в использовании при проверке гипотез о распределении случайной величины, кроме критерия Пирсона χ^2_α , критерия согласия Колмогорова $\lambda_{кр}$.

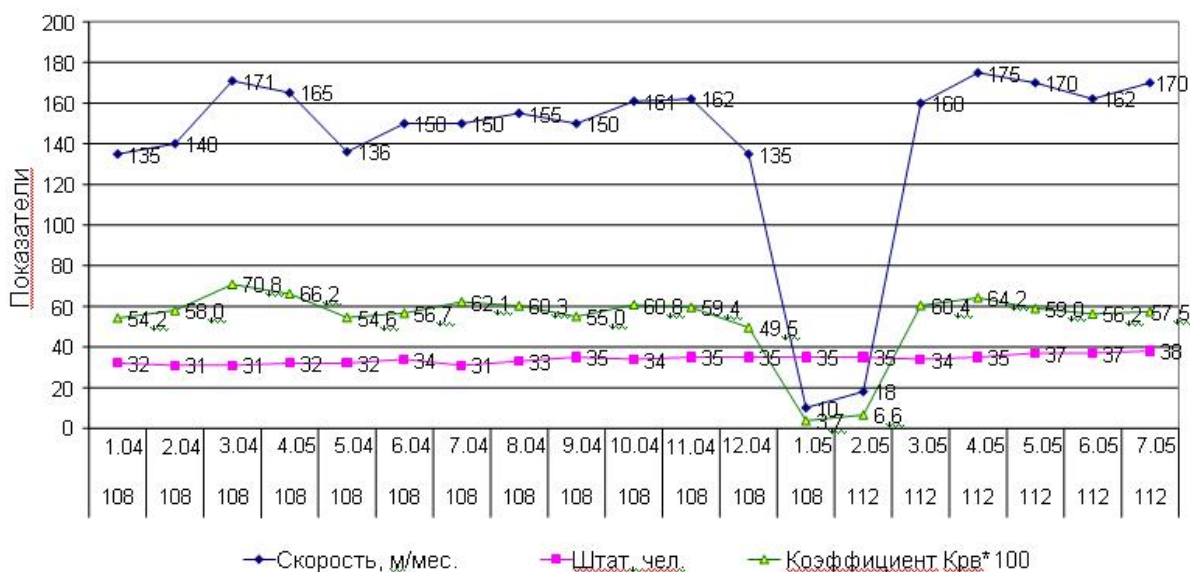


Рисунок 1 – Распределение месячных показателей при проведении конвейерных уклонов 108 и 112 бригадой Стекланникова (схема 3) на шахте "Должанская-Капитальная"

Анализ результатов позволяет отметить, что на уровне производственного процесса распределения коэффициента рациональности использования рабочего времени $k_{p.e}$ и фактической скорости строительства выработки V_c соответствует гамма-закону. Только в отдельных случаях для объединенных выборок с большим числом наблюдений с эмпирическим распределением не согласуется ни один закон, что объясняется неоднородностью объединенных выборок. Данный вывод хорошо согласуется с сущностью гамма-закона, который включает в себя как частные случаи экспоненциальный и нормальный законы. Действительно, если доля нормативных затрат времени при сооружении выработки много меньше его потерь ($T_{np} \ll T_{ном}$), то эмпирическое распределение приближается к экспоненциальному закону. С ростом параметра формы η гамма распределение стремится к усеченному слева нормаль-

ному закону, который теоретически соответствует случаю отсутствия потерь рабочего времени ($\sum T_{nom} = 0$).

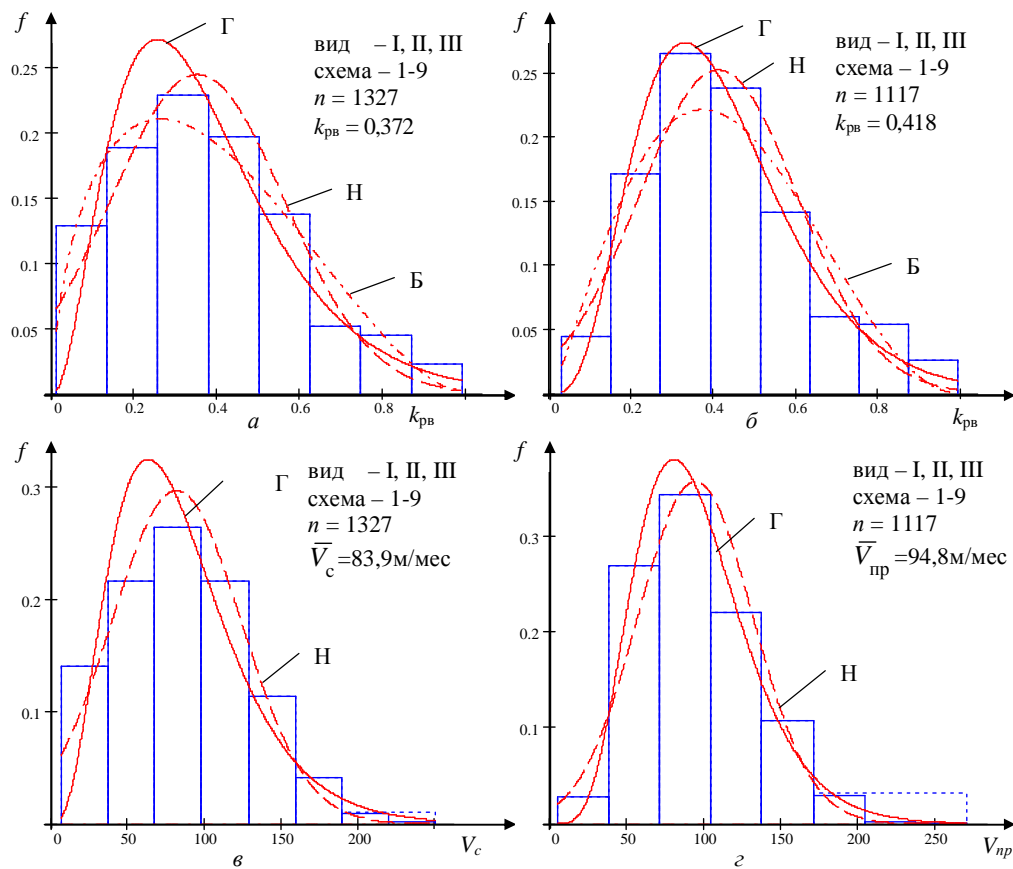


Рисунок 2 – Гистограммы и теоретические нормальные (Н), гамма (Г) и бета (Б) распределения для коэффициента использования рабочего времени $k_{pв}$ и скорости сооружения V_c (проведения – $V_{пр}$) на уровнях производственного (а, в) и комплексного (б, г) процессов

Внешний вид эмпирических распределений для скорости строительства выработок и соответствующих им значений коэффициента использования рабочего времени (рис. 2) практически одинаков для всех видов выработок и технологических схем, так как все гистограммы имеют правостороннюю асимметрию, обусловленную значительной величиной потерь рабочего времени. Средняя скорость строительства выработок в ГП "Свердловантрацит" составила $\bar{V}_c = 83,9$ м/мес с коэффициентом вариации $k_{cв} = 0,51$, при этом среднее значение коэффициента $k_{p.в} = 0,372$. Исключение составляет лишь 9-я технологическая схема, соответствующая проведению штреков вслед за лавой, для которой $\bar{V}_c = 71$ м/мес при $k_{p.в} = 0,596$. В

этом случае вершина функции с максимальной вероятностью (мода) переместилась вправо, а распределение приобрело левостороннюю асимметрию и лучше описывается бета-законом.

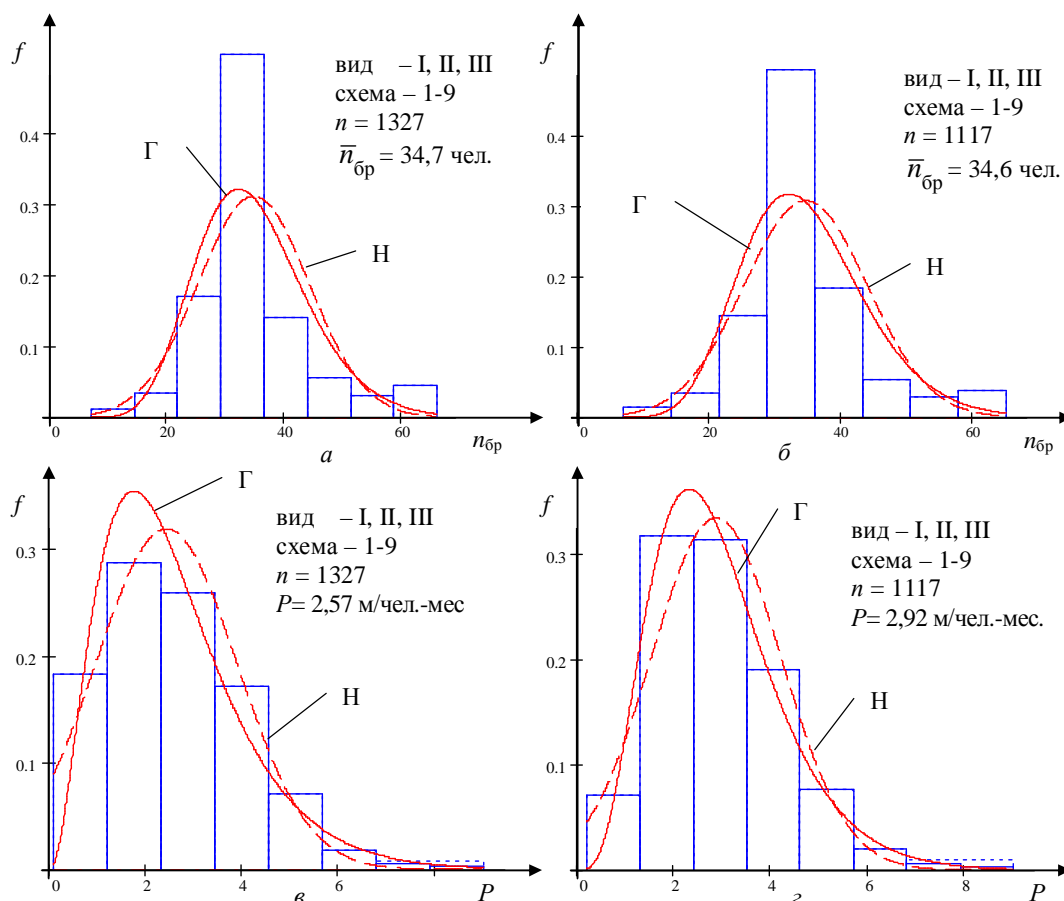


Рисунок 3 – Гистограммы и теоретические нормальные (Н) и гамма (Г) распределения для численности проходческих бригад $n_{бр}$ и производительности труда P на уровнях производственного (а, в) и комплексного (б, г) процессов

Численность проходческих бригад $n_{бр}$ и производительность труда проходчиков P также являются случайными величинами (рис. 3). Распределение численности бригад ближе к нормальному, а кривая имеет меньший размах и более острую вершину. Средняя численность бригад при проведении выработок равна $\bar{n}_{бр} = 34,7$ чел, ($k_{\sigma} = 0,27$), причем между показателями для буровзрывной ($\bar{n}_{бр} = 36,4$ чел, $k_{\sigma} = 0,45$) и комбайновой ($\bar{n}_{бр} = 37,6$ чел, $k_{\sigma} = 0,17$) технологий ощутимой разницы нет, т.е. трудоемкость работ мало влияет на штат проходческих бригад. Исключением являются лишь полевые выработки, сооружаемые буровзрывным спосо-

бом ($\bar{n}_{бр} = 43,6$ чел, $k_{\sigma} = 0,36$). Характерной особенностью этого показателя является малый коэффициент вариации.

Анализ производительности труда проходчиков показал, что она распределяется по гамма-закону, а величина показателя невысока. Так, среднемесячная производительность труда на предприятии равна $P = 2,88$ м/чел-мес ($k_{\sigma} = 0,57$), в том числе при буровзрывной технологии $P = 2,56$ м/чел-мес ($k_{\sigma} = 0,57$) и при комбайновой $P = 2,97$ м/чел-мес ($k_{\sigma} = 0,57$). Из приведенных данных следует, что на предприятии производительность труда проходчиков является стабильной и мало зависит от технологии работ. Некоторый рост скорости сооружения выработки при применении комбайна нивелируется увеличением численности проходческих бригад. Некоторые отличия от средних показателей наблюдаются при проведении штреков комбайнами, где значение $P = 3,79$ м/чел-мес ($k_{\sigma} = 0,57$) – максимально, и сооружении полевых выработок буровзрывным способом, где значение $P = 0,798$ м/чел-мес – минимально.

Связи между среднемесячной скоростью строительства и штатом проходческих бригад на шахтах "Свердловантрацит" не обнаружено. Корреляция между этими параметрами на уровне производственного процесса отсутствует в связи с тем, что в выборку вошли разнородные данные по всем видам выработок и типам технологических схем, а также данные, присущие различным этапам работ, включая сооружение технологического отхода, монтаж (демонтаж) оборудования, простои по различным причинам.

Анализ данных и внешнего вида кривых распределения показателей ГПР для комплексного процесса позволяет отметить, что на этом уровне в целом сохраняются закономерности, которые были установлены при анализе показателей на более высоком уровне производственной иерархии. Однако по всем видам выработок и типам технологических схем отмечен рост среднемесячной скорости проведения выработки, коэффициента использования рабочего времени и производительности труда проходчиков, что объясняется потерями рабочего времени на уровне производственного процесса, которые достигают до 25%. Численность же проходческих бригад осталась прежней, так как работы по проведению выработок и при переходе из одной выработки в другую выполняют одни и те же рабочие. Следует отметить, что на уровне комплексного процесса существенно уменьшилась и вариация всех показателей.

На уровне комплексного процесса стала прослеживаться корреляция между скоростью проведения выработки V_{np} и численностью проходческой бригады $n_{бр}$. Наилучшим образом ей соответствует экспоненциальная зависимость вида $V_{np} = a_0(1 - e^{-a_1 n_{бр}})$, где a_0 и a_1 – параметры регрессионного уравнения, рассчитанные по методу наименьших квадратов.

Таким образом, на основании проведенных исследований можно сделать вывод, что показатели горнопроходческих работ являются случайными величинами, закон распределения которых и функцию изменения во времени можно использовать для определения производственных заданий с учетом вероятности их выполнения. Такой подход позволит объективно назначать месячные планы проходческим бригадам, повысить заинтересованность проходчиков в результатах своего труда, а, следовательно, и темпы проведения выработок.

На основании исследования деятельности проходческих бригад ГП «Свердловантрацит» обоснована необходимость и приведены теоретические основы описания показателей горнопроходческих работ как случайных величин.

On the basis of research of activity of sinking brigades state-enterprise "Sverdlovantrazit" necessity of the description of parameters drivages as random quantities' is proved.

Библиографический список

1. Системное обоснование и разработка многоуровневой модели функционирования горнопроходческих работ: Отчет о НИР (заключительный): 123-ДБ / Донбас. гос. техн. ун-т; рук.: Бабиюк Г.В.; исполн.: Смекалин Е.С. [и др.]. – Алчевск, 2006. – 369с. - № ГР 0103U000237; инв. №0207U000237.
2. Хан Г. Статистические модели в инженерных задачах / Г. Хан, С. Шатино. - Пер. с англ. - М.: Мир, 1969. - 395с.
3. Рогинский В.М. Повышение эффективности проходки горизонтальных разведочных выработок. - М.: Недра, 1978. - 150с.
4. Гнеденко Б.В. Математические методы в теории надежности / Б.В. Гнеденко, Ю.К. Беляев, А.Д. Соловьев. - М.: Наука, 1965. - 524с.
5. Нильва Э.Э. Горно-подготовительные работы на угольных шахтах / Э.Э.Нильва, И.Э. Цейтин. - М.: Недра, 1981. - 216с.
6. Першин В.В. Интенсификация горнопроходческих работ при реконструкции шахт. - М.: Недра, 1988. - 136с.
7. Червоный А.А. Надежность технологических систем / А.А. Червоный, В.И. Лукьященко, Л.В. Котин. - Изд. 2-е, перераб. и доп. - М.: Машиностроение, 1976. - 278с.

*Докт. екон. наук, професор Акмаєв А.І.
канд. техн. наук, доцент Белозерцев В.М.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ФОРМУВАННЯ СТРАТЕГІЧНИХ АЛЬТЕРНАТИВ РОЗВИТКУ ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ В УМОВАХ КРИЗИ

В статті запропоновано методичний підхід до формування стратегічних альтернатив розвитку вугледобувних підприємств в умовах кризи на основі матриці «зовнішнє-внутрішнє середовище».

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

У сучасних умовах розвитку української економіки одним з найбільш актуальних завдань прикладного характеру є розроблення стратегій управління підприємствами різних галузей промисловості. Вирішення подібних завдань має особливе значення для підприємств, які перебувають у кризовому стані. Як показав аналіз, нестійкий стан підприємства, що перебуває в кризі, визначає оцінку його поточного положення й розроблення довгострокових прогнозів розвитку з наступною реалізацією запропонованих управлінських рішень на підставі ефективного використання ресурсів. Ситуація, що склалася, актуалізує проведення досліджень з розроблення антикризових стратегій і відповідних механізмів забезпечення стабільного функціонування підприємства й виведення його із кризового стану.

У зв'язку із чим можна зробити висновок, що вихід із кризи підприємств пов'язаний з усуненням причин, що її викликають, а сам процес планування цього виходу можна розглядати як стратегію й тактику антикризового управління.

За своєю суттю антикризова стратегія, як і стратегія розвитку підприємства, являє собою багатомірну економічну категорію, що охоплює технологію функціонування підприємства й досягнення поставлених цілей. Разом з тим антикризові стратегії мають відмінні риси як у плані їхнього розроблення так і реалізації, які знайшли відображення в працях вітчизняних і зарубіжних дослідників кризових процесів

Аналіз досліджень і публікацій. Аналіз показав, що останнім часом вчені й фахівці значну увагу приділяють проблематиці антикризо-

вого управління. У численних роботах і монографіях пропонуються різноманітні методичні підходи, які дозволяють визначати конкурентні переваги підприємств, вибирати шляхи подолання кризи й розробляти стратегії їхнього розвитку [1-3]. Однак аналіз наукових публікацій з досліджуваних питань дозволив установити, що в них не знайшли належного відображення питань, які пов'язані з розробленням стратегій антикризового управління, які враховують галузеві особливості функціонування промислових підприємств, зокрема, вуглевидобувних. Разом з тим кризовий стан вугільної галузі, відсутність надійного інструментарію, що дозволяє розробляти антикризові стратегії для вуглевидобувних підприємств, актуалізують проведення досліджень із цих питань.

Постановка завдання. Запропонувати методичний підхід до формування стратегічних альтернатив розвитку вуглевидобувних підприємств в умовах кризи з урахуванням специфіки їх функціонування.

Викладання матеріалу і його результати. Для вирішення поставлених завдань в Донбаському державному технічному університеті для вибору стратегій управління вуглевидобувними підприємствами в кризових умовах запропонований методичний підхід, заснований на результатах аналізу внутрішнього й зовнішнього середовища, який дозволяє враховувати кількісну оцінку ступеня цього впливу. Алгоритм реалізації завдання поданий на рис. 1.

На початковому етапі дослідження здійснюється діагностика середовища функціонування підприємства, що є обов'язковим етапом вирішення подібних завдань. Потім вирішується завдання щодо встановлення тенденцій зміни факторів і визначення ступеня їхнього впливу на результати діяльності шахти. Отримані результати оцінки є основою для розроблення стратегій антикризового управління.

Для вирішення подібних завдань багатьма фахівцями використовується SWOT-матриця, що дозволяє встановити стратегічний баланс між інтенсивністю й спрямованістю впливу факторів зовнішнього та внутрішнього середовища [4, с. 58]. Свій розвиток цей аналіз одержав у інших роботах, у яких автори установили залежність між співвідношенням підсумкового впливу зовнішніх і внутрішніх факторів і етапами життєвого циклу розвитку підприємства [5, с. 14]. Для вирішення завдань щодо вибору стратегій був запропонований методичний підхід до вибору стратегій на основі формування матриці «зовнішне-внутрішнє середовище», використання якої дозволяє здійснювати вибір стратегічних альтернатив антикризового управління вуглевидобувними підприємствами (рис. 2). Вихідними даними для побудови цієї матриці є отримані результати кількісного оцінювання ступеня впливу факторів середовища.

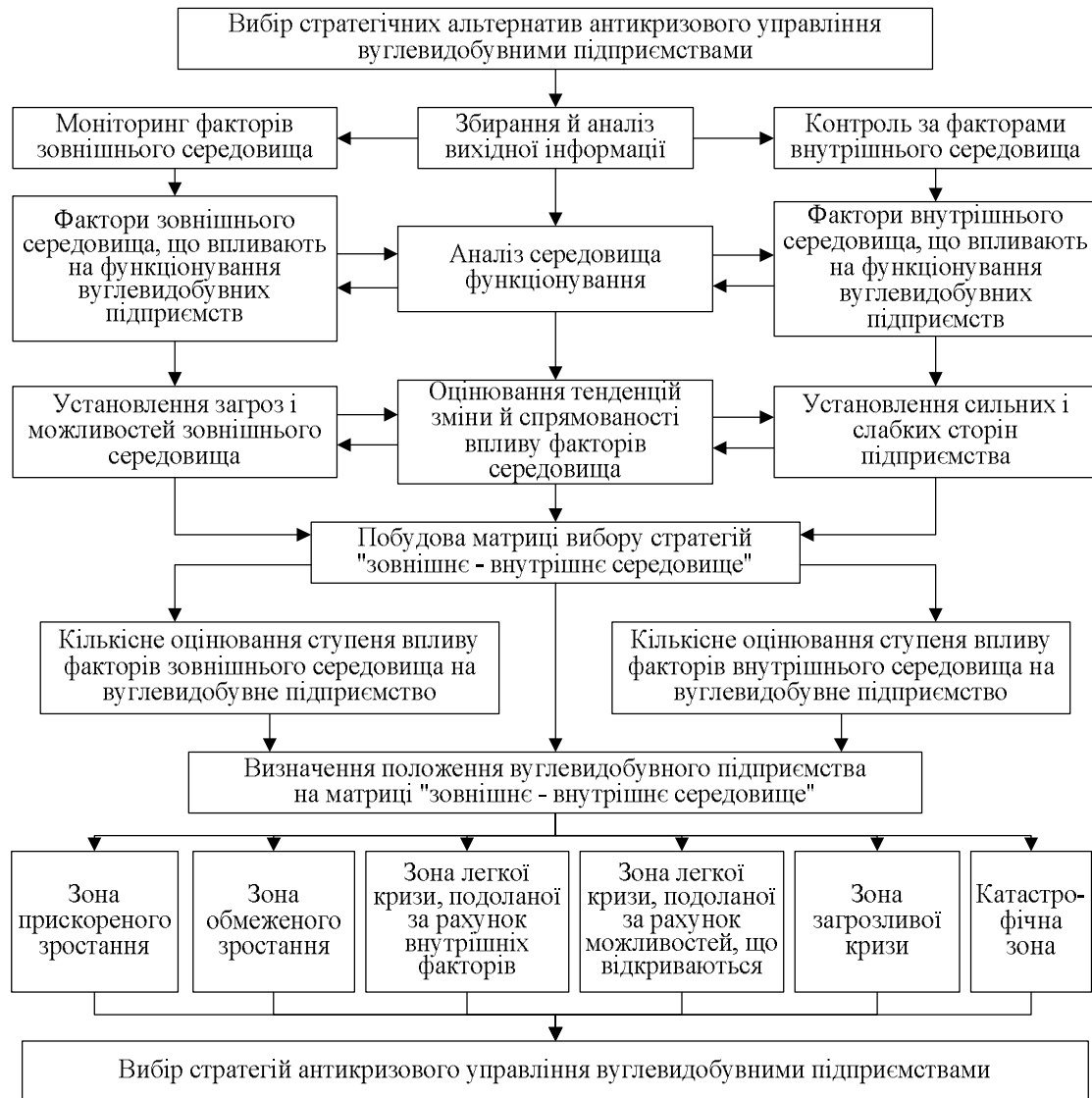


Рисунок 1 – Алгоритм реалізації завдання щодо вибору стратегічних альтернатив антикризового управління вуглевидобувними підприємствами

Поле матриці, що складається із 25 утворених елементів, які характеризують різний ступінь впливу факторів середовища, розділено на шість стратегічних зон: зона прискореного зростання; зона обмеженого зростання; зона легкої кризи, подоланої за рахунок мобілізації сильних сторін підприємства; зона легкої кризи, подоланої за рахунок мобілізації можливостей, що відкриваються зовнішнім середовищем; зона загрозової кризи; катастрофічна зона.

У результаті аналізу оцінюється ступінь впливу й спрямованість факторів зовнішнього і внутрішнього середовища, співвідношення яких дозволяє розмістити досліджувану шахту в одній з виділених стратегічних зон, що відповідає стану розвитку вуглевидобувного підприємства.

Підсумкове значення ступеня впливу факторів зовнішнього середовища

-V <<+V сильне	зона легкої кризи, подоланої за рахунок можливостей, що відкриваються зовнішнім середовищем		зона прискореного зростання		
-V <+V помірне					
-V =+V нейтарльное	зона загрозової кризи		зона обмеженого зростання		
-V >+V загрозливе					
-V >>+V катастрофічне	катастрофічна зона		зона легкої кризи, подоланої за рахунок сильних сторін підприємства		
	-K >>+K	-K >+K	-K =+K	-K <+K	-K <<+K

Підсумкове значення ступеня впливу факторів внутрішнього середовища

Рисунок 2 – Матриця вибору стратегічних альтернатив розвитку вуглевидобувного підприємства «зовнішнє – внутрішнє середовище»

На заключному етапі дослідження аналізуються отримані результати, здійснюється вибір проактивних стратегій антикризового управління й розробляються стратегічні альтернативи розвитку вуглевидобувного підприємства.

Застосовувані для антикризового управління шахтами стратегії мають свою специфіку, яка знаходить своє відбиття в змісті цих стратегій. Стратегічна альтернатива «утримання позицій» означає, що реалізована на теперішній час вуглевидобувним підприємством стратегія, відповідає обраній цільовій настанові і не передбачає надалі істотних змін. Така стратегія, зазвичай, характерна для монопродуктових підприємств, що рідко впроваджують та реалізують інноваційні зміни і мають тривалі життєві цикли. До такого типу підприємств належать і шахти. Ця стратегія визначає можливості вуглевидобувного підприємства збільшувати обсяги видобутку вугілля, за наявності стабільного ринку їхнього збуту.

Стратегії внутрішнього зростання, що реалізуються на шахтах належать до базових стратегій розвитку. Їхнє застосування зумовлює наявність у підприємства необхідних потенційних можливостей, техніки, технології а також достатніх обсягів усіх видів ресурсів для забезпечен-

ня стійкого функціонування без зміни структури, розмірів і положення в галузі. Щодо вуглевидобувних підприємств ця група стратегій означає нарощування обсягів видобутку вугілля за рахунок пошуку внутрішніх резервів, упровадження нових техніко-технологічних рішень на всіх підсистемах і ланках шахти, а також збільшення фронту очисних робіт і кількості механізованих комплексів нового технічного рівня. При цьому шахти, що мають можливість реалізувати такі стратегії, є досить привабливими для потенційних інвесторів.

Група стратегій зовнішнього зростання поєднує стратегії горизонтальної й вертикальної інтеграції, а також стратегії диверсифікації. Їхня сутність полягає в зміні положення й розмірів підприємства в галузі, за рахунок придбання інших підприємств або злиття. Реалізації цих стратегій в галузі повинні передувати етапи, пов'язані з аналізом кон'юнктури ринку, результатів впливу факторів зовнішнього середовища, оцінкою потенціалу підприємств, що об'єднуються або придбаються, та їх інвестиційної привабливості.

У вугільній галузі вертикальна інтеграція здійснюється за рахунок створення холдингів, акціонерних товариств, державних підприємств, шахтоуправлінь і інших об'єднань у межах єдиного виробничого ланцюжка «постачання – видобуток – збут», до складу яких належать, крім шахт, і інші підприємства виробничої інфраструктури. Прикладом вертикально інтегрованих структур є створювані на базі шахт промислово-фінансові групи або інші об'єднання. На практиці такі об'єднання створюються шляхом об'єднання, наприклад, шахти і збагачувальної фабрики.

Різновидом стратегій диверсифікації, яка може бути реалізована у вугільній галузі, є стратегія диверсифікації видів діяльності шахти, що визначає пошук і використання додаткових можливостей виробництва супутніх видобутку вугілля продуктів без зміни характеру основної виробничої діяльності. Реалізація цієї стратегії у вугільній галузі може бути здійснена за декількома напрямками, що в останній час отримали свій розвиток у роботах українських учених і практиків: використання метану і відходів вуглезбагачення; використання шахтних вод і вод відстійників; використання підземних виробок; використання низькоякісного вугілля; використання геотермальної енергії виробництво моторного паливо та інше [6, с.6].

Група стратегій цілеспрямованого скорочення включає стратегії «збирання врожаю», скорочення, мінімізації витрат і ліквідації. На шахтах ці стратегії застосовуються тоді, коли підприємство внаслідок несприятливого впливу факторів зовнішнього і внутрішнього середовища виявилось в кризовій ситуації і не має можливості забезпечувати своє функціонування у звичайному режимі, а змушене шукати шляхи щодо забезпечення свого «виживання». Реалізація стратегії «збирання вро-

жаю» визначає відмову від довгострокових поглядів вуглевидобувного підприємства на розвиток на користь максимального одержання доходів у короткостроковій перспективі. Стратегія мінімізації витрат реалізується на шахтах за погіршення техніко-економічних показників їхньої роботи (зменшення обсягів видобутку вугілля та зростання собівартості його видобутку) й визначає пошук резервів скорочення витрат в усіх підсистемах шахти й проведення відповідних заходів щодо її реалізації. Стратегія ліквідації є крайнім випадком стратегії скорочення й застосовується в тому випадку, коли шахта не має в достатньому обсязі власних ресурсів для забезпечення свого подальшого ефективного функціонування, а також не має можливості залучити додаткові, в тому числі інвестиційні ресурси. Ці стратегії у вугільній галузі застосовуються щодо вуглевидобувних підприємств, які віднесені до групи безперспективних і підлягають закриттю.

У теперішній час у вугільній промисловості одержали поширення стратегії реструктуризації, які застосовуються на шахтах, потенціал котрих дозволяє за рахунок мобілізації внутрішніх ресурсів і залучення додаткових перебороти кризу. Основна мета стратегій цієї групи зводиться до проведення технічного переозброєння шахти або її реконструкції для забезпечення її виживання й подальшого стійкого розвитку.

На сучасному етапі соціально-економічного розвитку під час переходу до ринкової економіки, розповсюдженої серед підприємств, які потрапили в кризову ситуацію, є, так звана, стратегія виживання підприємства реалізація якої для кожного підприємства має свої особливості. У реальній практиці вуглевидобувне підприємство для підвищення обсягів видобутку вугілля і досягнення своїх цілей може одночасно реалізовувати кілька стратегій, комбінуючи їх.

Для кількісного оцінювання впливу факторів середовища на результати функціонування вуглевидобувних підприємств відповідно до запропонованого підходу була сформована група експертів, що складається з 11 науковців і провідних спеціалістів-виробничників, які тривалий час працювали на вуглевидобувних підприємствах. Оцінювання цього впливу проводилося експертами при їхньому індивідуальному опитуванні за допомогою спеціально розроблених анкет, що містять матриці парних порівнянь.

Як показує практика, для прийняття рішень на підставі експертних оцінок, доцільно використовувати усереднені показники. У зв'язку з цим а також з метою спрощення розрахунків під час вибору стратегій, агрегування оцінок експертів здійснювалося за допомогою обчислення середньгеометричного значення їхніх думок на рівні елементів матриць, а прийняття управлінських рішень ґрунтувалося на значеннях уже

усереднених оцінок (c_{ij}^{cp}), занесених у відповідні клітинки матриці $|C^{cp}|$ [7, с. 41].

Оскільки для участі у експертизі були залучені висококваліфіковані фахівці, у процесі агрегування оцінок вагові коефіцієнти кожного експерта не визначалися й не враховувалися, а їхні судження в процесі прийняття рішень приймалися як рівноцінні.

Ураховуючи специфіку функціонування вуглевидобувних підприємств, зовнішнє середовище, що впливає на результати їхньої діяльності, розділено на дві складові - загальне зовнішнє середовище й оперативне середовище, яке має галузеве значення. Загальне зовнішнє середовище безпосередньо не впливає на роботу шахти, але є причиною й умовою обмеження сфери її дії, а також сприяє прискоренню або вповільненню змін, які відбуваються в ній. Особливістю впливу зовнішнього середовища є те, що частина факторів формує загальні умови функціонування підприємств вугільної галузі, які специфічно не впливають на конкретну шахту, інша ж частина факторів загального середовища впливає на кожне вугледобувне підприємство. У зв'язку, з цим пропонується фактори позагалузевого зовнішнього середовища, які опосередковано впливають на функціонування вуглевидобувних підприємств, за масштабом їхнього впливу розділити на дві групи: регіональні фактори, що впливають на всі шахти регіону, й локальні, що впливають на роботу кожної певної шахти. До групи регіональних факторів віднесені: суспільно-економічні, науково-технічні, політико-правові, соціально-демографічні. Групу локальних факторів, що впливають на кожну шахту, становлять: гірничо-геологічні умови, якісні показники вугілля, обсяги запасів вугілля у шахтному полі, а також характеристика вугільних пластів.

Ураховуючи те, що локальні фактори індивідуально впливають на результати діяльності шахт, оцінювання ступеня їхнього впливу для кожного вуглевидобувного підприємства здійснювалося, виходячи з фактичних гірничо-геологічних умов залягання пластів і якісних характеристик вугілля.

Як об'єкт дослідження були обрані шахти ВАТ «Краснодонвугілля» для яких оцінено ступінь впливу факторів внутрішнього середовища на основі показників їх роботи у 2003-2005 роках. Розподіл цих факторів на ті, що позитивно й негативно впливають, здійснювався на підставі визначення середніх значень кожного показника по групі шахт із наступним обчисленням відхилень від цього значення й переведенням їх у бали.

Проведені дослідження дозволяють використовувати результати оцінювання факторів середовища для вирішення завдань щодо вибору стратегічних альтернатив розвитку вуглевидобувних підприємств на пі-

дставі побудови матриці «зовнішнє – внутрішнє середовище». Використовуючи за основні критерії дані моніторингу тенденцій зміни зовнішнього і внутрішнього середовища й зіставляючи сильні й слабкі сторони вуглевидобувного підприємства, які в цілому характеризують його ресурси, з можливостями, що відкриваються, і загрозами, уже на початковій стадії дослідження з'являється можливість вибору стратегічних альтернатив антикризового управління вуглевидобувними підприємствами. Для визначення стратегії на основі матриці «зовнішнє-внутрішнє середовище» була використана наступна шкала поділу на зони осей матриці, що характеризують підсумкове співвідношення факторів, які впливають позитивно і негативно: катастрофічне ($<-1,5$); загрозове ($-1,49 \div -1,1$); нейтральне ($-1,09 \div +1,1$); помірне ($+1,11 \div +1,5$); сильне ($>+1,51$) Стратегії й стратегічні альтернативи, що рекомендуються до реалізації на шахтах ВАТ «Краснодонвугілля» наведені в таблиці 2.

Таблиця 2 - Стратегічні альтернативи розвитку, що рекомендуються для шахт ВАТ «Краснодонвугілля»

Найменування зони	Шахти ВАТ «Краснодонвугілля»	Стратегії, що рекомендуються	Стратегічні альтернативи
Зона прискореного зростання	ш. «Самсонівська - Західна», ш. ім. М.П. Баракова, ш. ім. 50-річчя СРСР	Стратегія зростання	Стратегії концентрованого зростання в напрямку посилення позицій на ринку за рахунок збільшення обсягів видобутку вугілля
Зона обмеженого зростання	ш. «Горіхівська», ш. «Дуванна» ш. «Молодогвардійська»	Стратегія обмеженого зростання	Стратегія збереження позицій
Зона загрозової кризи	ш. «Суходольська-Східна»	Стратегія реструктуризації	Мінімізація витрат, реконструкція
Катастрофічна зона	ш. «Північна», ш. «Галівська»	Стратегії скорочення й ліквідації	Деінвестування «збирання врожаю», скорочення й ліквідація

Висновки і напрямки подальших досліджень. Проведені дослідження показали, що лідируючі позиції займає шахта «Самсонівська-Західна», потенціал якої дозволяє реалізовувати стратегію концентрованого зростання за рахунок збільшення обсягів видобутку вугілля з очисних вибоїв. Такі ж можливості щодо реалізації цієї стратегії мають шахти ім. 50-річчя СРСР та ім. М.П. Баракова. Наявність підготовленого фронту очисних робіт і механізованих комплексів нового технічного рівня дозволяють забезпечити ефективну реалізацію стратегії зі збільшення обсягів видобутку вугілля.

Для шахт «Горіхівська», «Молодогвардійська» і «Дуванна», розташованих у зоні обмеженого зростання, можуть бути рекомендовані стратегічні альтернативи щодо збереження своїх позицій, займаних у теперішній час, без зміни поточної стратегії. Проведені роботи з технічного відновлення парку очисного устаткування за наявності необхідних внутрішніх ресурсів дозволяють шахтам забезпечувати стійке положення.

Хитке становище шахти «Суходольська-Східна», яка розташована в загрозовій кризовій зоні, зумовлене несприятливим впливом локальних факторів зовнішнього середовища й залученням додаткових людських і фінансових ресурсів для подолання цього впливу. Значне метановиділення зумовлює застосування складних схем видобутку вугілля, проведення заходів щодо дегазації пластів і підтримки значного обсягу підготовчих виробок, що збільшує трудомісткість робіт і зумовлює зростання собівартості видобутку вугілля. У такій ситуації вуглевидобувному підприємству можуть бути рекомендовані стратегії, пов'язані зі скороченням витрат і реконструкцією.

Найбільш складне становище займають шахти «Північна» й «Талівська», які знаходяться в катастрофічній кризовій зоні, що зумовлює необхідність проведення антикризових процедур, котрі вимагають значних інвестиційних вкладень. Разом з тим аналіз впливу внутрішніх факторів, які характеризують наявність потенційних можливостей шахти, дозволяє зробити висновок, що навіть значні інвестиційні вкладення й фінансова підтримка не дозволять перебороти кризу. Найбільш прийнятними стратегічними альтернативами для цих шахт можуть бути стратегії деінвестування, скорочення капітальних вкладень і «збирання врожаю» з поступовим скороченням.

Реалізація рекомендованих стратегічних альтернатив розвитку вуглевидобувних підприємств ВАТ «Краснодонвугілля» дозволить підвищити стабільність їхньої роботи, однак вона також визначає прийняття відповідних тактичних рішень й оцінювання ресурсного забезпечення їхньої реалізації.

В статье предложен методический подход к формированию альтернатив развития угледобывающих предприятий в условиях кризиса на основании матрицы «внешняя-внутренняя среда».

In the article it is proposed the methodical approach to formation of alternatives in development of coal-produced enterprises in the crisis conditions based on the matrix “external-internal environment”.

Бібліографічний список

1. Ефремов В.С. Стратегическое планирование в бизнес-системах.- М.: Издательство «Финпресс», 2001.- 240с.

2. Дорохова Л.В. Методические подходы к выбору стратегий развития металлургических мини-заводов// Региональні перспективи.- 2002.- № 5 (24).- С. 60-62.

3. Репникова В.М., Василевский С.И. Выбор стратегии корпоративного развития// Экономический анализ: теория и практика.- 2004.- № 5.- С. 10-15.

4. Богомолова Е.В. SWOT-анализ: теория и практика применения// Экономический анализ: теория и практика.- 2004ю- № 17 (32).- С. 57-60.

5. Тридід О.М. Організаційно-економічний механізм стратегічного розвитку підприємства.- Харків: ХДЕУ, 2002.- 364с.

6. Булат А.Ф., Перепилиця В.Г., Череміс І.Ф. Диверсифікація діяльності шахт у напрямку реструктуризації вугільної галузі// Уголь України.- 2001.- № 1.- С. 5-7.

7. Андрейчиков А.В., Андрейчикова О.Н. Анализ, синтез, планирование решений в экономике.- М.: Финансы и статистика, 2000.- 368с.

УДК 622.834(477.6)

*Канд. техн. наук, доц., академик МАНЭБ Ларченко В. Г.
канд. техн. наук, проф. Короткова С. Е.
аспирант каф. МГ и Г Тишенкова Е. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПЕРВИЧНОЙ ПОДРАБОТКЕ

Наведені результати теоретичних досліджень: алгоритм і математична модель розрахунку зсуву п'ятишарової товщі гірських порід у напрямку, перпендикулярному лінії очисного вибою, які описують зсув та деформації товщі над очисною виробкою.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Исследования напряженно - деформированного состояния пород вокруг горных выработок и определения давления горных пород является одной из основных задач горного дела. Сложность задачи объясняется разнообразием физико-механических и структурных свойств пород массива, условиями проведения и эксплуатации горных выработок. Поэтому ясна сложность выбора алгоритма, расчетной схемы и механической модели работы массива.

В настоящее время вполне очевидным являются сдвигения и деформации подработанного массива в виде последовательного прогиба отдельных слоев, что дает возможность при расчетах сдвижений и деформаций использовать известные методы расчета плит или балок. Но такое решение должно учитывать возникновение бокового распора при прогибе слоев, который должен препятствовать возможности сдвижений по плоскостям напластований при наклонном и крутом залегании пластов. Однако в определенных условиях такие сдвигения возможны и создают наиболее опасные деформации земной поверхности и подрабатываемых сооружений.

Поэтому исследования геомеханической сущности условий сдвижений и деформаций горных пород по напластованию с одновременным решением практических задач в конкретных горно-геологических условиях являются актуальными при первичной подработке земной поверхности.

Анализ исследований и публикаций. Расчетная схема механической модели горных пород с круглой горизонтальной выработкой рассматривалась впервые А.Н. Динником, Г.Н. Савиным, Б.Г. Моргалевским [1]. Реальный горный массив моделировался невесомой средой, для которой на бесконечности заданы значения $\gamma \cdot h$. Задача решалась для сплошной, упругой, однородной среды методами теории функции комплексного переменного.

Такой подход применим в случае, когда сначала в невесомом и ненагруженном массиве “образуется” выработка, а затем происходит нагружение массива пород гравитационными силами. В действительности горная выработка проводится в ранее нагруженном массиве, деформации которого от воздействия гравитационных сил уже произошли.

Поэтому возможны два подхода к расчету напряженно - деформируемого состояния породного массива в окрестности горных выработок [2]. Первый из них включает расчет остающегося поля напряжений и остающегося поля перемещений по схеме А.Н. Динника с последующим вычитанием из поля перемещений компонент природного поля перемещений. При втором подходе сначала определяются компоненты природного поля напряжений, а затем по компенсирующей нагрузке определяются компоненты временных полей напряжений и перемещений. Необходимо отметить, что приведенные рассуждения относятся к линейно деформируемому однородному массиву.

Постановка задачи. Исследовать напряженно-деформированное состояние массива горных пород над очистной выработкой, состоящего из двух различных слоев пород (четвертичных отложений и каменно-угльной толщи), разбитых на пять слоев, параллельных кровле пласта, а также разработать алгоритм и выполнить расчет сдвижений и деформаций массива горных пород.

Изложение материала и его результаты. Для расчета сдвижений и деформаций пород нами принята область над выработкой в зоне плавного прогиба, состоящая из двух различных слоев, параллельных кровле пласта, и слоев, залегающих в почве очистной выработки. Деформации пород почвы в настоящей статье не рассматриваются. Для исследования напряженно-деформированного состояния вышележащей толщи в первом приближении считаются справедливыми гипотезы, используемые в теории изгиба балок.

Внутренние усилия в слоях приводятся к изгибающим моментам, поперечным и продольным силам. Между слоями действуют нормальные и касательные напряжения, которые выражаются через усилия в слоях при помощи уравнений равновесия. Уравнения совместности деформаций различных слоев получаем, используя гипотезы, аналогичные принятым в работе [3].

Эти гипотезы в применении к изучению напряженно — деформированного состояния в окрестности горных выработок формулируем следующим образом. Первая гипотеза: разность прогибов двух соседних слоев компенсируется растяжением или сжатием в поперечном направлении этих слоев. Это можно записать так

$$y_i - y_{i+1} = \frac{3}{8} \left(\frac{h_i}{E_i} + \frac{h_{i+1}}{E_{i+1}} \right) \sigma_{yi} \quad (1)$$

Здесь обозначено h_i и h_{i+1} - мощности рассматриваемых смежных слоев; E_i и E_{i+1} - модули продольной упругости этих слоев; σ_{yi} - отрывающее напряжение.

Вторая гипотеза: разность продольных деформаций на стыке двух слоев компенсируется сдвигом прилегающих волокон контактирующих слоев. Или в аналитическом виде

$$\int (\varepsilon_{xi} - \varepsilon_{xi+1}) dx = \frac{1}{3} \left(\frac{h_i}{G_i} + \frac{h_{i+1}}{G_{i+1}} \right) \tau_{xyi} \quad (2)$$

В этом выражении G_i , и G_{i+1} - модули упругости при сдвиге; ε_i и ε_{i+1} - относительные продольные деформации волокон на стыке слоев; τ_{xyi} - сдвигающее напряжение.

Разработка алгоритма расчета сдвижений и деформаций массива горных пород. Толщину пород кровли представим в виде пяти слоев как различных так и одинаковых свойств. Система уравнений будет различной для участков над выработкой и для прилегающих участков. Внутренние усилия в каждом слое приводятся к продольной и поперечной силам, а также к изгибающему моменту. В отличие от ранее принятых расчетных схем весь слой рассматривается как слоистая плита на упругом основании в условиях цилиндрического изгиба. Наблюдается совместная работа массива над выработкой и массива над участками, прилегающими к выработке.

Действие одного слоя на другой сводятся к сдвигающему τ_{xy} и отрывающему σ_y напряжениям.

В ранее проведенных исследованиях [4] в расчетной схеме принималась двухслойная модель массива горных пород, хорошо описывающая качественную картину напряженно-деформированного состояния горных пород вокруг очистной выработки, но еще отличающаяся от результатов натурных наблюдений [5] из-за различия расчетной крепости пород, неучтенных пластических деформаций и ползучести четвертичных отложений. В настоящей работе были продолжены исследования, испытываемые слои пород также представлены слоем глины мощностью 50 метров и слоистого песчаника мощностью 100 метров, однако при

расчете нижний слой песчаника толщиной 30 метров исключался из работы (зона обрушения пород и зона с наличием перпендикулярных напластованию водопроводящих трещин), оставшаяся толща делилась на три одинаковых слоя, а верхний слой четвертичных отложений делился на два слоя. Происходящие явления ползучести были учтены снижением модулей упругости: модуль упругости глинистых отложений снижен в 12 раз, песчаника – в 8 раз, что позволило приблизить результаты расчетов к натурным наблюдениям [5].

По полученным результатам были построены графики оседаний нижнего слоя и поверхности (рис. 1б), а также график горизонтальных деформаций поверхности (рис. 1а), при этом использовались граничные углы и углы полных сдвижений, характерные именно для Западного Донбасса [6, 7].

Выводы и направление дальнейших исследований. Полученные результаты теоретических исследований адекватны результатам натурных наблюдений, что дает уверенность в правильности выбора подхода, алгоритма и методики расчета напряженно-деформируемого состояния, а также сдвижений и деформаций массива горных пород над очистной выработкой в главном сечении мульды сдвижения.

Использование этой методики в дальнейшем позволит установить мощность прочных слоев горных пород, при которой эти породы в состоянии длительное время сдерживать процесс сдвижения, образуя полости расслоения (Вебера), заполняемые газом или водой, которые при образовании трещин могут создавать опасные по взрыву и затоплению условия над очистной выработкой. Также появится возможность уточнить механизм деформации слоев и установить зависимость определяемых параметров процесса сдвижения горных пород от коэффициента крепости слоев подрабатываемой толщи.

Приведены результаты теоретических исследований: алгоритм и математическая модель расчета сдвижений пятислойной толщи горных пород в направлении, перпендикулярном линии очистного забоя, которые описывают сдвижения и деформации над очистной выработкой.

The results of theoretical investigation are presented: algorithm and mathematical model of account five-layer stratum movement in the direction, perpendicular of a line mining face. This model shows massif shifting and deformation, which above the mining.

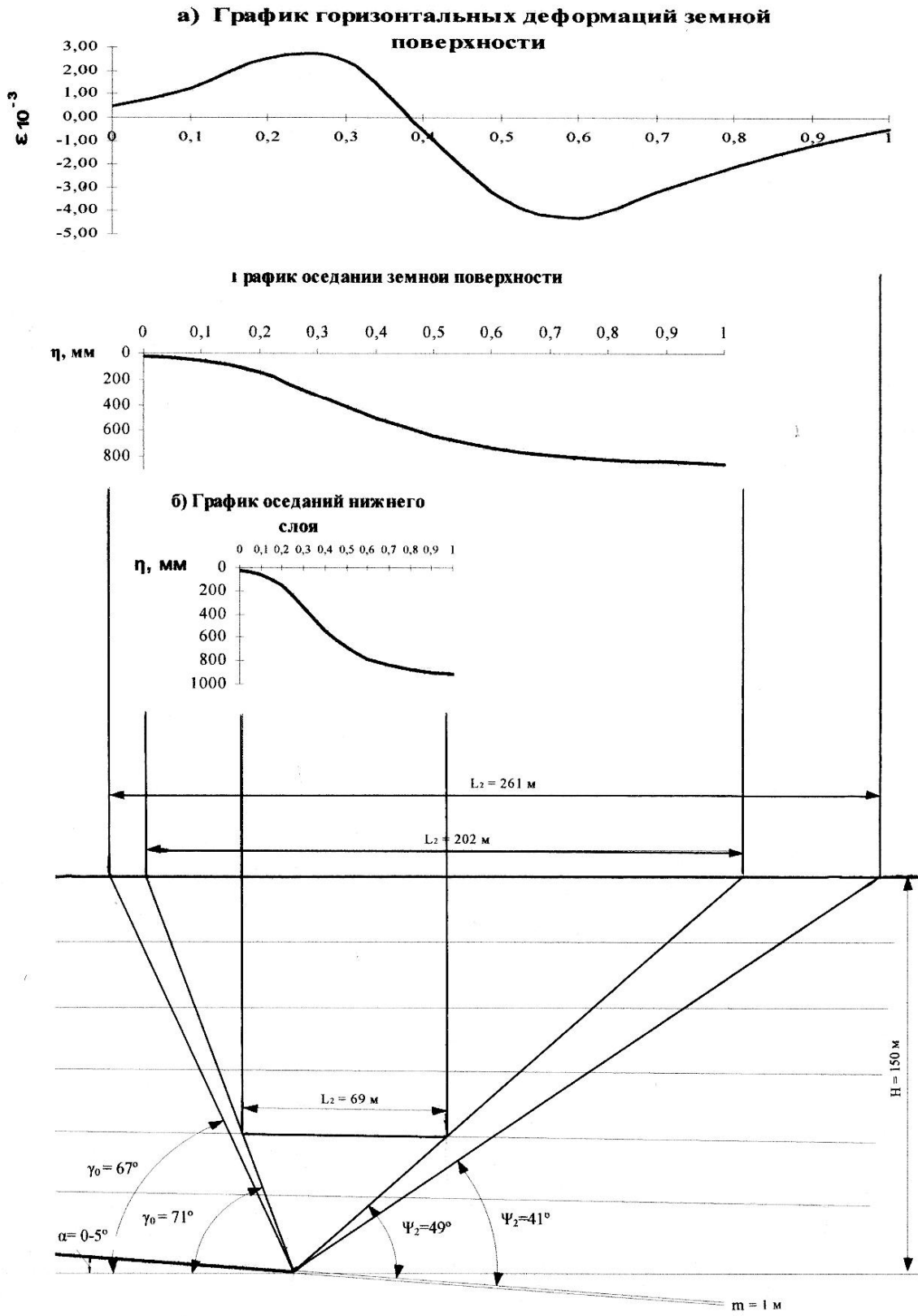


Рисунок 1 – График оседаний и горизонтальных деформаций:
 а) земной поверхности; б) нижнего слоя

Библиографический список.

1. Динник А.Н. Распределение напряжений вокруг подземной выработки / А.Н Динник, Г.Н Савин, Б.Г. Моргалевский // Труды совещания по управлению горным давлением.- М.: АН СССР, 1938.
2. Ершов Л.Б. Механика горных пород / Л.Б Ершов, Л.К. Либерман, И.Б. Нейман.- М.: Недра, 1987.- 192 с.
3. Короткова С.Е. Особенности постановки задачи концентрации напряжений в клевом соединении с жестким швом дифференциально-разностным методом / С.Е. Короткова // Сопротивление материалов и теория сооружений.- Киев: КНУБА, 2000.- Вып. 67.- С.104-110.
4. Ларченко В.Г. Расчет напряжений и деформаций толщи горных пород, покрытых мощными четвертичными отложениями / В.Г. Ларченко, С.Е. Короткова // Сборник научных трудов ДонГТУ.- Алчевск: ДонГТУ, 2005.- Вып. 20.-С. 139-150.
5. Ларченко В.Г. Влияние подземной разработки угольных пластов на состояние земной поверхности / В.Г.Ларченко // Вестник МАНЭБ - Санкт-Петербург, 1998.- № 4(12).- С. 39-41.
6. Ларченко В.Г. Вертикальные сдвигения и деформации горных пород над движущимся очистным забоем / В.Г. Ларченко, И.Г Лисица // Известия вузов. Горный журнал.- 1984.-№ 4.- С. 6-8.
7. Ларченко В.Г. Закономерности горизонтальных сдвижений и деформаций земной поверхности над движущимся очистным забоем / В.Г. Ларченко // Разработка месторождений полезных ископаемых: респ. межвед. техн. сб.- Киев: Техника, 1984.- Вып. 79.- С. 67-73.

УДК 622.26: 622.831.2

*Докт. техн. наук, проф. Клишин Н.К.
канд. техн. наук, ст. преп. Скленович К.З.
ассистент Кизияров О.Л.
аспирант Касьян С.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ УПРОЧНЕНИЯ КРОВЛИ В ЛАВАХ

Наведено класифікацію нестійкої покрівлі у лавах, способи, засоби, параметри комбінованої технології зміцнення порід.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Неустойчивые горные породы упрочняют нагнетанием составов химическим анкерованием, набрызгом состава на поверхность пород, заполняют закрепное пространство в очистных и подготовительных выработках [1, 2]. На шахтах Украины основными способами являются: установка штанг в шпурах на сопряжениях лав с выработками, химическое анкерование в лавах; внедряется технология опорного крепления анкерами подготовительных выработок [3]. В условиях трещиноватых пород, сложного строения, большой и неравномерной мощности неустойчивой кровли в лавах необходимо применять не один, а сочетание способов с учетом области применения, достоинств и недостатков, стоимости работ, т.е. технологию комбинированного упрочнения, которая применяется в подготовительных выработках [3] и только в отдельных лавах [4].

Анализ исследований и публикаций. На основании анализа публикаций, патентов установлено, что при создании комбинированных технологий упрочнения не учтены изменения мощности неустойчивых пород вдоль выработки, состав, структура, прочность отдельных слоев, участков массива, морфология поверхности кровли.

Постановка задачи.

Цель работы – геомеханическое обоснование сочетания способов, параметров технологии с учетом свойств массива, особенностей средств упрочнения, условий выемки угля в лавах.

Объект исследования – технология упрочнения кровли в лавах.

Предмет исследования – геологические и геомеханические свойства неустойчивых кровель в лавах.

В работе использован комплексный метод исследований, который содержит натурный, лабораторный и аналитический методы.

Задачи:

- разработать классификацию неустойчивых кровель в лавах;
- проанализировать применяемые способы, средства упрочнения, комбинированные технологии и обосновать сочетание способов упрочнения кровли для сложных условий отработки лав;
- сформулировать основные положения комбинированных технологий упрочнения кровли в лавах.

Изложение материала и его результаты.

Классификация неустойчивой кровли в лавах приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Классификация неустойчивой кровли в лавах

Класс	Категория	Высота вывала, м	Характеристика сложения кровли	Количество трещин, шт./м	Способ, номер сочетаний способов
I	<i>a</i>	0,4-0,6	однородная	< 5	анкерование
	<i>б</i>			> 5	1, 4
II	<i>a</i>	0,6-1,2	однородная	< 5	5
	<i>б</i>			> 5	3, 2*
	<i>в</i>		нижняя часть	< 5	5, 6*
	<i>г</i>			> 5	3
III	<i>a</i>	1,2-2,0	однородная	< 5	5
	<i>б</i>			> 5	3
	<i>в</i>		нижняя часть	< 5	5
	<i>г</i>			> 5	3
IV	<i>a</i>	2,0-4,0	однородная	< 5	10
	<i>б</i>			> 5	9
	<i>в</i>		нижняя часть	< 5	10
	<i>г</i>			> 5	8
V	<i>a</i>	больше 4,0	однородная	< 5	10
	<i>б</i>			> 5	11
	<i>в</i>		нижняя часть	< 5	10
	<i>г</i>			> 5	11

Примечание. * - применяется в случае достаточной раздвижности стоек крепи.

Классификационные признаки: высота вывала; интенсивность трещиноватости пород; расположение по высоте вывала пород с различной интенсивностью трещиноватости обоснованы в работе [5] при анализе статистических данных о нарушенности и морфологической характеристике пород.

Интенсивность трещиноватости пород зависит от прочности, мощности слоя пород и принята для разделения области применения основных способов упрочнения. Так, рекомендуется нагнетание составов в массив при интенсивности трещиноватости более 5 шт/м, химическое анкерование – менее 5 шт/м.

Затраты на упрочнение неустойчивой кровли нагнетанием составов, химическим анкерованием, созданием скрепляющего слоя на поверхности вывала в лаве; заполнением пустот над крепью рассчитали для сравниваемых условий: высота вывала 2 м; предел прочности пород кровли на сжатие 30 МПа; количество трещин в кровле на 1 метр длины лавы – 5.

Параметры способов приняты согласно нормативным документам, цены на средства упрочнения из прейскуранта основного производителя работ по упрочнению пород на шахтах Донбасса ООО «Карбо и Крепь», нормы выработки из сборника норм, применяемого на шахтах.

Анкеры расположены в два ряда по высоте; расстояние между рядами 1 м, между анкерами вдоль лавы – 0,8 м. Длина анкера 2,0 м, диаметр 0,025 м. Для закрепления анкеров в шпуре применяются две нормальные ампулы 3,0 F28/500. Подхваты металлические длиной 1,2 м. Расстояние между шпурами для нагнетания полиуретанового состава 2,0 м, расход состава на шпур 0,05 т. Цена 1 т полиуретанового состава 25,0 тыс. грн.

Пустоты над крепью заполняют вспенивающимися карбамидными составами, которые нагнетают в полиэтиленовые емкости. Кратность вспенивания состава – 25.

Выполнен также расчет затрат на выкладку деревянных костров над крепью из стоек длиной 2,0 м и диаметром 0,2 м.

Для создания скрепляющего слоя на поверхности вывала набрызгивают вспенивающийся полиуретановый состав толщиной 0,005 м при минимальной кратности вспенивания, равной 2.

Затраты на упрочнение, мероприятия по переходу вывалов в лавах следующие: нагнетание полиуретановых составов 630,4 грн./м; химическое анкерование 162,4 грн./м; создание скрепляющего слоя 105,9 грн./м; заполнение пустоты над крепью вспенивающимися составами 54,4 грн./м, кострами 79,8 грн./м.

Составы на основе карбамидных смол в 6-10 раз дешевле; затраты на упрочнение составят 100-60 грн./м.

Рассмотрены 11 соединений из четырех способов:

1. Нагнетание, анкерование.
2. Нагнетание, набрызг.
3. Нагнетание, заполнение пустоты.
4. Анкерование, набрызг.
5. Анкерование, заполнение пустоты.
6. Набрызг, заполнение пустоты.
7. Нагнетание, анкерование, набрызг.
8. Нагнетание, анкерование, заполнение пустоты.
9. Нагнетание, набрызг, заполнение пустоты.
10. Анкерование, набрызг, заполнение пустоты.
11. Нагнетание, анкерование, набрызг, заполнение пустоты.

В последней колонке таблицы приведены номера сочетаний способов для различных классов и категорий неустойчивой кровли, определенные с учетом экономического сравнения и области применения способов.

Основой для комбинированной технологии являются: установка для нагнетания составов, новая схема установки анкеров, составы на основе карбамидных смол.

Установка (рис. 1) состоит из: баллона для состава (1), инжектора (2), герметизатора шпура (3), редуктора (4), вентиля (5), шланга (6) для подачи состава к шпуру, манометра (7), шланга для подвода сжатого воздуха (8) от емкости сжатого воздуха или от шахтной сети (компрессора) при наличии таковых.

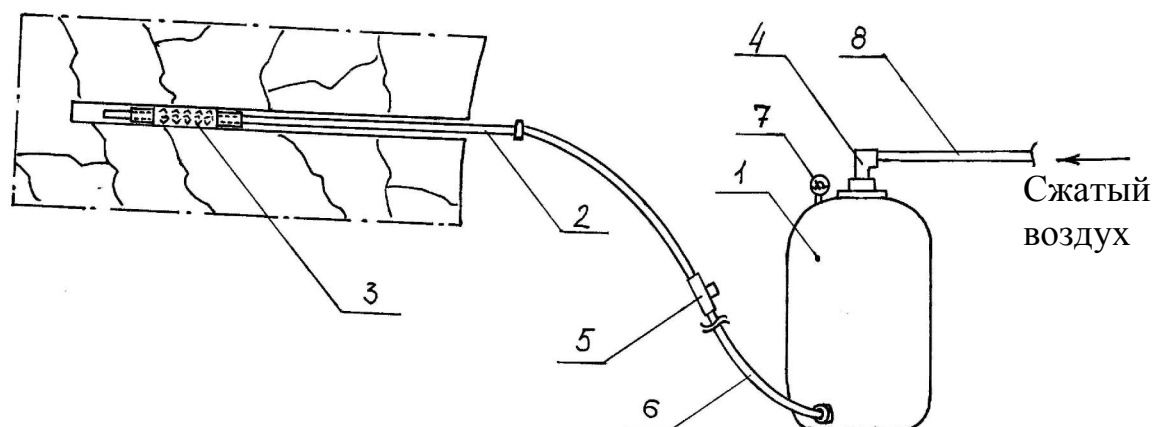


Рисунок 1 – Схема для нагнетания скрепляющего состава в массив

Емкость баллона 10 или 20 литров, достаточная для нагнетания состава через один шпур. Давление нагнетания 0,5-1,0 МПа. Раствор приготавливают в механическом смесителе емкостью 0,2 м³. Установка

для нагнетания была опробована в шахтных условиях.

Предлагается применять состав на основе карбамидной смолы и методику определения количества входящих в него составляющих: карбамидной смолы, поливинилацетатной дисперсии, щавелевой кислоты. Для сопряжений лав с выработками рекомендуется состав длительного отверждения; для оперативного упрочнения в лавах время отверждения состава до 6 часов.

Для набрызга состава на поверхность обрушенных пород со стороны выработки применяют установку для нагнетания, но вместо герметизатора к концу шланга присоединяют форсунку для распыливания. Давлением воздуха регулируется дальность факела и распыление.

Установка для набрызга на поверхность купола вывала в лаве полиуретанового состава быстрого отверждения содержит два баллона (отдельно для смолы и отвердителя) и трехсопловую форсунку для набрызга, к которой по шлангам подаются компоненты состава, по третьему шлангу – сжатый воздух. Составы смешиваются после выхода из форсунки.

Пустоты вывалов заполняют карбамидным вспененным материалом установкой с двумя баллонами, из которых составы подаются в полиэтиленовые емкости, вспениваются. Диаметр полиэтиленовой емкости равен высоте вывала.

Анкеры в лаве устанавливают по следующей схеме (рис. 2).

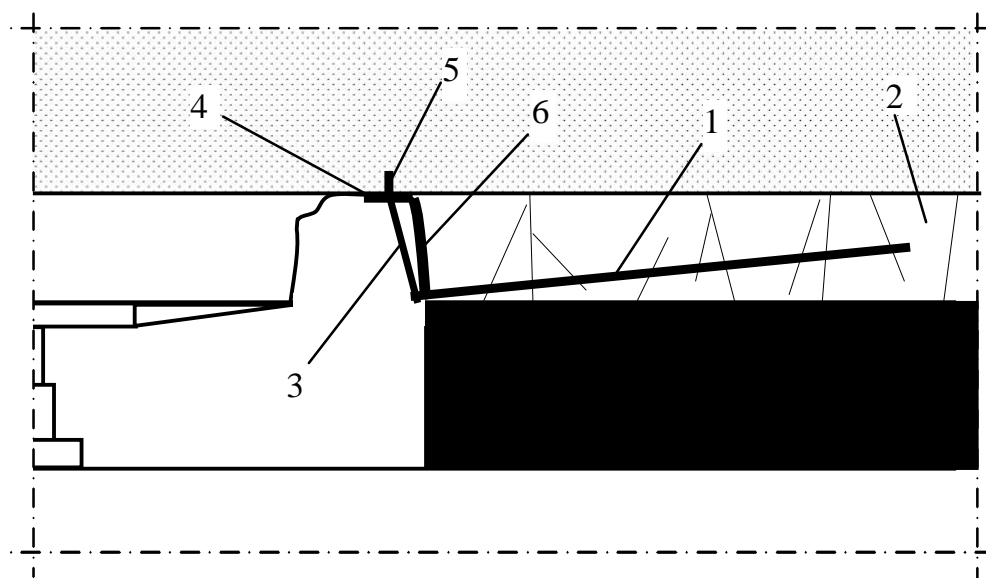


Рисунок 2 – Схема установки анкеров в лаве

Нижний анкер (1) располагают параллельно напластованию на расстоянии 0,10-0,2 м от пласта. К необрушающемуся слою кровли при-

клеивают металлическую плиту (4), размеры которой $0,1 \times 0,1 \times 0,003$ м и соединяют ее с концом анкера (1) стяжкой (3). На рисунке 2: 2 – трещиноватый массив, 5 – выступающая часть плиты, 6 – скрепляющий слой на поверхности породы.

Плита и анкер соединяются после отверждения полиуретанового состава.

При установке анкеров из откаточной выработки устанавливают 2 анкера по высоте, соединяют их концы подхватками.

В том случае, если кровля анкеруется из повторно используемой в качестве вентиляционной выработки, устанавливают также один ряд анкеров над угольным пластом, но стяжку (3) (рис. 2) соединяют со стойкой или верхняком арочной крепи в выработке.

Для определения адгезионных свойств полиуретанового состава быстрого отверждения проведены две серии испытаний на растяжение склеенных образцов.

Образцы пород, склеенные из двух частей и металлической пластины между ними, испытывали на растяжение через сутки. При прочности пород от 2,2 до 4,1 МПа наблюдалось когезионное разрушение по породе.

Четыре образца из тех же пород склеивали без металлических пластин и испытывали через 10, 20, 30, 60 минут. Во всех случаях происходило когезионное разрушение по породе.

Предел прочности на растяжение отвержденного полиуретанового состава через 4,5 минуты после склеивания – 4,8 МПа, через 6 мин – 7,5 МПа.

Таким образом, прочность отвержденного полиуретанового состава на отрыв превышает прочность аргиллитов, алевролитов, к которым приклеивается плита при анкерования пород.

Параметры технологий нагнетания: длина шпура – 2,0 м; расстояние между шпурами 3,0 м; глубина герметизации шпура 0,6 м (при нагнетании карбамидных составов).

Параметры анкерования: длина нижнего анкера 1,8 м; диаметр анкера 0,02-0,025 м; расстояние между анкерами 0,8-1,0 м; сечение стяжки между плитой и нижним анкером 180 мм^2 ; размеры приклеиваемой к необрушающемуся слою плиты 100×100 мм, ее толщина 3-5 мм.

Выводы и направления дальнейших исследований. Основной научный и практический результат исследований - комбинированная технология упрочнения кровли в лавах с установленными на геомеханической основе параметрами может быть использована при проектировании упрочнения кровли в наиболее сложных условиях отработки лав, для разработки методического руководства по упрочнению пород на шахтах Донбасса.

В дальнейшем необходимо исследовать возможность применения карбамидных составов для химического анкерования.

Приведена классификация неустойчивой кровли в лавах, способы и средства, параметры комбинированной технологии упрочнения пород.

The classification of unstable roof in breakage faces, ways and means, parameters of combination technology of strengthening rock have been established.

Библиографический список.

1. Белов В.П., Плотников Г.И., Белов А.С. Опыт упрочнения углеведающего массива полиуретановыми составами на шахтах Кузбасса // Уголь. – 2003. – №6. – С. 26-28.

2. Мартин Болеста, Гюнтер Менце. Инъекционное упрочнение на шахте «Ост» с применением высокопрочных минеральных вяжущих // Глюкауф. – 2003. – май №1(2). – С. 59-63.

3. Булат А.Ф. О внедрении новой технологии опорного крепления анкерами (программа «Анкер») // Уголь Украины. – 2000. – №9. – С. 4-7.

4. Клишин Н.К., Марченко Г.А. Бесшпуровый способ упрочнения кровли в лаве. Монография. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – 96 с.

5. Клишин Н.К., Касьян С.И., Пунтус В.Ф. Морфология неустойчивой кровли в лавах // Сб. науч. тр. ДонГТУ. – Алчевск, 2005. – Вып. 20. – С. 132-138.

УДК 622.245.5; 622.26

*Канд.техн.наук, доцент Денисенко В.П.
Студентка Корниенко О.В.
Студент Парамонов А.А.
Студент Степин С.А.
Студент Чепурной Д.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

**ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ОТРАБОТКИ МЕТАНОНОСНЫХ
ПЛАСТОВ НА ОБЪЕМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ШАХТНОГО МЕТАНА
ДЕГАЗАЦИОННЫМИ СИСТЕМАМИ (НА ПРИМЕРЕ ШАХТ ИМ.
Н.П. БАРАКОВА И «СУХОДОЛЬСКАЯ-ВОСТОЧНАЯ»
ОАО КРАСНОДОНУГОЛЬ)**

Встановлено вплив умов відробки метанонесних вугільних пластів на обсяги вилучення шахтного метану системами дегазації. Отримана залежність, яка дозволяє розрахувати обсяг вилучення або дебіт метану за певний проміжок часу при заданій швидкості посування лінії очисного забою.

Обеспечение безопасных условий труда по газовому фактору во многих метанообильных шахтах наряду с автоматизированным контролем содержания метана в рудничной атмосфере и деятельным проветриванием горных выработок тесно связано с применением скважинной дегазации основных источников метановыделения.

Анализ газовых аварий (вспышки и взрывы метана) показал, что причины загазирования выработок добычных участков в 52% случаев связаны с образованием местных скоплений, повышенными выделениями из разрабатываемых пластов и вмещающих метанонесных массивов, то есть с причинами, которые в значительной мере должны устраняться за счет дегазации [1].

Продолжающаяся тенденция к снижению эффективности дегазации с увеличением глубины разработки и интенсификации очистных работ указывает на необходимость кардинального увеличения технической и экономической эффективности дегазации [2, 3]. Это нашло отражение в государственной Программе повышения безопасности труда на угольных шахтах, утвержденной постановлением Кабинета Министров Украины №939 в 2002 г., а также в отраслевых и академических программах.

Проблема борьбы с метаном охватывает широкий круг вопросов, среди которых ведущее место занимает прогноз объемов извлечения

метана скважинной дегазацией для дальнейшего использования его как альтернативного вида топлива.

Анализ последних разработок и публикаций в области борьбы с метаном в угольных шахтах показали, что к настоящему времени в научном и техническом аспектах вопросы дегазации сближенных пластов и пород решены [3]. Однако, все разработки используются не в полном объеме и недостаточно эффективно. Анализ состояния дегазации метанообильных шахт Донбасса показал, что объемы каптированного метана снизились на 36% при снижении добычи на 40%. При этом среднее содержание метана в каптированной газовой смеси уменьшилось с 27,4% до 20,4%.

Среди причин низкой эффективности дегазации выделяются причины, как организационного плана, так и технического. Установлено, что при дегазации подрабатываемого массива скважинами извлекается «дополнительный» метан, который не участвует в снижении метанообильности выработок добычных участков, и его часть в объеме извлеченной газовой смеси составляет: для подземных скважин, пробуренных в кровлю – 20%, для вертикальных дегазационных скважин – 55% [4,5]. Наблюдается снижение дебита метана в 2 – 2,5 раза в подземные скважины при их совместной работе с вертикальными скважинами. При этом эффективность комплексной дегазации не увеличивается и вертикальные скважины предлагается рассматривать как метанодобывающие [6].

Опыт ведения дегазационных работ в отечественных и зарубежных шахтах показывает, что для достижения необходимой эффективности снижения метанообильности, извлечение метана необходимо вести на всех стадиях разработки угольного месторождения с применением таких видов дегазации:

- предварительная – извлечение метана из газовых «ловушек»; воздействие на массивы, неразгруженные от горного давления, с целью повышения их газоотдачи; использование частичной разгрузки;
- текущая – в зоне влияния очистных работ;
- последующая – извлечение метана из старых выработанных пространств и закрытых шахт (техногенные скопления) [7].

Применение указанных видов дегазации, а также комплексного извлечения метана из всех источников в процессе текущей дегазации, требует значительных затрат средств и времени. Как показала практика, снижение затрат в основном возможно за счет утилизации метана, как экологически чистого энергетического сырья. Утилизация небольших объемов метана в Донбассе (4% от извлекаемого объема) связана, в первую очередь, с отсутствием научно-обоснованных методов прогноза количества и качества газовой смеси, извлекаемой дегазацией.

Задачей работы является установление количественных зависимостей объема извлечения газовой смеси дегазационными системами от природных и технологических факторов разработки с целью получения исходных данных для проектирования установок по утилизации метана.

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

Объем извлечения метана средствами вентиляции и дегазации на шахте им. Н.П. Баракова в 2006 г. составил 21,3 млн. м³/год (100%), в том числе: средствами вентиляции извлечено 12,7 млн. м³/год (59,6%), средствами дегазации – 8,6 млн. м³/год (40,4%). Весь извлеченный средствами дегазации метан используется в качестве топлива в шахтной котельной. Среднее содержание метана в газовой смеси составляет 36%.

Среднегодовой объем извлечения метана на шахте «Суходольская-Восточная» составил 42,6 млн. м³/год (100%), в том числе: средствами вентиляции – 13,9 млн. м³/год (32,6%), дегазационными системами – 28,7 млн. м³/год (67,4%). При этом в шахтной котельной утилизируется 11,4 млн. м³/год, что составляет 39,6% от общего объема метана, капитированного средствами дегазации.

Нами была проведена дифференцированная оценка объемов метана извлекаемых различными средствами для определения влияния условий отработки пластов на извлечение метана дегазационными системами. Анализировалась работа четырех лав за 2 – 3 года их работы начиная от момента сдачи в эксплуатацию (табл. 1).

На выемочных участках ш. им. Баракова осуществлялась дегазация массива кровли подземными скважинами. Кровлю дегазировали скважинами, пробуренными из вентиляционных штреков по ходу движения очистного забоя с интервалом 20 м (табл. 2).

На выемочных участках шахты «Суходольская-Восточная» осуществлялась комплексная дегазация массива кровли. Кровлю дегазировали подземными скважинами, пробуренными из вентиляционных штреков по ходу движения очистного забоя и вертикальными дегазационными скважинами с поверхности до зоны беспорядочного обрушения пород с интервалом по простирацию пласта 100-150 м (табл. 2,3).

Таблица 1 – Характеристика исследуемых лав шахт им. Н.П. Баракова и «Суходольская-Восточная»

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

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

В выемочках и во всех трубопроводах, по которым отводился газ из выемочных участков, измеряли расход газовой смеси и содержание метана не реже одного раза в сутки за все время работы лавы. Это позволило определить общий объем и динамику извлечения метана всеми средствами.

Для оценки извлекаемых объемов использовался общепринятый показатель удельного извлечения метана ($\text{м}^3/\text{м}^3$) из газоносных массивов, который характеризует съем метана с 1 м^2 отработанной площади пласта.

Таблица 2 – Параметры подземных дегазационных скважин

№ скважины	Расстояние между кустами, м	Угол наклона, град.	Угол разворота, град.	Глубина скважины, м	Диаметр скважины, мм	Длина обсадки, м
шахта «Суходольская-Восточная»						
23 западная уклонная лава пласта i_3^1						
1	15-20	42	31	65	105	6
2	15-20	22	58	54	105	6
3	15-20	45	20	49	105	6
12 восточная разгрузочная лава пласта i_3^1						
1	25-30	31	42	65	105	15
2	25-30	38	45	58	105	15
Шахта им. Н.П. Баранова						
5 северная, восточная надрабатывающая лавы пласта k_5^H						
1	20	37	37	50	105	15
2	20	50	75	50	105	15

Таблица 3 – Параметры поверхностных дегазационных скважин на шахте «Суходольская-Восточная»

Количество скважин	Расстояние между скважинами, м	Глубина скважин, м	Глубина обсадки, м	Недобур (-) или (+) перебур, м	Диаметр конечный, мм
23 Западная уклонная лава пласта i_3^1					
5	100-220	1070	1035	+18	76
12 Восточная разгрузочная лава пласта i_3^1					
7	70-120	870	830	+12	76

Анализ результатов оценки извлекаемых объемов метана в различных условиях разработки газоносных угольных пластов показал, что удельный вес извлечения метана средствами вентиляции составляет 42-53% (табл.4). Этот показатель для добычных участков шахты «Суходольская-Восточная» составляет в среднем 47%, снижаясь на участке 23 западной уклонной лавы до 41,5% за счет применения дегазации выработанного пространства. Это свидетельствует о том, что применение

поверхностной дегазации приводит к увеличению эффективности дегазации добычных участков не более чем на 5-10 %.

Таблица 4 – Объемы извлечения метана различными средствами за период отработки лав

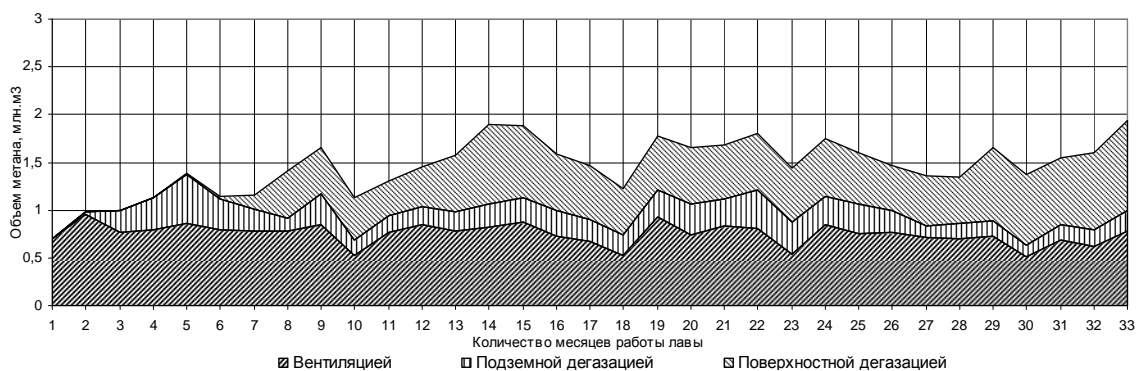
Наименование лавы	Общий объем извлеченного метана, млн.м ³	Извлечение средствами вентиляции		Извлечение подземной дегазацией		Извлечение поверхностной дегазацией	
		объем, млн.м ³	уд. вес, %	объем, млн.м ³	уд. вес, %	объем, млн.м ³	уд. вес, %
шахта «Суходольская-Восточная»							
12 восточная разгрузочная	48,1	24,8	49,3	7,6	16,1	15,6	34,6
23 западная уклонная	45,1	19,6	41,5	11,3	22,4	14,2	36,0
шахта им. Н.П. Баракова							
восточная надраб. лава	17,8	9,4	53,4	8,4	46,6	–	–
5 северная лава	19,1	10,4	53,4	8,7	46,6	–	–

Динамика извлечения метана за период работы 12 восточной разгрузочной и 23 западной уклонной лав показывает следующее (рис.1). В начальный период работы лав (5-6 месяцев) объемы извлечения метана системами подземной дегазации составили 0,51 млн.м³/мес. для условий 12 восточной лавы и 0,8 – 0,9 млн.м³/мес. – для условий 23 западной уклонной. После подработки лавами ближайших поверхностных скважин произошло закономерное снижение объемов извлечения подземными скважинами в 2 – 2,5 раза.

При дальнейшей подработке следующих скважин происходило наращивание объемов извлечения метана вертикальными скважинами на 50 – 60 % и на такую же величину снижалось извлечение метана подземными дегазационными системами. В связи с этим поверхностные дегазационные скважины следует рассматривать как газодобывающие.

Анализ динамики извлечения метана в условиях шахты им. Н.П. Баракова показал, что, при нагрузке на Восточную надрабатывающую лаву в 2 раза меньше по сравнению с 5 северной лавой, объемы извлечения метана средствами дегазации оказались равными в обеих лавах. Повышение объема извлечения средствами дегазации на 30 – 40% отмечалось в лавах на участках развития серий малоамплитудных разрывных нарушений. Прохождение этих участков соответствует периодам работы лав: Восточной надрабатывающей – 4 – 7-му месяцам; 5 северной – 8 – 11-му и 19 – 22-му месяцам работы лав после сдачи их в эксплуатацию (рис. 2).

12 Восточная разгрузочная лава



23 Западная уклонная лава

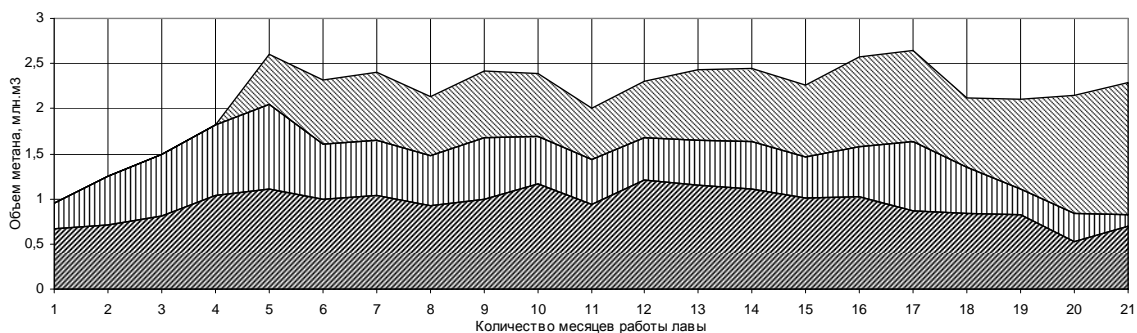
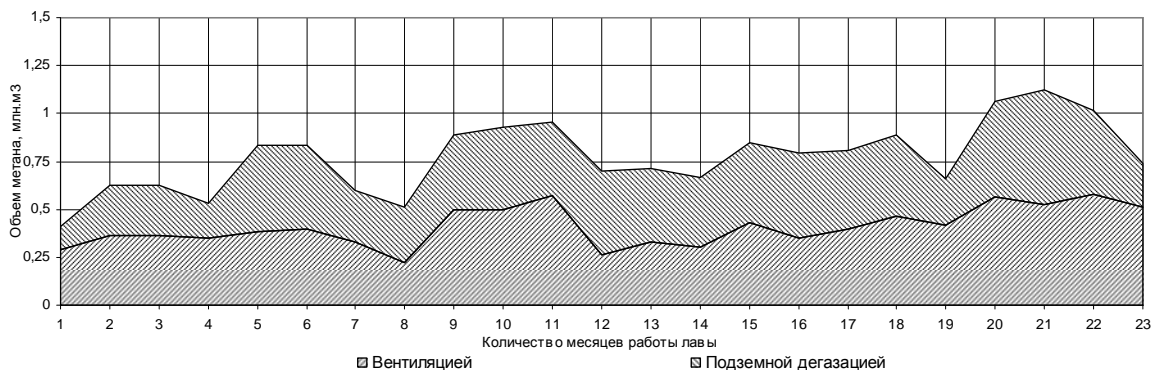


Рисунок 1 – Динамика извлечения метана по пл. i_3^1 ш. «Суходольская-Восточная» 5 Северная лава



Восточная надрабатывающая лава

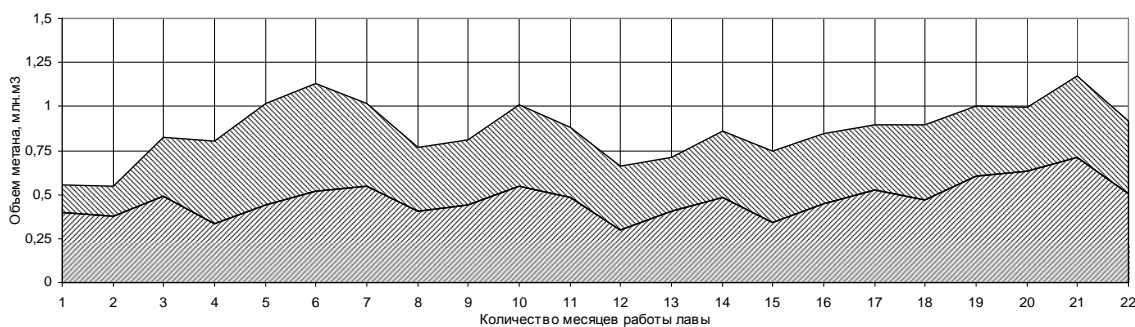


Рисунок 2 – Динамика извлечения метана по пл. k_5^H ш. им. Н.П. Баракова

Установлено, что основным технологическим фактором, влияющим на съем метана с отработанной площади пласта является скорость подвигания линии очистного забоя (табл. 5). Динамика удельного извлечения метана показывает, что при снижении скорости подвигания закономерно увеличивается значение удельного извлечения метана различными средствами.

Таблица 5 – Удельное извлечение метана в зависимости от скорости подвигания лав

Добычной участок	Удельное извлечения метана, м ³ /м ²				Средняя скорость подвигания, м/сут.
	суммарное	средствами вентиляции	подземной дегазацией	поверхностной дегазацией	
12 восточная разгрузочная	246,0	118,5	36,4	91,6	0,75
23 западная уклонная	273,9	109,4	62,7	101,7	0,98
восточная надрабатывающ	110,5	62,1	48,5	–	1,10
5 северная лава	63,3	33,5	29,8	–	1,68

Зависимость удельного извлечения метана от скорости подвигания лав в пределах исследуемых скоростей хорошо описывается степенной функцией:

$$q = q_0 \cdot v^{-a} \quad , \text{ м}^3/\text{м}^2 \quad (1)$$

где q_0 – удельное извлечение метана при $v = 1,0$ м/сут.;

v – скорость подвигания линии очистного забоя, м/сут.;

a – эмпирический коэффициент, учитывающий способность газоотдачи массива в конкретных условиях разработки.

Для условий разработки пластов i_3^1 и k_5^H получены количественные зависимости удельного извлечения метана от скорости подвигания лав (рис. 3, 4).

Полученная зависимость позволяет прогнозировать объем извлечения или дебит метана за определенный промежуток времени при известной скорости подвигания линии очистного забоя.

$$V = q_0 \cdot L^{-a} \cdot S \quad , \text{ млн.м}^3 \quad (2)$$

где S – отработанная площадь пласта, м²;

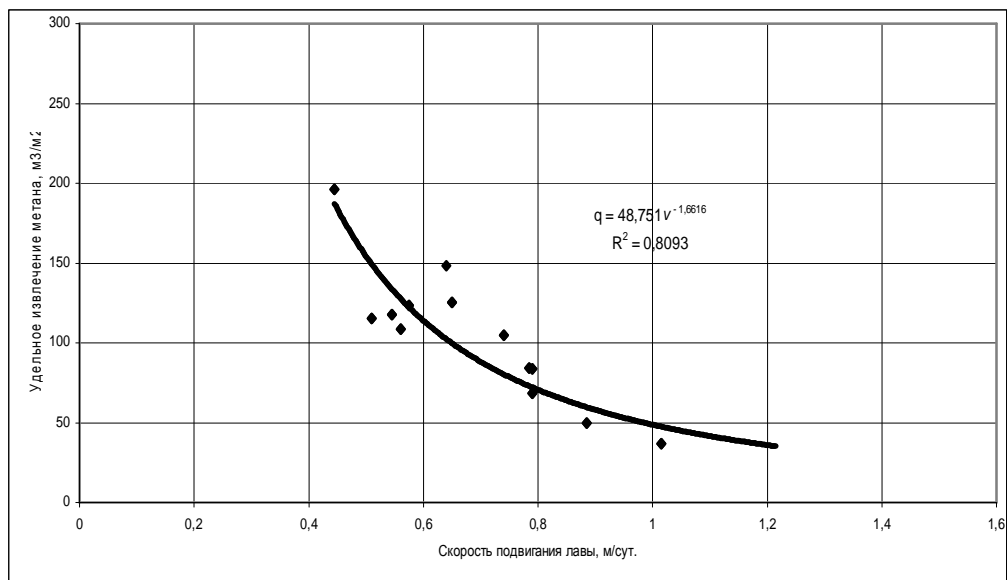


Рисунок 3 – Зависимость удельного извлечения метана средствами поверхностной дегазации от скорости продвижения на добычном участке 12 Восточной разгрузочной лавы пл. i_3^1 ш. «Суходольская-Восточная»

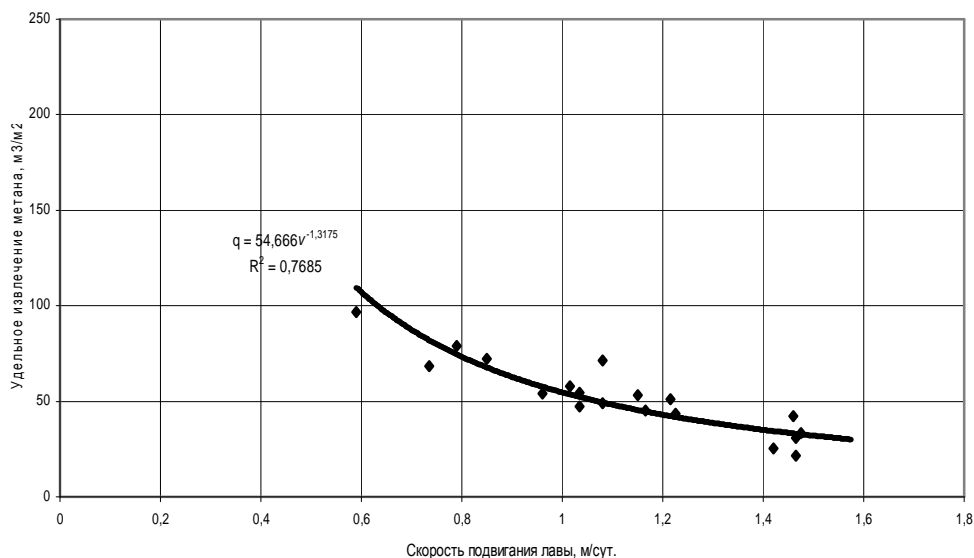


Рисунок 4 – Зависимость удельного извлечения метана средствами подземной дегазации от скорости продвижения на добычном участке Восточной надрабатывающей лавы пласта k_5^H ш. им. Н.П. Баракова

L – продвижение забоя за определенный промежуток времени (сутки, месяц, год), м.

$$I = q_0 \cdot v^{-a} \cdot S, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (3)$$

где v – средняя скорость подвигания линии очистного забоя за определенный промежуток времени, м/сут.

Выводы:

– применение вертикальных дегазационных скважин увеличивает в 2 раза объем извлечения метана из массива кровли и этот способ следует рассматривать как метанодобывающий;

– в зонах малоамплитудной нарушенности пластов объем извлечения метана средствами дегазации увеличивается на 40 – 50%;

– удельное извлечение метана различными средствами зависит от скорости подвигания линии очистного забоя;

– полученная в результате исследований зависимость позволяет рассчитать объем извлечения или дебит метана за определенный промежуток времени при заданной скорости подвигания линии очистного забоя.

Установлено влияние условий отработки метаноносных угольных пластов на объемы извлечения шахтного метана дегазационными системами. Получена зависимость, которая позволяет рассчитать объем извлечения или дебит метана за определенный промежуток времени при заданной скорости подвигания линии очистного забоя.

Influencing of terms of working off metanovi coal layers on the volumes of extraction of mine methane is set by the decontamination systems. Dependence which allows to expect volume of extraction or debit of methane for the certain interval of time at the set speed of pushing of line of cleansing zaboya is received.

Библиографический список

1. Касимов О.И. Газовая опасность угольных шахт и проблемы их дегазации/ О.И. Касимов, А.И. Буханцов // Труды / Макеев. науч.-иссл. ин-т. – Макеевка-Донбасс, 1999. – Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. – С. 26-30.

2. Малышев Ю.Н. Комплексная дегазация угольных шахт/ Ю.Н. Малышев, А.Т. Айруни – М.: Изд. Академии горных наук, 1999. – 327 с.

3. Газообильность каменноугольных шахт СССР: в т. 8 / под ред. Г.Д. Лидина. – М.: Наука, 1987. – Том 7. Эффективные способы искусственной дегазации угольных пластов на больших глубинах. – 1987. – 200 с.

4. Касимов О.И. Проектирование вентиляции и дегазации выемочных участков с высоконагруженными лавами/ О.И. Касимов, Б.В. Бокий, А.В. Агафонов // Уголь Украины. – 2004. – №12 – С. 44-46.

5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев: Основа, 1994. – 311 с.

6. Звягельский Е.Л. Перспективы развития дегазации на шахте им. Засядько/ Е.Л. Звягельский, Б.В. Бокий, О.И. Касимов // Уголь Украины. – 2003. – №12 – С. 35-39.

7. Бокий Б.В. Перспективы извлечения шахтного метана из техногенных скоплений/ Б.В. Бокий // Труды / Макеев. науч.-иссл. ин-т. – Макеевка-Донбасс, 2004, 2 ч. – Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. – С. 69-81.

*Канд.техн.наук, доцент Денисенко В.П.
Магістрант Дудник А.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ОТРАБОТКИ НА ТЕПЛОВЫЕ УСЛОВИЯ ШАХТ РОВЕНЕЦКОГО РАЙОНА ДОНБАССА

Встановлено вплив тектонічної порушеності на геотермічний режим родовища, розрахована питома вага джерел виділення тепла у загальному тепловому балансі виробок.

Глубина разработки является определяющим фактором температуры пород и, соответственно, температуры воздуха в горных выработках. Средняя глубина разработки в Донецком бассейне составляет 800 м, в 38 шахтах работы ведутся на глубине 1000-1300 м, планируется освоение глубин 1400-1600 м. Температура пород на таких глубинах достигает 55-60°С, а температура шахтного воздуха без средств охлаждения – 40-45°С. Освоение больших глубин связано с увеличением затрат на проветривание за счет увеличения депрессии выработок и шахты в целом и необходимости снижения температуры воздуха.

Основная причина повышения температур в горных выработках сверх допустимых норм заключается в выделении значительного количества тепла от горного массива, которое зависит от геотермического режима недр. На нарушение шахтного микроклимата влияет так же ряд производственных факторов.

Проблема борьбы с повышенными температурами шахтного воздуха является актуальной для создания комфортных условий труда.

Анализ последних разработок и публикаций в области тепловых условий отработки угольных пластов указывает на расширение исследований по установлению влияния тепла вмещающих массивов на температуру горных выработок глубоких горизонтов угольных шахт. В работах [1,2,3] отмечено повышение геотемператур в тектонически нарушенных зонах Донецкого бассейна. Применительно к Ровенецкому геолого-промышленному району установлено повышение геотермического градиента непосредственно в сочленении Должанской синклинали с Ровенецким антиклинальным поднятием, который осложнен серией ступенчатых сбросов [4]. Однако к настоящему времени не установлены количественные зависимости влияния таких нарушений на распределение температур массива на полях шахт.

Научно-прикладная задача, которая имеет важное практическое значение для угледобывающей отрасли, состоит в установлении влияния условий отработки угольных пластов на тепловые условия шахт и удельного веса источников выделения тепла в тепловом балансе выработок.

Интенсивная отработка антрацитовых пластов в Ровенецком районе связана с высокими темпами углубления работ. Средняя глубина ведения работ по району превышает 800 м, достигая на двух шахтах, из восьми работающих: шахта им. Вахрушева - 1100 м, шахта им. Дзержинского - 1150 м. Одна, шахта им. Ворошилова ведет работы на глубине 500-550 м (минимальная глубина).

Удельный вес добычи с глубин 700-1150 м составляет 65,7% от общей добычи по ГП Ровенькиантрацит. Основные промышленные запасы по району в количестве 140 млн.т (65%) сосредоточены на интервале глубин 800-1200 м, а 10% запасов находятся на глубине 1200-1500 м. Углубление горных работ по шахтам за год составляет в среднем 25-30 м.

Ровенецкий район, приуроченный к сочленению Должанской синклинали с Ровенецким антиклинальным поднятием, который в свою очередь осложнен серией поперечных сбросов, относится к районам с повышенным температурным режимом недр. В пределах синклинали температура пород на $5^{\circ} - 7^{\circ} \text{C}$ выше на Ровенецком поднятии, чем на северном крыле и в замковой части структуры. Повышенный режим района связан с высокой тектонической нарушенностью Ровенецкого поднятия.

Температура пород в зонах поперечных сбросов с амплитудами от 10 м – 180 м в пределах полей шахт им. Вахрушева и им. Фрунзе на гор. – 700 м составляет $30^{\circ} - 32^{\circ} \text{C}$. Вне зон нарушений температура пород на этом горизонте составляет $25^{\circ} - 27^{\circ} \text{C}$.

На глубине 1000 м в пределах всего района температура пород изменяется от 26°C до $34,5^{\circ} \text{C}$, в зависимости от приуроченности к нарушенным зонам. Величина геотермического градиента, при этом изменяется от 1,6 до $2,7^{\circ} \text{C}/100 \text{ м}$ глубины.

В плоскости пласта h_8 , который интенсивно разрабатывается всеми шахтами района, поведение температур пород подчиняется общей закономерности – увеличение температуры с глубиной при постоянном геотермическом градиенте. Эта закономерность прослеживается только на участках пласта, расположенных между крупными тектоническими нарушениями (сбросами). Причем до глубины 600-700 м геотермический градиент остается постоянным независимо от нарушенности пород. В зонах поперечных сбросов, на глубине свыше 700 м, наблюдаются повышенные температуры по сравнению с ненарушенными участками.

На полях шахт им.Вахрушева и им.Фрунзе развита серия сравнительно крупных сбросов: сброс Ясиновский I и II с амплитудой смещения 15 и 17 м; сброс Юськинский I и II с амплитудой 80 и 15 м, соответственно. Затем серия сбросов: Юськинский Западный I, Юськинский Восточный I и II, Промежуточный II с амплитудами от 10 до 180 м. Естественной восточной границей шахты им.Фрунзе является Сброс №1 - южная ветвь. Температура пород в зонах указанных нарушений значительно повышается и составляет на гор.-700 м 30-32 °С, тогда как на ненарушенных участках такие температуры прослеживаются на глубине -800, -900 м.

На шахтах «Луганская» и «Ровеньковская» в зоне сочленения сбросов Михайловского Западного и Восточного с амплитудами 16-20 м геоизотерма +26 °С проходит на глубине -450 м, на ненарушенном участке – на глубине -500, -550 м.

На поле шахт им.Космонавтов и им.Дзержинского влияние на поведение геоизотермы + 26 °С оказывает сброс Кленовый I с амплитудой 20 м.

Ранее отмечалось, что такие нарушения, которые образовались в условиях растяжения пород, служат путями миграции нагретых глубинных вод и газов. Приуроченность выделений углекислого газа в горные выработки и скважины в значительных количествах, глубинное происхождение газов, наличие гидротермальных минералов, является доказательством открытости этих нарушений.

Климатические параметры рудничного воздуха по данным ПВС шахт показывают (таблица), что в шахтах, горные работы которых превысили глубину 850-900 м, наблюдаются температуры воздуха в очистных и подготовительных забоях, превышающие допустимые нормы (27-29 °С). На шахте им.Дзержинского температура воздуха в очистном забое достигает 32°С даже при применении передвижного кондиционера. Скорости движения воздуха по лавам составляют в среднем 0,8-1,2 м/с, максимально достигая 2,7м/с на шахте им.Дзержинского. Относительная влажность воздуха изменяется от 80 % – 96 %.

С помощью маршрутных тепловых съемок определялись термо-влажностные условия в горных выработках шахт. Всего было проведено 5 маршрутных съемок на 4-х шахтах: 2 съемки на шахте им.Вахрушева, 1 съемка на шахте им.Фрунзе, по одной съемке на шахтах «Ровеньковская» и им.Дзержинского.

Результаты тепловой съемки на шахте им.Фрунзе показали, что температура входящего воздуха на участок лавы 6-ой южной панельной составляет 21,5 °С, на исходящей струе лавы температура воздуха составила 26 °С. Указанная лава отрабатывала пласт h_8 на глубине 950 м.

Таблица – Фактические показатели климатических условий

Наименование выработки	Очистные выработки			Подготовительные выработки		
	t, °C	Q, %	V _{воз} , м/с	t, °C	Q, %	V _{воз} , м/с
им. В.В. Вахрушева						
Лава №40 пл. h ₈ г. 1100м	25,7	80,0	1,2			
Лава №11 пл. h ₁₁ г.870 м	28,3	91,0	0,8			
Лава №40 пл. h ₁₁ г.930 м	27,2	80,0	0,85			
Лава №4 пл. h ₈ г. 890 м	27,1	85,0	0,98			
Вентштрек №1 г.860 м				27,0	85,0	0,45
Запад.др.штрек пл. h ₈ г. 1115м				26,8	85,0	0,7
Вентиляционный штрек №17				27,0	85,0	0,6
Лава № 3 пл. h ₁₀	30,0	91,0	0,60			
Лава № 7 пан. пл. h ₁₀	30,0	91,0	0,93			
Лава № 6 пл. h ₁₀	29,0	91,0	0,80			
Лава № 44 пл. h ₈	30,0	92,0	0,74			
Конв. штрек № 3 пл. h ₁₀				32,0	91,0	0,66
Конв. штрек № 5 пл. h ₁₀				29,0	91,0	0,45
Вентходок № 5 пл. h ₁₀				30,5	94,0	0,91
Вентходок № 7 пл.h ₁₀ (за лавой)				29,0	93,0	1,55
Конв. штрек № 4 пл. h ₁₀				30,2	92,0	0,76
Конв. штрек № 7 пл. h ₁₀				29,0	92,0	0,48
Конв.штрек № 44 пл. h ₈ г.1116м				27,4	90,0	0,90
Вентштрек № 42 пл. h ₈				32,2	91,0	1,1
им. Космонавтов						
Лава №340 пл. h ₁₁	21,1	90,1				
Лава №265 пл. h ₁₁ .	19,1	80,0				
Лава №1 пл. h ₁₁	18,8	87,0				
Лава №2 пл. h ₁₀	18,9	87,0				
Лава №620 пл. h ₁₀	19,1	89,0				
Ровеньковская						
Лава №357 пл. h ₇	25,4	87,0	1,17			
Лава №332 пл. h ₇	27,2	90,0	1,74			
Лава №312 пл. h ₇	26,7	94,0	2,22			
им. Фрунзе						
Лава №6 пл. h ₈ г. 960 м	26,0	88,0	0,88			
им. Ф.Э. Держинского						
Лава №708 пл. h ₈ г. 1050 м	32,0	96,0	2,8			
Лава № 716 пл. h ₈	30,0	85,0				
Конвейерный бремсберг № 1 пл. h ₈				32,0	91,0	
Вентбремсберг № 1 пл. h ₈				32,0	91,0	
Западный вентштрек № 714				30,0	85,0	

На шахте «Ровеньковская» было обследовано 4 лавы на горизонте 870 м (лавы №370, №352, №332, №312). При температуре воздуха 25°С, входящего на участки по 35-му откаточному штреку, температура воздуха на исходящих струях лав составила: лава №370 – 25°С, лава №352 – 28°С, лава №332 – 27,2°С, лава №312 – 27°С.

На шахте им. М.М. Вахрушева обследовалось 3 лавы на гор.1000 - 1500 м. На удалении от воздухоподающего ствола 1600-2000 м температура воздуха, поступающего на добычные участки, составила 20,5°С. На исходящей струе лавы №34 температура воздуха составила 26°С. В конвейерном штреке №34, который проходится впереди лавы отмечена температура 30°С. На исходящих струях лав 1-ой панельной и №31 зафиксирована температура 29,8°С и 29,2°С, соответственно.

На шахте им.Дзержинского изменение температуры и влажности воздуха по маршруту тепловой съемки следующее. На земной поверхности (устье вертикального ствола) температура + 1°С влажность 86 %. В рудничном дворе: температура + 13°С, влажность 87 %. От выработок рудничного двора до начала конвейерного штрека лавы (цепочка ступенчатых уклонов) температура возросла с + 13°С до 24,4°С, влажность с 87 % до 94 %. От устья конвейерного штрека до лавы температура достигла 27,3°С, влажность – 96 %. На исходящей лавы зафиксирована температура + 32,2°С, влажность 96 %.

По результатам тепловой съемки установлены источники тепловыделений и их удельный вес в тепловом балансе выработок. Наиболее интенсивный нагрев воздуха происходит в результате прохождения его по конвейерному штреку и по лаве (от 24,2 до 32,2°С). Происходит это по следующим причинам в результате:

- теплообмена воздуха с окружающими породами;
- окислительных процессов;
- теплообмена воздуха с электрическими машинами, механизмами и оборудованием.

Анализ теплового баланса показывает, что по данному маршруту основными факторами, влияющими на нагрев шахтного воздуха, являются:

- теплообмен между рудничным воздухом и породой;
- теплообмен между рудничным воздухом и работающими механизмами;
- сжатие воздуха при движении его по наклонным выработкам вниз.

Влажность воздуха изменяется равномерно от 86,4-96%. Пропорционально изменению температуры и влагосодержания изменяется и энтальпия шахтного воздуха. Наибольший рост энтальпии наблюдается в конвейерном штреке и лаве. Максимальное значение энтальпии достигается при выходе струи из лавы и составляет 83,7 кДж/кг.

Анализ данных тепловой съемки для условий шахты им. Дзержинского показал, что значения тепловыделения в выработках распределяются следующим образом: теплоотдача горного массива составляет 72%, сжатие вентиляционной струи при движении вниз 2,5%, тепловы-

деление от механизмов и оборудования 15%, от окисления и охлаждения горной массы на транспорте 9% и 1,5% от прочих источников. Наиболее интенсивное увлажнение воздушной массы происходит на участках уклонов и конвейерного штрека, где имеет место обводненность, а зеркало воды составляет 200 м².

Выводы:

– геотермический режим шахт зависит от их тектонической структуры. В тектонически нарушенных зонах температура пород повышена;

– основным фактором, предопределяющим температуру воздуха в выработках, при прочих равных условиях, является температура породного массива;

– условия разработки пластов в Ровенецком районе влияют на изменение температур воздуха в выработках. Низкие скорости движения воздуха в лавах свидетельствуют о том, что возможности вентиляции шахт в борьбе с высокими температурами еще не исчерпаны.

Установлено влияние тектонической нарушенности на геотермический режим месторождения, рассчитан удельный вес источников тепла в тепловом балансе выработок.

Influence of tectonic narushennosty on the geothermal mode of deposit is set, specific gravity of sources of heat in general thermal balance of making is expected.

Библиографический список

1. Банковский Р.А. Геометрия Донбасса/ Р.А.Банковский// Советская геология. – 1956 г. – 44 – С. 237-239.

2. Денисенко В.П. Особенности прогнозирования газопроявлений при разработке гидротермальных рудных месторождений, залегающих в угленосных отложениях: автореф. дис. канд. техн. наук : : защищена 19.11.92 : утв. 20.12.92/ Денисенко Владимир Петрович; ИПКОН РАН. – М., 1992. – 18 с.

3. Воронин В.А., Луцик П.П., Малюга В.Ф. Регулирование тепловых условий угольных шахт/ В.А.Воронин, П.П. Луцик, В.Ф. Малюга – К.: Техника, 1983 г. – 87 с.

4. Гнипп Л.В. О происхождении углекислого газа в Донецком бассейне/ Л.В. Гнипп // Известия ВУЗов. Геология и разведка. – 1972. – №6. – С. 99 -105.

5. Тепловой режим недр СССР/ А.В. Пейве [и др.]; под ред. А.В. Пейве. – М.: Недра, 1970. – 224 с.

6. Руководство по проведению тепловых съемок в угольных шахтах. – Макеевка, МакНИИ, 1982 г. – с. 97.

7. Геология месторождений угля и горных сланцев СССР: в 12 т. – М.: Недра, 1978 г. – Т. 12: – 1978. – 260 с.

*Канд. техн. наук, доцент Подлипенская Л.Е.
ассистент Бубунец Ю.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА

Проведено дослідження динамічного ряду метановиділення виїмкової ділянки методом “Гусениця”- SSA. Виконано аналіз головних компонентів траєкторної матриці ряду. Отримано розкладення ряду на інформативні компоненти та шуми.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Общеизвестно, что метановыделение в очистных забоях имеет ярко выраженный динамический характер [1]. На практике это приводит к тому, что в разные периоды времени отработки выемочных участков на расстоянии L от разрезной печи наблюдаются резкие колебания значений метановыделения в исходящей струе выемочного участка (рис.1, данные взяты по 26 Орловской лаве ш. “Молодогвардейская” ГКХ “Краснодонуголь”).



Рисунок - 1 Динаміка метановиділення в исходящій струї виїмочного участка

В то же время в нормативных документах [2] колебания метановыделения учитываются с помощью усредненного коэффициента неравномерности. Такой подход к учету динамического характера выделения метана не позволяет увязать его с соответствующим периодом времени и пространственным положением лавы относительно разрезной печи. Кроме этого, использование усредненных значений колебания метановыделения зачастую ведет к необоснованному занижению расчетных значений нагрузки на очистной забой и негативно сказывается на принятии решений по внедрению современных высокопроизводительных механизированных комплексов.

Авторам представляется актуальной проблема создания математической модели, на основе современных теорий моделирования, для описания динамики метановыделения и позволяющей выявлять и разделять закономерные и случайные составляющие процесса выделения метана, увязывая их с влиянием геологических и технологических факторов. На этой основе открывается возможность существенно повысить надежность прогнозов абсолютного и относительного выделения метана в очистных забоях и разрабатывать рекомендации по управлению этим процессом. Решение указанных задач требует применения специальных методов, позволяющих описывать динамические процессы.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время существует множество методов, так или иначе решающих проблемы, связанные с моделированием процессов, содержащих регулярные составляющие. Анализ временных рядов (в данном случае по регулярной компоненте L) предполагает, что данные содержат систематическую составляющую (обычно включающую несколько компонент) и случайный шум, который затрудняет обнаружение регулярных компонент. В общем случае временной ряд рассматриваемого в примере типа, можно представить себе состоящим из четырех различных компонент: сезонной компоненты S_L , тренда T_L , циклической компоненты C_L и случайной, нерегулярной компоненты или флуктуации E_L . Разница между циклической и сезонной компонентой состоит в том, что последняя имеет регулярную (сезонную) периодичность, тогда как циклические факторы обычно имеют более длительный эффект, который к тому же меняется от цикла к циклу. Большинство методов исследования временных рядов включает различные способы фильтрации шума, позволяющие увидеть регулярную составляющую более отчетливо. Это методы спектрального анализа [3], ARIMA-модели [4], методы сезонной декомпозиции [5] и др. Недостатками одних методов является неудовлетворительная реконструкция разлагаемого сигнала, других – требование идентификации модели на предварительном этапе, что уменьша-

ет гибкость создаваемых моделей. Нами предлагается использовать современный метод моделирования временных рядов под названием "Гусеница"-SSA [6]. Этот свободный от модели метод, предназначенный для исследования структуры временных рядов и их прогнозирования, совмещает в себе достоинства многих других методов, в частности, анализа Фурье и регрессионного анализа. Вместе с тем он отличается простотой и наглядностью в управлении. Метод разрабатывался независимо в России, Великобритании и США под разными именами – "Гусеница" и SSA (Singular Spectrum Analysis) [7].

Постановка задачи. Изучить возможности применения метода "Гусеница" в задачах исследования динамики метановыделения в исходящей струе выемочного участка.

Изложение материала и его результаты.

Базовый вариант метода состоит в преобразовании одномерного ряда в многомерный с помощью однопараметрической сдвиговой процедуры (отсюда и название "Гусеница"), исследовании полученной многомерной траектории с помощью анализа главных компонент (сингулярного разложения) и восстановлении (аппроксимации) ряда по выбранным главным компонентам. Таким образом, результатом применения метода является разложение временного ряда на простые компоненты: медленные тренды, сезонные и другие периодические или колебательные составляющие, а также шумовые компоненты. Полученное разложение может служить основой прогнозирования как самого ряда, так и его отдельных составляющих.

Применим метод "Гусеница" к динамическому ряду метановыделения q_L (рис.1). Для удобства рассмотрения графиков, представленного фрагмента выемочного участка, приведем расстояние от разрезной печи до начальной точки $L=460$ к 0, т.е. $l=L-460$. В качестве лаговой переменной служит величина l , дискретизированная с шагом 1 м. Обозначим получившийся динамический ряд $F = (f_0, f_1, \dots, f_{N-1})$. Параметры модели: длина ряда $N=453$; длина гусеницы $M=228$; $k=N-M+1=226$. Траекторная матрица X состоит из векторов вложения в качестве столбцов, полученных из ряда F . Корреляционная матрица для сформированного массива X представлена в графическом виде на рис. 2 (чем темнее раскраска, тем больше корреляция между факторами).

При явной периодичности должны быть темные полосы с интервалом, равным периоду. Для данной матрицы такая закономерность не наблюдается. Следовательно, наша периодичность носит скрытый характер.

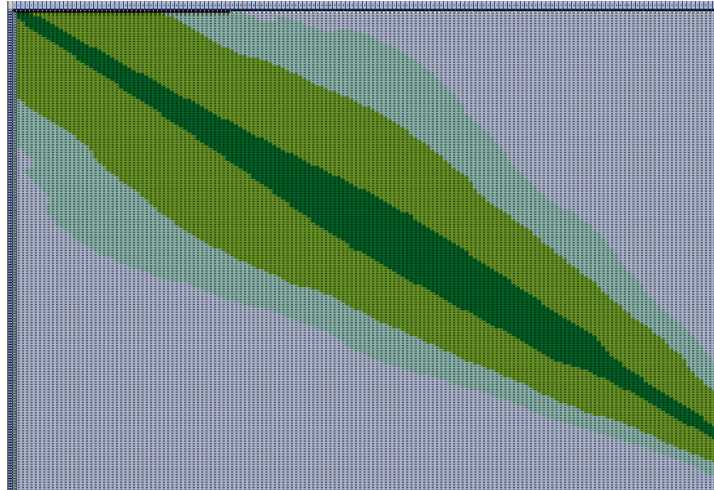


Рисунок - 2 Корреляционная матрица

Следующим шагом метода "Гусеница" является анализ главных компонент. В качестве первого результата АГК на рис.3 представлены собственные числа ковариационной матрицы $S = X \cdot X^T$.

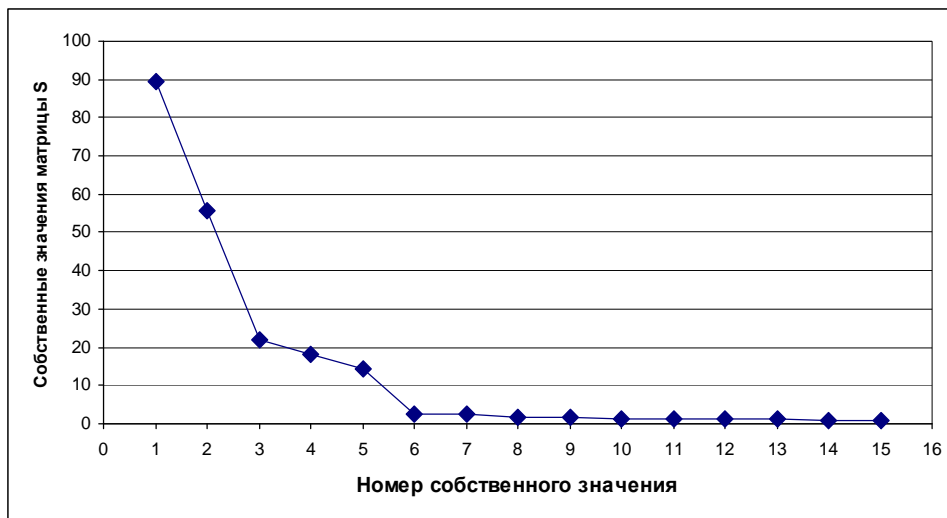


Рисунок - 3 Собственные числа ковариационной матрицы

По этому рисунку можно предположить, сколькими главными компонентами описывается данный ряд. Например, можно говорить о том, что после приблизительно 10–15 главной компоненты находится шум (равномерное убывание очень маленьких собственных чисел). Метод "Гусеница" предполагает так же другие критерии. Так как одной синусоидальной составляющей соответствует в идеальной ситуации две главные компоненты с одинаковым периодом ("синус" и "косинус"),

соответствующие одному собственному числу, то в реальной ситуации эти две главные компоненты соответствуют близким собственным числам. Поэтому на графике можно увидеть "ступеньку". Такие ступеньки могут быть и для маленьких собственных чисел. На рис.3 наиболее заметны "ступеньки", соответствующие ГК 4–5 и 6–7, хотя последняя пара практически незначима.

Процедура "Гусеница" порождает набор линейных фильтров, настроенных на составляющие исходного процесса. При этом собственные векторы матрицы S выступают в роли переходных функций соответствующих фильтров. Визуальное и аналитическое изучение, как собственных векторов U_i , так и главных компонент Y_i , полученных в результате линейной фильтрации, может дать много интересной информации о структуре изучаемого процесса и свойствах составляющих его слагаемых. На рис.4 – 6 представлены одномерные графики собственных векторов (по координатно) и главных компонент Y_i (по лаговой переменной), которые дают представление о характере поведения соответствующих им компонент исходного ряда.

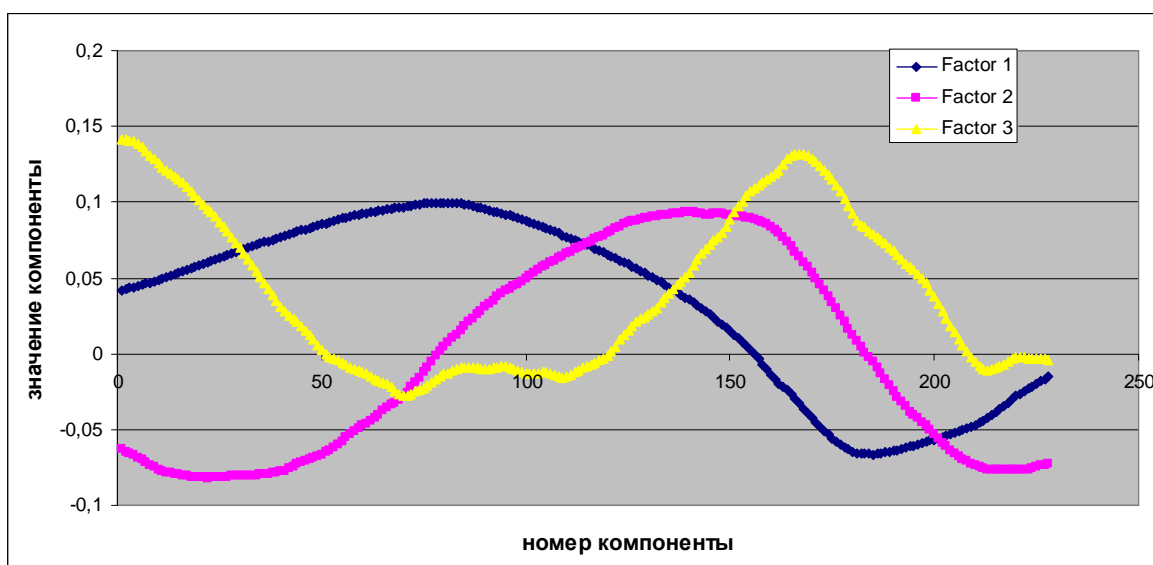


Рисунок - 4 Собственные векторы для ГК 1, 2, 3

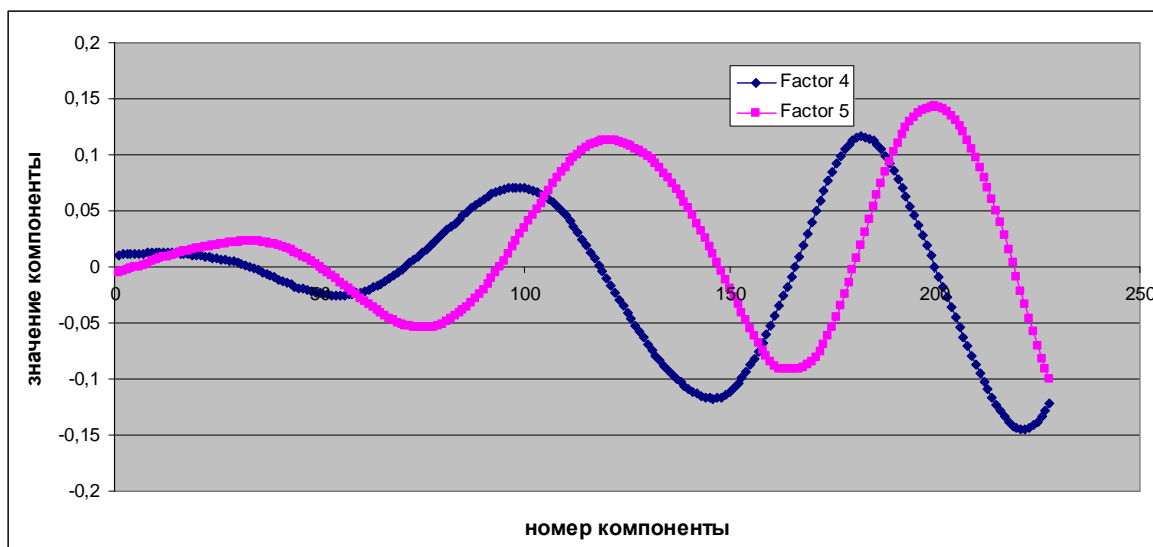


Рисунок - 5 Собственные векторы для ГК 4, 5

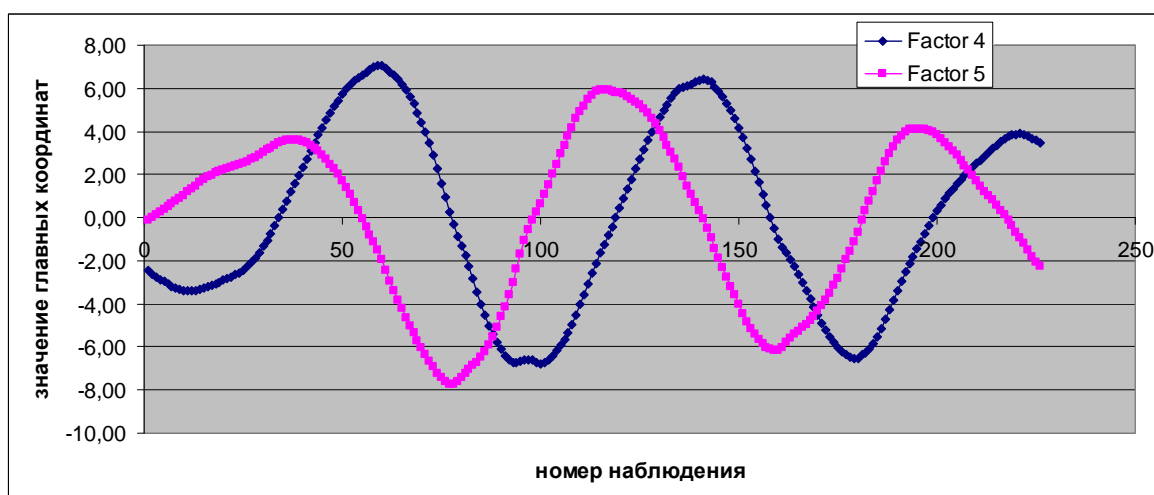


Рисунок - 6 Главные компоненты ГК 4,5 в динамике

Визуальный анализ графиков показывает, что первые три главные компоненты могут относиться как к тренду, так и к низкочастотной составляющей (что формально неразличимо). Здесь мы отнесем их к тренду. Пара ГК 4 и 5 говорят о сезонной компоненте с периодом примерно 80 м. (рис. 5), правда с раскачивающейся амплитудой, что может свидетельствовать как о нестационарности процесса, так и том, что в пару ГК 4 и 5 вошла часть тренда. Рис. 6 позволяет лучше увидеть данную скрытую периодичность. Анализ аналогичных графиков для пары ГК 6 и 7 не подтверждает (на основании собственных векторов) наличие сезонности, связанной с этой парой. Это, возможно, связано с ложной периодичностью или нестационарностью поведения данных компонент.

Для облегчения разбиения главных компонент по парам служат двухмерные графики собственных векторов (рис.7а-е).

Так как двумерное изображение синуса и косинуса образует единичную окружность, то гармоническая составляющая с целым периодом изображается в виде правильного многоугольника с числом вершин, равным величине периода. Такого графика мы не выявили. При изменении амплитуды многоугольник превращается в спираль (рис.7г). Это подтверждает сезонность, выявленную парой ГК 4 и 5, с увеличивающейся амплитудой (поскольку спираль раскручивается). График рис.7а подтверждает тренд-циклическую природу ГК 1–2, в то время как ГК 3 лишено признаков цикличности. Эту компоненту можно отнести к тренду.

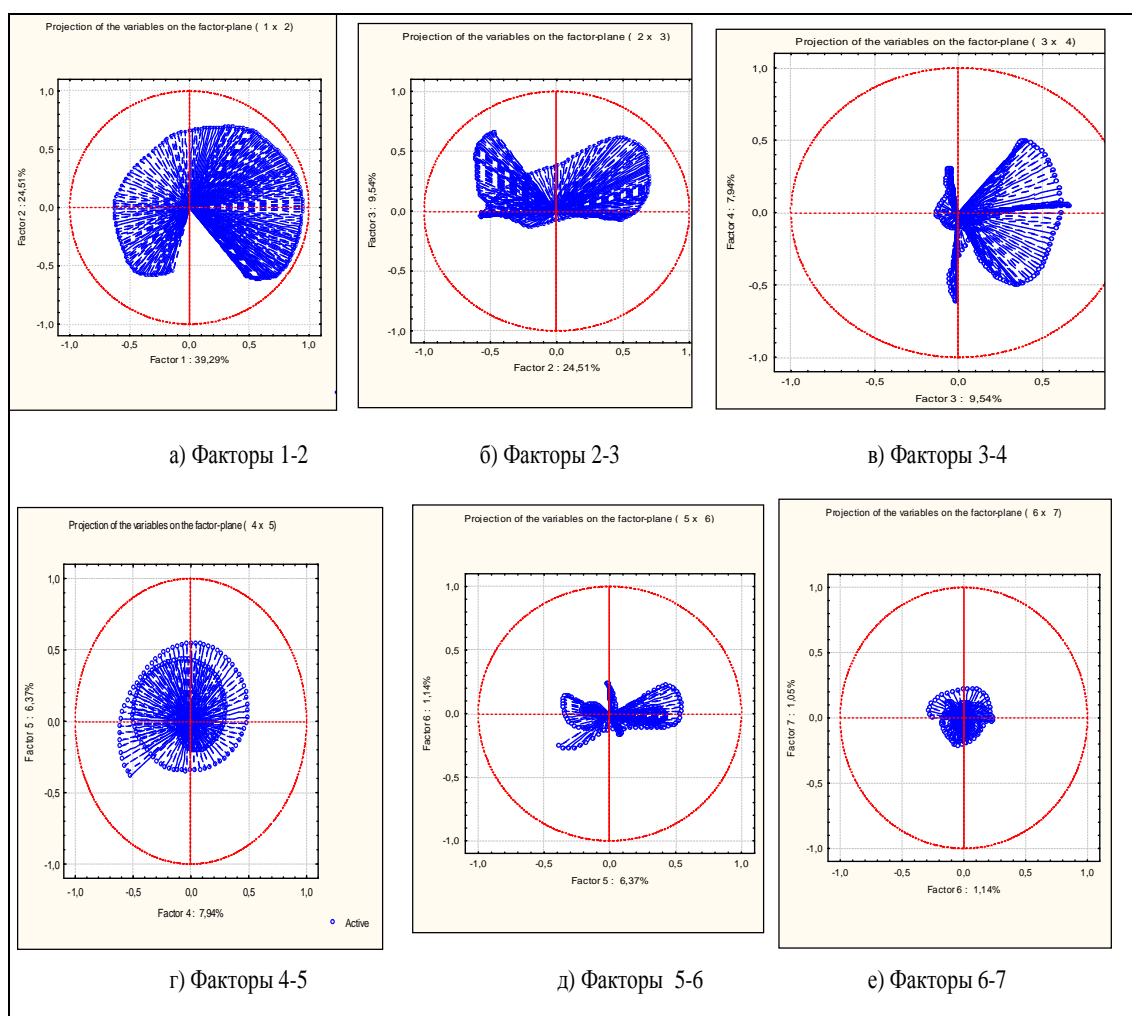


Рисунок - 7 Двухмерные графики пар главных компонент

Воспользовавшись приведенным выше анализом, проведем восстановление ряда по разным наборам главных компонент (рис. 8-9).

Наиболее приемлемое сочетание простоты модели и точности прогноза дает восстановление исходного ряда по первым пяти компонентам (рис.9).

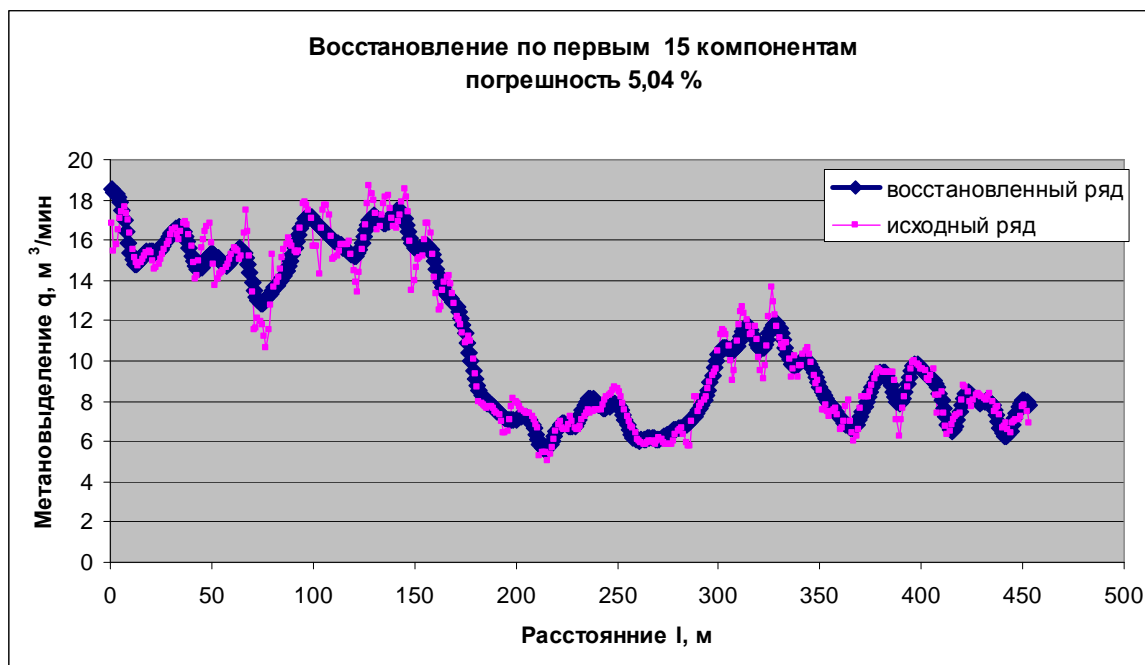


Рисунок - 8 Исходный и восстановленный по ГК 1–15 динамические ряды

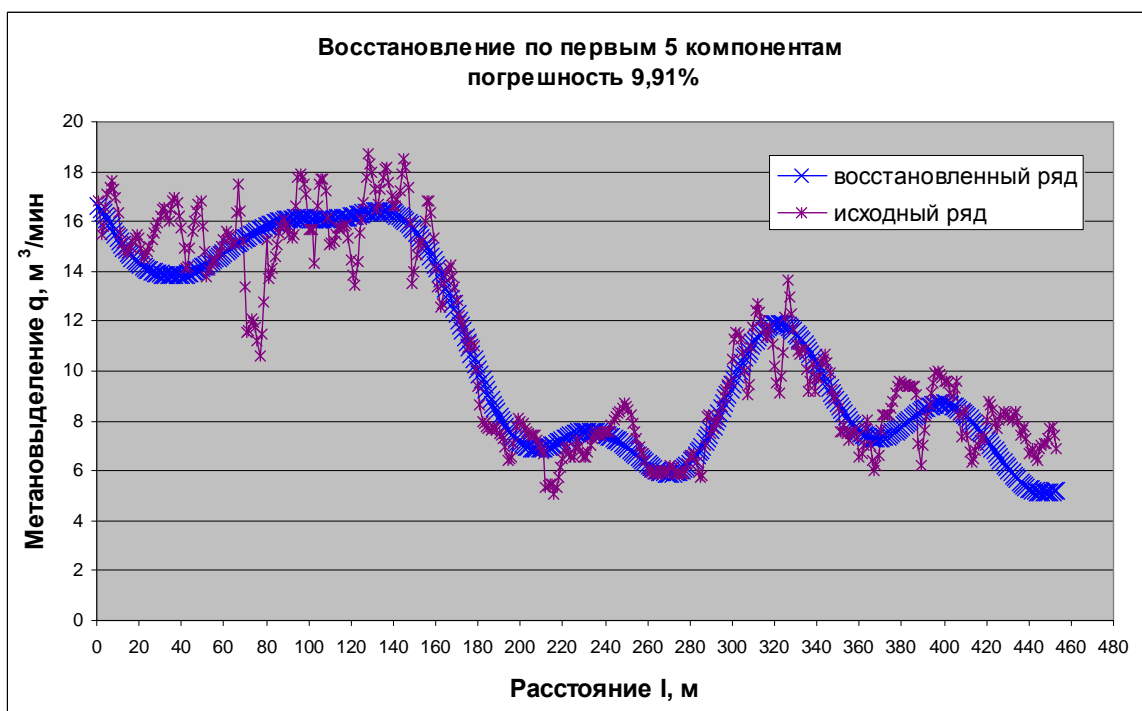


Рисунок - 9 Исходный и восстановленный по ГК 1–5 динамические ряды

При исследовании динамики метановыделения наибольший интерес представляет не только конечное восстановление динамического ряда, но и разложение ряда на компоненты, дающее возможность интерпретировать каждую отдельную составляющую как отклик исследуемого показателя на изменение факторов горного производства (как горно-геологического, так и технологического характера). Для этой цели используем сингулярное разложение матрицы X :

$X = X_1 + \dots + X_d$, где $X_i = \sqrt{\lambda_i} \cdot U_i \cdot V_i^T$ – i -ая компонента разложения; (λ_i, U_i, V_i^T) – i -ая собственная тройка сингулярного разложения; λ – собственное значение компоненты; U, V – соответственно левые и правые сингулярные векторы разложения ковариационной матрицы.

Оставляя только пять первых компонент и группируя их (ГК 1-3 для тренд-циклической компоненты; ГК 4-5 для сезонной компоненты), получим следующее разложение для восстановленного ряда: $F^{восст} = F_1^{1,2,3} + F_2^{4,5}$ (рис. 10).

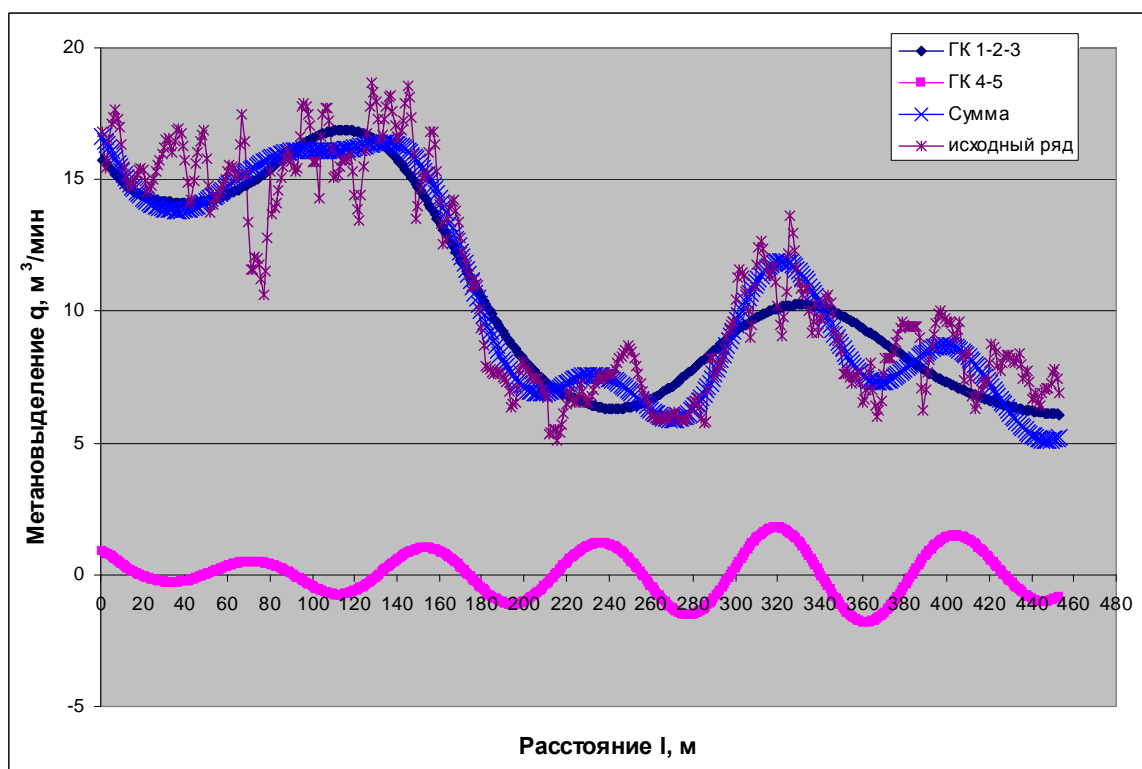


Рисунок – 10 Графики разложения динамического ряда

Высокочастотные колебания исследуемого признака, выявленные по парам ГК 6-7 и ГК 8-9, не вошедшие в окончательную модель могут быть результатом шума или дискретизации данных (шаг 1м). Поэтому если для низкочастотных составляющих обычно решается вопрос о том,

что это – тренд или периодика, то для высокочастотных составляющих должен ставиться вопрос об их случайности. В данном случае остатки прошли тест на независимость, случайность и нормальность, и это еще раз подтверждает правильность выбранной модели.

Анализируя полученное разложение, можно сделать вывод о наличии в динамике метановыделения долгосрочного тренда $F_1^{1,2,3}$ с резким изменением поведения в середине ряда и сезонной компоненты $F_2^{4,5}$ с периодом 80 м, показывающей цикличность отклонений метановыделения от тренда.

Выводы и направление дальнейших исследований. Данная работа показала эффективность применения метода “Гусеница”- SSA к задачам выявления структуры и выделения периодичностей для динамических рядов метановыделения выемочных участков. Результатом применения метода является разложение ряда на простые интерпретируемые компоненты. Таким образом, появляется возможность выделить из изучаемого ряда информативную часть и отбросить шумы, что позволит сделать анализ факторов влияющих на метановыделение, определяя степень их влияния и периодичность. Следующим этапом может быть прогноз как для восстановленного ряда с помощью бутстреп-доверительных интервалов, так и исходного динамического ряда.

Проведено исследование динамического ряда метановыделения выемочного участка методом “Гусеница”- SSA. Выполнен анализ главных компонент траекторной матрицы ряда. Получено разложение ряда на информативные компоненты и шумы.

The investigation of dynamic range of methane emission of production site by method of “Caterpillar” – SSA was performed. The analysis of main components of trajectory of range matrix is made. Range breakdown into informative components and noise is given.

Библиографический список:

1. *Метан в угольных пластах от образования до выделения: Монография/ Н.И. Антощенко, В.Д. Шепелевич. – Алчевск: ДонГТУ, 2006. – 267 с.*
2. *Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 312 с.*
3. *Четыркин Е.М. Статистические методы прогнозирования. – М.: Статистика, 1977. – 272 с.*
4. *Бокс Дж., Дженкинс Г. Анализ временных рядов. Прогноз и управление/Пер. с англ./ М.: Мир, 1974, вып. 1 и 2.*

5. *Эконометрика: Учебник/Под. ред.. И.И. Елисейевой.* – М.: Финансы и статистика, 2001. – 344 с.

6. *Голяндина Н.Э. Метод «Гусеница»-SSA: анализ временных рядов: Учеб. пособие.* СПб: Изд-во СПбГУ, 2004. 76 с.

7. *Elsner J.B. and Tsonis A.A. Singular Spectrum Analysis. A New Tool in Time Series Analysis.* New York and London: Plenum Press, 1996. 164 p.

*Канд. техн. наук, доцент Чернявский А.В.
старший преподаватель Русанова Р.П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПЕРСПЕКТИВНАЯ ОЦЕНКА И ПЛАНИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА ДОБЫВАЕМЫХ УГЛЕЙ

Наведені результати теоретичних досліджень, отримані емпіричні залежності дозволяють прогнозувати зольність вугілля, що добувається в залежності від конкретних горно-геологічних умов

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Существующие методы перспективной оценки зольности добываемых углей не позволяют их прогнозировать в конкретных горно-геологических условиях. Поэтому разработка конкретного алгоритма расчета зольности добываемых углей на перспективу позволит снизить уровень неопределенности в этом вопросе.

Анализ исследований и публикаций. Анализ отечественных и зарубежных исследований и разработок [1-4], показывает, что зольность добываемых углей существенно влияет на основные показатели работы угольных шахт и особенно на формирование стоимости угля.

Постановка задачи. Исследовать зависимость зольности добываемых углей от конкретных параметров угледобычи.

Изложение материала и его результаты.

Анализ работы угольных предприятий Донецкого бассейна показывает, что с увеличением глубины разработки возрастает зольность добываемых углей.

Так, например, на угольных шахтах ПО «Луганскуголь» среднегодовые темпы роста зольности добытого угля составили 0,016% на 1м. увеличения глубины разработки.

Увеличение зольности добываемых углей обусловлено не только разработкой пластов с повышенной природной зольностью, но и изменением технологии добычи угля.

Кроме того с уходом на глубину растет число пластов имеющих ложную кровлю, которая при выемке пласта обрушается, увеличивая зольность горной массы.

Повышенная зольность добываемого угля отрицательно влияет на основные технико-экономические показатели угольных предприятий.

Разработка и реализация мероприятий по снижению зольности добываемого угля позволит существенно снизить его себестоимость.

Проведенные исследования позволили выявить факторы оказывающие существенное влияние на зольность добываемого угля. Наиболее влияющими факторами оказались:

- среднединамическая мощность разрабатываемых пластов (m), м;
- скорость подвигания очистной линии забоев (V), м/мес;
- длина очистной линии забоев (L), м;
- средняя глубина разработки (H), м.

При исследовании характера влияния исследуемых факторов на зольность добываемого угля производился перебор различных видов зависимостей (линейной, квадратичной, гиперболической, логарифмической) с целью выявления наиболее адекватной для каждого фактора. Выбор лучшего вида зависимости производился по наибольшей величине коэффициента корреляции (r) или корреляционного отношения (η), их надежности (по Z – критерию Стюдента) и наименьшей величине ошибки аппроксимации (ϵ).

Лучшими видами зависимостей оказались:

$$A^c = 38 - 6,6 / m ;$$

$$A^c = 42,4 - 0,0052V^2 ;$$

$$A^c = 30,2 + 0,0000025L^2 ;$$

$$A^c = 41,6 - 4500 / H .$$

Комплексное влияние всех факторов на зольность добываемого угля описывается следующим уравнением множественной регрессии:

$$A^c = 47,8 - 6,43 / m - 0,0048V^2 + 0,0000017L^2 - 1370 / H ;$$

$$\eta = 0,55; \quad Z\eta = 9,1; \quad \epsilon = 3,3\% ;$$

$$\Theta_1 = 0,16; \quad \Theta_2 = -0,57; \quad \Theta_3 = 0,126; \quad \Theta_4 = 0,083 .$$

Расчитанные коэффициенты эластичности (Θ_i), позволяют выявить на сколько процентов изменится средняя величина зольности при изменении соответствующего фактора на 1%.

Факторы по степени их влияния ранжируются следующим образом:

$$V > m > L > H$$

Наличие регулируемых факторов (V и L) позволяет управленческому персоналу разрабатывать и оперативно оценивать эффективность мероприятий направленных на снижение зольности добываемых углей.

Для прогнозирования и перспективного планирования зольности добываемых углей на шахтах исследовалась динамика изменения данного показателя и формирующих его факторов во времени. При этом использовались статистические данные 1999-2006 годов. Выявлены и количественно описаны закономерности развития каждого исследуемого фактора во времени (тренды). Эмпирическое выражение линии тренда для каждого фактора имеет следующий вид:

$$m_{(z)} = 1,23 + 0,0072(t - 1998);$$

$$V_{(z)} = 41 + 0,34(t - 1998)^2;$$

$$L_{(z)} = 1146 - 18,2(t - 1998);$$

$$H_{(z)} = 501 + 3,96(t - 1998).$$

где t – прогнозируемая дата.

Выводы и направление дальнейших исследований. Полученные зависимости позволяют рассчитывать динамику изменения каждого фактора в перспективе и используя многофакторную модель прогнозировать зольность добываемого угля на шахтах ПО «Луганскуголь».

Использование результатов исследования для целей планирования будут способствовать повышению обоснованности и реальности плановых заданий по снижению зольности добываемых углей.

Проведенные результаты теоретических исследований полученных эмпирических зависимостей позволяют прогнозировать зольность добываемых углей в зависимости от конкретных горно-геологических условий.

The conducted results of theoretical researches of the got empiric dependences allow to forecast the zolnost obtained coals depend on concrete mountain-geological terms.

Биографический список.

1. Білецький В.С. *Переробка і якість корисних копалин.* –Донецьк: Східний видавн. дім. 2005 – 324с.
2. Захожай В.Б. *Статистичне забезпечення управління якістю.*-К.: Центр навчал. літер. 2005. -341с.
3. Абрамов А.А. *Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых.* – М.: Из-во МГУ, 2004. – Т.1: *Обогатительные процессы и аппараты.*-472с.
4. Ващенко В.И., Кодуков Б.А. *Тренд-метод, его возможности и использование для анализа горно-геологической обшлаковки на шахтах.* „Уголь Украины” №12, 2006г. стр. 21-22.

УДК 622. 27:622. 1

*Канд. техн. наук Карлова В.В.
канд. техн. наук, доцент Черникова С.А.
инж.Магеря Г.Г.
(ГФ УИПА, г. Стаханов, Украина)
Магеря Я.О.
(МАНУ г. Харьков)*

ИЗМЕНЕНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ И ВЛАЖНОСТИ ВОЗДУХА СКЛАДА ШИХТЫ ФЕРРОСПЛАВНОГО ЗАВОДА

Приведені результати інженерно - геологічних і гідрогеологічних пошуків на території Стаханівського заводу феросплавів. Отримані залежності, які описують зміни температури і вологості від рівня підйому ґрунтових вод у часі. Встановлено руйнівний вплив цих факторів на будівельні конструкції.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Температура и относительная влажность воздуха являются основными параметрами микроклимата производственных помещений. Они характеризуют условия труда, а при наличии агрессивных газов и пыли обуславливают степень воздействия среды на строительные и металлические конструкции зданий.

В настоящее время недостаточно исследован вопрос о взаимосвязи микроклимата производственных помещений и разрушении строительных и подкрановых конструкций в агрессивных средах. Научное задание заключается в исследовании влияния температуры и относительной влажности производственных помещений в различные времена года на протяжении суток, а также выявлению закономерностей между микроклиматом и развитием процесса физико-химической коррозии подкрановых конструкций колонн и подкрановых путей. Дальнейшей научной и практической задачей будет разработка единой методики оценки и мер контроля коррозии конструкций с учетом влияния главных отрицательных факторов среды.

На Стахановском ферросплавном заводе инженерно – геологические и гидрогеологические изыскания были начаты в 1953 г., затем продолжены в 1976г.

В 1970-1980 г.г Государственный научно-исследовательский институт « Гипросталь» г. Харьков и Московский институт промзданий занимались вопросами влияния агрессивных вод на промышленные конструкции. Была выполнена работа по оценке технического состоя-

ния зданий и сооружений, эксплуатируемых в агрессивных средах, отмечено отсутствие единой методики по оценке надежности подкрановых конструкций, увеличению сроков их службы, прогнозированию их состояния.

Проведенные авторами статьи исследования в 1990 – 2000 г.г. показали взаимную обусловленность микроклимата помещений, уровня грунтовых вод и деформацией подкрановых конструкций колонн.

Разработанная на основе систематического наблюдения и технического надзора методика позволит прогнозировать состояние подкрановых конструкций с целью установления допустимых сроков его надежной эксплуатации, а также защитить фундаменты подкрановых конструкций от разрушительного влияния агрессивных вод.

Постановка задачи. Исследовать зависимость температуры и влажности в производственных цехах от температуры и влажности окружающей природной среды и уровня подземных вод на примере Стахановского завода ферросплавов.

Изложение материала и его результаты.

Для более полной оценки температурно-влажностных воздействий на подкрановые конструкции и формирование среды внутри помещений замеры этих параметров выполнялись авторами в холодный и теплый периоды года и сопоставлялись с данными 1979 года. Исследования проводились на протяжении трех лет в нескольких производственных цехах.

Замеры температуры и относительной влажности воздуха внутри помещения замерялись параллельно. Данные по наружному воздуху замерялись и сопоставлялись с данными метеостанции г. Луганска.

Температура внутреннего воздуха в период замеров в 2001 – 2002 г.г. колебалась в пределах от -11°C до $+8^{\circ}\text{C}$. Относительная влажность в это время была в пределах 75-100%. При сравнении полученных данных с данными наружного воздуха можно отметить, что воздушная среда шихтового корпуса во всех измеренных точках незначительно отличается от наружной, так как большинство проемов открыто как в летний, так и в зимний периоды года. Так, температура воздуха внутри помещений лишь на $2-4^{\circ}\text{C}$ выше температуры наружного воздуха, а относительная влажность сравнительно близка к наружной.

В летнее время температура и влажность воздуха внутри шихтового корпуса также незначительно отличается от наружного воздуха, средний показатель отклонения составляет 3.5° .

Так, наружная температура и влажность в наиболее жаркий час дня (в 16 часов 6.07.2001г) равны соответственно 41°C и 30%, а в цехе эти параметры в то же самое время были равны 35°C и 44%. В наиболее холодный час дня (8 часов 10.07.2001 г) наружная температура и влаж-

ность были равны 18°C и 51%, а внутри цеха они составляли 16°C и 61%. Повышение влажности внутри цеха происходит из-за тепловыделений, которые поступают в атмосферу цеха из шихтовых материалов и из-за подъема уровня грунтовых вод. Уровень грунтовых вод в это время поднялся до отметки -5.5м, подтопив в бункерах шихтовые материалы, как показано на рис. 1.

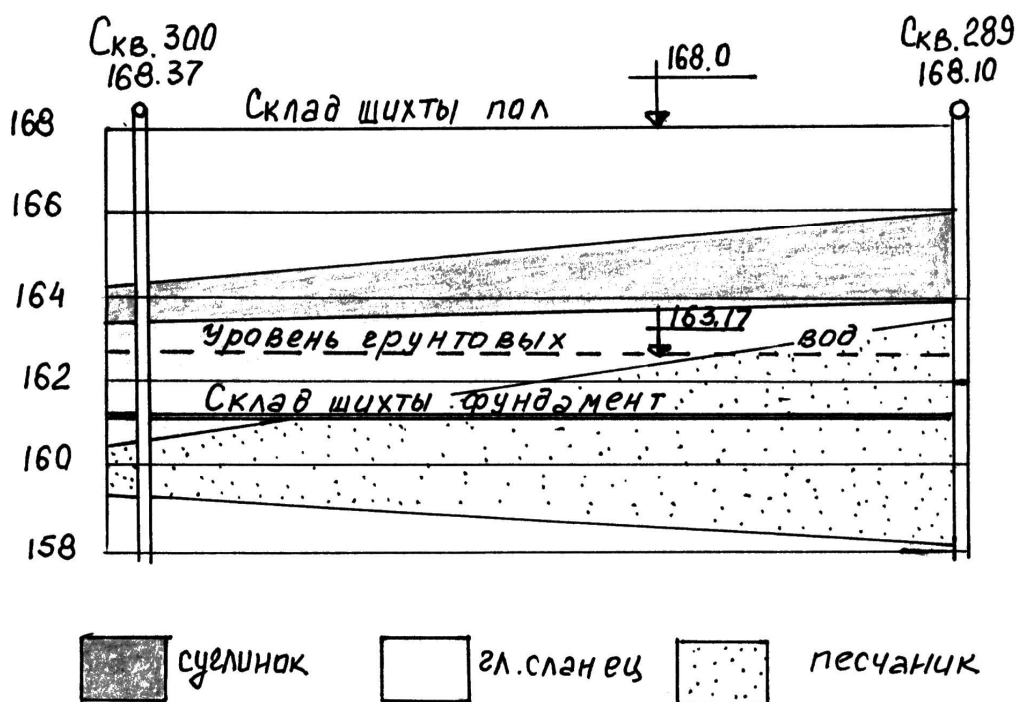


Рисунок 1 – Уровень грунтовых вод в складе шихты ферросплавного завода

Одновременно изменение гидрогеологической обстановки площади завода привело не только к повышению влажности, но и к снижению температуры в производственных цехах. По сравнению с 1976 годом температура снизилась от - 5°C до - 6.9°C, влажность повысилась от 98% до 100%, как показано на рис. 2 и 3. Такие показатели удерживаются на протяжении последних пятнадцати лет.

Одновременно имели место изменения температуры в здании по высоте. Так, температура воздуха в летний период на отметке + 0,00 отличается от температуры на отметке + 10.00 на 2°C.

При характеристике микроклимата в летний и зимний периоды авторами использованы данные замеров 1979г. Их сравнение с результатами приведенных выше исследований позволяют сделать вывод о том, что наиболее неблагоприятным периодом для эксплуатации зданий является зимнее время.

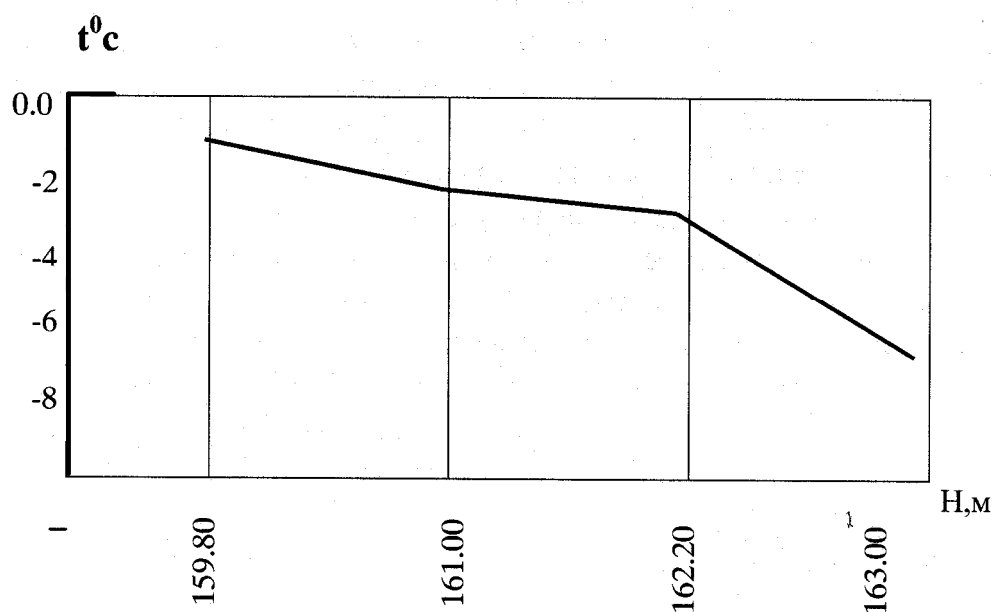


Рис. 2 Зависимость температуры от уровня подъема грунтовых вод

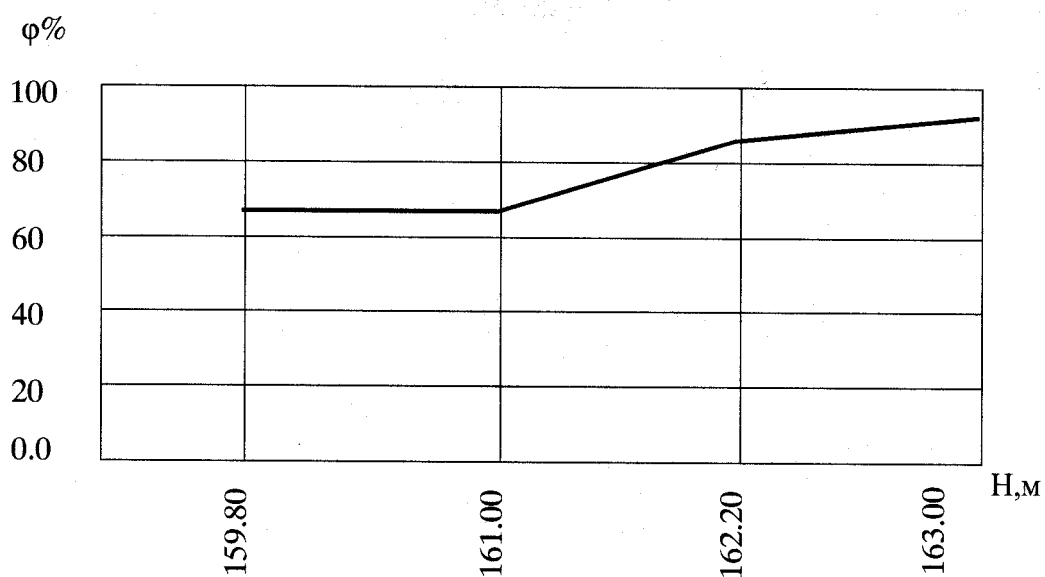


Рис. 3 Зависимость влажности от уровня подъема грунтовых вод

В целом режим помещения шихтового корпуса в зимнее время можно охарактеризовать как мокрый. Созданию такого режима способствует также недостаточная проветриваемость межферменного пространства. Испарения от составляющих шихты задерживаются в межферменном пространстве в виде туманов, а затем конденсируются на поверхности балок, ферм, подошвы рельсов.

Дальнейшие проведенные исследования показывают, что изменения микроклимата в т.ч. увеличение влажности и загазованности промплощадки завода повлияло также и на химический состав грунтовых вод. В совокупности данные факторы являются одной из причин деформации подкрановых конструкций колонн, а также способствуют развитию процесса физико-химической коррозии подкрановых конструкций колонн и подкрановых путей.

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Необходимо провести дальнейшее исследование по изменению температуры и влажности воздуха, запыленности и загазованности производственных помещений и определить степень воздействия среды на строительные конструкции.

2. Целесообразно разработать в Украине единую методику по оценке надежности зданий и сооружений, эксплуатируемых в агрессивных средах с учетом всех факторов, оказывающих отрицательное влияние на производственную среду.

3. Необходимо ввести паспортизацию существующих зданий и сооружений с целью прогнозирования их состояния, проведения планово-предупредительных работ, обеспечения бесперебойной работы подкрановых конструкций и оборудования в агрессивных средах производства.

Приведены результаты инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий на территории Стахановского завода ферросплавов. Получены зависимости температуры и влажности от уровня подъема грунтовых вод во времени.

Установлено разрушающее влияние этих факторов на строительные конструкции.

The results of engineering – geological and hydro geological researches at the area Stakhanov ferroalloy plant are conducted.

The temperature and moisture dependence on ground water development level over time are received.

Destroying influence of these factors on building constructions is settled.

Библиографический список.

1. Отчет Условия эксплуатации и исследования состояния металлических конструкций СЗФ. Госстрой СССР, ЦНИИпромзданий. Москва, 1970г.

1. Бондарев Л.Д. Деформация зданий, их причины и методы предотвращения. Изд. Академии наук СССР, Москва, 1987г

2. *Постановление КМ Украины от 5.05.1997г №409 «Об обеспечении надежности и безопасной эксплуатации зданий, сооружений и инженерных сетей»*

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.*

*Канд. техн. наук, доцент Шальский Г.Г.
аспирант Проскурина И.В.
аспирант Ведмедева Т.Б.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРОЦЕСС ОБЕСПЫЛИВАНИЯ НА ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТАХ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

У даній статті зроблена спроба проаналізувати падіння частинок вугілля із стрічки транспортера. Виявлені характерні ділянки падіння частинок, при яких відбувається найбільший процес утворення пилу. Приведена методика розрахунку падіння частинок. Надано рекомендації до розрахунку центробіжного апарату сухого способу знепилювання.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

По данным многих авторов доля перегрузочных пунктов в процессе пылеобразования при транспортировании сыпучих материалов ленточными конвейерами составляет от 70% до 85%.

Разработанный Гипрококсом типовой проект механизации и автоматизации углеподготовительного цеха предусматривает создание технологического комплекса машин, связанных между собой транспортирующими устройствами. Накопление и усреднение угля производится на механизированном складе, состоящем из двух участков. Один участок представляет собой открытую часть механизированного склада, включающего мостовой угольный перегружатель, штабелер, конвейерный погрузчик и конвейера. Другой участок – часть закрытого угольного склада, совмещенного с дозирочным отделением. Углеподготовительный цех оборудован конвейерами, которые связывают отделения, предварительного дробления, дозирочное, окончательного дробления, смесительное и верх угольной башни коксового цеха. С углеприемного участка склада, ленточным конвейером, поток угля направляется в отделение предварительного дробления. Здесь он обрабатывается дробилками до крупности 0 – 40 мм и конвейерами подается либо в дозирочное отделение, либо на участок открытого угольного склада. При транспортировке углей выделяется большое количество пыли. В зависимости от производственных условий на перегрузочных пунктах можно применять сухой, мокрый или комбинированный способы обеспыливания.

Так, например, в условиях низких температур мокрое обеспыли-

вание нецелесообразно. Это относится также и к таким отраслям, как сахарная, табачная, мукомольная, цементная, фармацевтическая и др. отрасли, где повышение влажности не допускается техническими условиями. Здесь наиболее рациональным является сухой способ обеспыливания, который реализуется центробежно – инерционными пылеуловителями.

Мокрый способ, как наиболее простой (смачивание транспортируемого материала форсунками многократного дробления), распространен в горной, горнодобывающей, строительной и других отраслях промышленности, где превышение влажности материала до определенных величин допустимо.

В отраслях наиболее „грязных” в экологическом отношении, например, коксохимической наиболее рациональным является применение комбинированного способа обеспыливания, так как последний обеспечивает не только обеспыливание, но и нитролизацию (частично) окислов серы (SO_2, SO_3), углерода (CO, CO_2), азота и цианистого водорода. Кроме того, комбинированный способ позволяет расширить нижнюю границу фракционного состава улавливаемой пыли и сажи.

Анализ исследований и публикаций.

На перегрузочном пункте типа "конвейер – конвейер" процесс пылеобразования происходит в основном, на трех характерных участках (рис. 1).

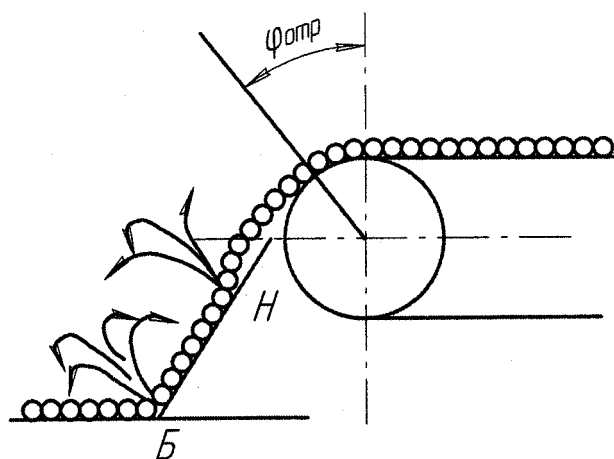


Рисунок 1 – Процесс пылеобразования при перегрузке сыпучих материалов

Наиболее активное пылеобразование происходит при динамических ударах о наклонный желоб (зона Н – до 20%) и о ленту конвейера (зона Б – до 70%), остальное – за счет механического контакта материала с желобом. Очевидно, уменьшая динамические удары можно снизить

(сократить) процесс пылеобразования. Динамические удары можно локализовать путем точной установки желоба относительно барабана подающего конвейера и придания желобу заданной формы, например: выпукло – вогнутой поверхности [2].

Типичный перегрузочный пункт (ПП) ленточных конвейеров может быть оборудован системой обеспыливания, включающий в себя герметичные укрытия подающего и приемного конвейеров – точки центробежно – инерционного аппарата обеспыливания (декларированный патент Украины № 1312 “Пиловлочувач” заява 17.09.2001 № 2001096375/К опубл. 15.07.2002 в Б. И. № 7), шлюзовых камер, установленных в торцах верхнего и нижнего перекрытий.

Постановка задачи. Провести расчет центробежного аппарата сухого способа обеспыливания с учетом расчета удара частиц при падении их с ленты транспортера.

Изложение материала и его результаты. Расчет основных параметров укрытий произведен по методике [2]. При этом приняты следующие допущения и предположения:

Система обеспыливания ПП представляет собой герметичный замкнутый контур, состоящий из последовательно расположенных каналов с плавными сопряжениями.

Аэрозоль находится в циркуляционном движении за счет эжектирования подающего материала в канале – течке и канале нижнего укрытия;

Пылевые частицы имеют шарообразную форму, а канал – течка – наклонный;

Центробежная сила в пылеулавливающем центробежно – инерционном аппарате направлена вдоль радиуса кривизны траектории движения частицы;

Отделение пылевой частицы происходит при контакте ее со стенкой аппарата;

Очищенная от пыли аэрозоль в конусе нижней части центробежно – инерционного аппарата, при резком изменении направления движения, переходит из нисходяще – винтового движения в восходяще – винтовое, поднимается вверх по отводящему цилиндрическому воздушному потоку и подается в верхнее укрытие для зацикливания;

Расчет основных параметров системы обеспыливания производится методом последовательных приближений.

Количество воздуха эжектируемое перегружаемым материалом:

$$Q_{эж} = 0,5 \cdot \sqrt{\frac{0,75 \cdot (V_k^2 - V_o^2) \cdot F_\tau^2 \cdot C_X \cdot l_{жс} \cdot G_M}{\rho_M \cdot d_3 \cdot \sum C_X}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (1)$$

где V_K – скорость материала в конце желоба, м/с;
 V_o – скорость отрыва материала от барабана подающего конвейера, м/с;
 F_τ – площадь поперечного сечения точки, м²;
 C_X – коэффициент лобового сопротивления;
 $l_{Ж}$ – длина желоба, м;
 G_M – производительность по перегружаемому материалу, кг/с;
 ρ_M – плотность транспортируемого материала, кг/м³;
 d_3 – приведенный диаметр кускового материала, м;
 ΣC_X – суммарный коэффициент местного сопротивления канала – точки;
Скорость движения материала в конце наклонного желоба:

$$V_{\max} = \sqrt{V_o^2 + 2 \cdot g \cdot H(1 - f \cdot \operatorname{ctg} \alpha)}, \text{ м/с} \quad (2)$$

где V_o – начальная скорость падения транспортируемого материала м/с²;
 H – высота перегруза, м;
 f – коэффициент трения – скольжения;
 α – угол наклона желоба к горизонту, град;
 g – ускорение свободного падения, м/с².

Для определения угла отрыва от барабана рассмотрим движение транспортируемого материала на участках OA и A^1A (рис. 2).

На участке OA материал движется с постоянной скоростью (угол отрыва φ_{np}).

При превышении φ_{np} материал начинает двигаться ускоренно и скользит по барабану до момента отрыва (точка A), при котором нормальная сила давления N достигает минимума, $N = 0$.

Для определения φ_{np} отрыва предельного и угла отрыва φ составим уравнение движения несвободной точки:

$$\begin{cases} m \cdot \frac{dV}{dt} = m \cdot g \cdot \sin \varphi - F_{mp} \\ m \cdot \frac{V^2}{R_\phi} = m \cdot g \cdot \cos \varphi - N \end{cases}, \quad (3,4)$$

где f – коэффициент трения – скольжения, материал – металл, H ;
 N – сила нормального давления, H ;
 R_ϕ – радиус барабана подающего конвейера, м;
 m – масса материальной точки, кг;
 $F_{mp} = f \cdot N$ – сила трения скольжения, H .

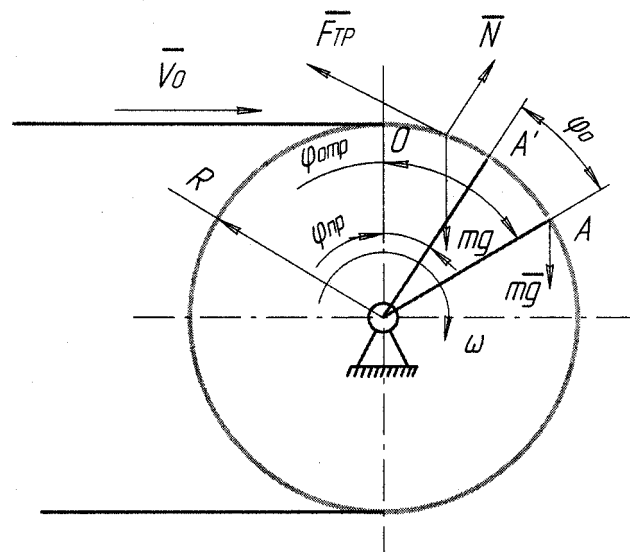


Рисунок 2 – К расчету угла отрыва перегружаемого сыпучего материала от барабана ленточного конвейера.

Решив систему, получим уравнение

$$\sin \varphi_0 = f \cdot \cos \varphi_0 + \frac{f \cdot V_0^2}{g^2 \cdot R_0} = 0, \quad (5)$$

которое после преобразований сводится к квадратному виду:

$$x^2 + Rx + g = 0$$

где $x = \cos \varphi_0$;

$$R = \frac{2 \cdot V_0^2 \cdot f^2}{(1 + f^2) \cdot g \cdot R_0};$$

$$g = \frac{V_0^4 \cdot f^2 - g^2 \cdot R_0^2}{(1 + f^2) \cdot g^2 \cdot R_0^2};$$

Предельный угол, указывающий положение движущейся точки на участке OA без проскальзывания определяется как положительный корень уравнения (5):

$$\cos \varphi_0 = \frac{V_0^2 + f^2 + V_0^2 \cdot R_0 \cdot (1 + f^2) \cdot V_0^4 \cdot f^2}{g \cdot R_0 \cdot (1 + f^2)} \quad (6)$$

$$\varphi_0 = \arccos \frac{V_0^2 + f^2 + V_0^2 \cdot R_0 \cdot (1 + f^2) \cdot V_0^4 \cdot f^2}{g \cdot R_0 \cdot (1 + f^2)} \quad (7)$$

На участке движения A^1A , где происходит скольжение перегружаемого материала относительно барабана, скорость его увеличивается от V_0 до некоторого значения V , поэтому в дифференциальном уравнении (3) $\frac{dV}{dt} \neq 0$.

В момент отделения материала от поверхности барабана $\bar{N} \neq 0$. Поэтому, из уравнения (4) следует

$$\cos \varphi_{omp} = \frac{V^2}{g \cdot R_{\sigma}} \quad (8)$$

Коэффициент лобового сопротивления частицы материала определяется по формуле:

$$C_X = 0,45 \cdot \varphi \quad (9)$$

где φ – динамический коэффициент формы частицы (для сферической $\varphi=1,0$; продолговатой – 3,08; неправильной – 3,40; округленной – 2,42)

Суммарный коэффициент местного сопротивления:

$$\Sigma G = G_{Ж} + G_T \quad (10)$$

где $G_{Ж}$ – коэффициент сопротивления желоба;

G_T – коэффициент сопротивления канала – точки, принятой как для отверстия с отнесением к расчетному сечению.

Для горной массы полифракционного состава средний приведенный диаметр частиц определяется приближенно по формуле:

$$d_{cp} = \sum_{i=1}^n Y_i \cdot d_i \quad (11)$$

где Y_i – массовая доля i – й фракции;

d_i – диаметр i – й фракции;

При загрузке бункера ленточным конвейером количество запыленного воздуха, которое необходимо обеспылить зависит от объема воздуха, вытесненного загружаемым материалом:

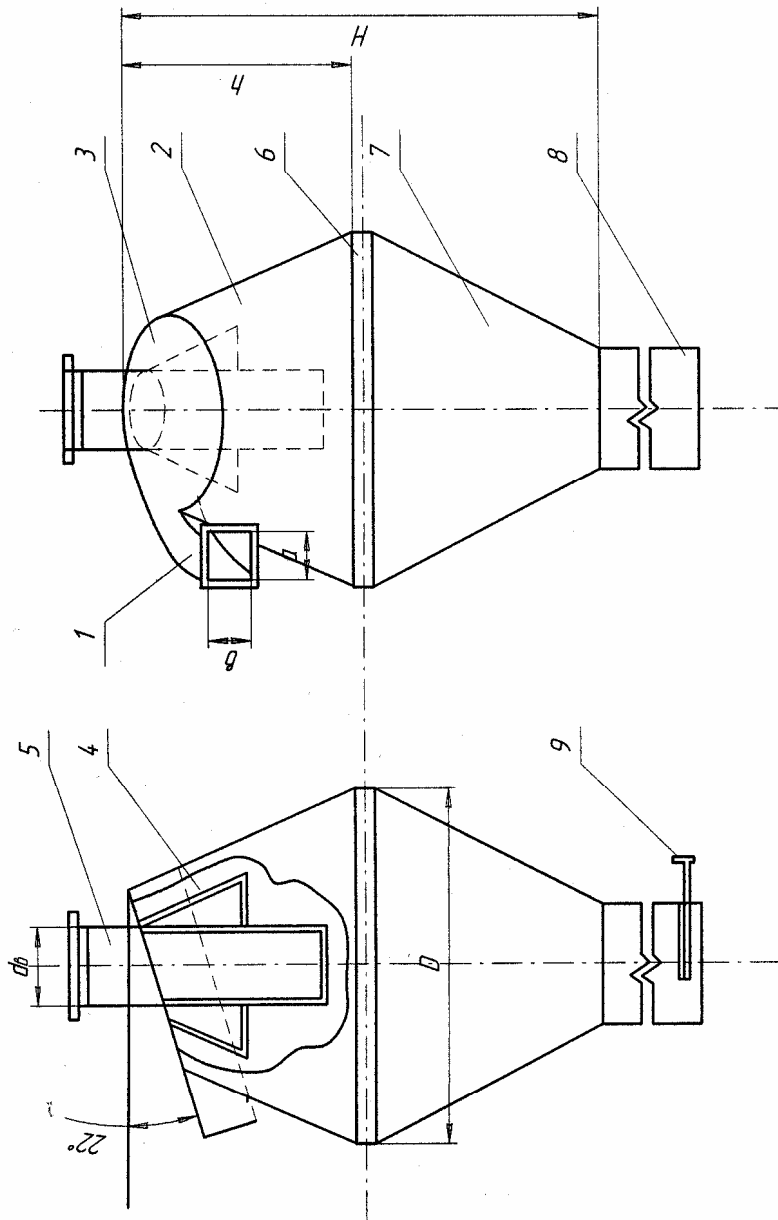
$$Q_B = \frac{Q_M}{\rho_M}, \text{ м}^3 / \text{с}$$

где Q_M – массовый расход горной массы через точку бункера, $\text{кг} / \text{с}$;

ρ_M – плотность горной массы, $\text{кг} / \text{м}^3$;

Согласно $Q_{ЭЖ}$ и Q_B производим расчет центробежного аппарата (рис.3) по методике [1].

Центробежный аппарат сухого способа обеспыливания



1 – подводящий воздухопровод, 2 – верхний косоусеченный конус, 3 – крышка,
 4 – юбка-конус, 5 – выхлопной патрубок, 6 – цилиндрическое кольцо, 7 – нижний усеченный конус
 8 – пылесборник, 9 – шибер.

Рисунок 3.

Выводы и направление дальнейших исследований.

В данной статье сделана попытка проанализировать падение частиц угля с ленты транспортера. Выявлены характерные участки падения частиц, при которых происходит наибольший процесс пылеобразования. Приведена методика расчета падения частиц. При этом выведена формула расчета наименьшего диаметра частицы. Даны рекомендации к расчету центробежного аппарата сухого способа обеспыливания. Такие аппараты позволят уменьшить количество пыли при транспортировке угольной массы.

В данной статье сделана попытка проанализировать падение частиц угля с ленты транспортера. Выявлены характерные участки падения частиц, при которых происходит наибольший процесс пылеобразования. Приведена методика расчета падения частиц. Даны рекомендации к расчету центробежного аппарата сухого способа обеспыливания.

In a given article there was made an attempt to analyze the dropping of the coal – dust from the tape of a conveyor. There were exposed the typical sections of the dropping of the coal – dust where the greatest dust – formation takes place. There is cited the method of calculation of the dropping of the coal – dust. There is given the recommendation to the calculation of the centrifugal apparatus of the dry method of the degusting.

Библиографический список.

1. Разработка новых технических решений и способы круглосуточной борьбы с пылью на перегружателях, роторных экскаваторов и ленточных конвейеров: Отчет. Алчевский горно – металлургический институт; Руководитель темы Г.Г.Шальский. – Тема № 2197/90, № ГР 01900048673; Инв.№ 029100194 – г. Коммунарск, 1990. – 118 с.
2. Шальский Г.Г. Разработка технологии обеспыливания перегрузочных пунктов ленточных конвейеров угольных шахт, опасных от пыли и газа. – Дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук. – М., 1988. – 297с.
3. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. – М.: Недра, 1991. – с. 32 – 33, и с. 120 – 121.

*Канд. техн. наук Аверин Г. А.,
канд. техн. наук Князьков О. В.,
магистр, Доценко О. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЗАТРАТ НА ПРОВЕДЕНИЕ И РЕМОНТ ПЛАСТОВЫХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Наведені результати теоретичних досліджень направлені на аналіз умов проведення та ремонту пластових підготовчих виробок.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

При отработке угольных пластов Восточного региона Украинского Донбасса наблюдается тенденция к увеличению глубины их разработки. Шахты отработывают запасы на глубине 800 м, а некоторые достигли 1300 м и более.

С увеличением глубины разработки осложняются условия поддержания подготовительных выработок в удовлетворительном состоянии, особенно подверженных влиянию очистных работ. Смещение боковых пород способствует увеличению потерь поперечного сечения выработок, что сопровождается дополнительными затратами на их ремонт и поддержание. Полные затраты на восстановление 1 м повторно используемой выработки находятся в пределах 580 грн [1]. Ежегодно затраты на поддержание выработок и объем трудоемких, но необходимых ремонтных работ увеличиваются, и создают нежелательные предпосылки ухудшения состояния этих выработок.

Возникает необходимость в прогнозировании затрат на поддержание и ремонт подготовительных выработок в удовлетворительном состоянии, а также на повторное проведение этих выработок с полным учетом условий их эксплуатации на больших глубинах.

Анализ исследований и публикаций.

Анализ отечественных, зарубежных исследований и разработок показывает, что вопрос устойчивости и производственных затрат на обслуживание подготовительных выработок в условиях глубоких шахт является одним из наиболее важных на данный момент.

Постановка задачи.

Для экономической оценки мероприятий по снижению производственных затрат и повышению эффективности работы угольного предприятия необходимо определить на какой глубине разработки опти-

мальным вариантом будет ремонт выработок, а на какой целесообразно проходить заново. Для этого следует получить закономерность изменения стоимостных параметров в зависимости от глубины расположения выработок, подверженных влиянию очистных работ.

Изложение материала и его результаты.

К глубоким шахтам (с глубиной разработки свыше 600 м) в ГП Ровенькиантрацит относятся 6 производственных единиц. Шахты разрабатывают пологие пласты антрацита h_7 , h_8 , h_{10} и h_{11} мощностью 0,8-1,6м. В качестве сравнительного стоимостного критерия используется обобщенный показатель грн/м³, учитывающий затраты на проведение и ремонт 1 м³ подготовительных выработок. Он учитывает эксплуатационные затраты, приходящиеся на один метр подготовительной выработки с учетом ее сечения.

Анализируя обобщенные показатели, которые характеризуют затраты на проведение (таблица 1) и ремонт (таблица 2) подготовительных выработок за 2004-2005 года, можно заключить, что с глубиной разработки есть общая тенденция увеличения этих затрат.

В таблицах 1 и 2 затраты на проведение и ремонт подготовительных выработок разбиты по интервалам статистического ряда в зависимости от глубины их расположения.

Таблица 1 – Обобщенные затраты на проведение 1 м³ выработки

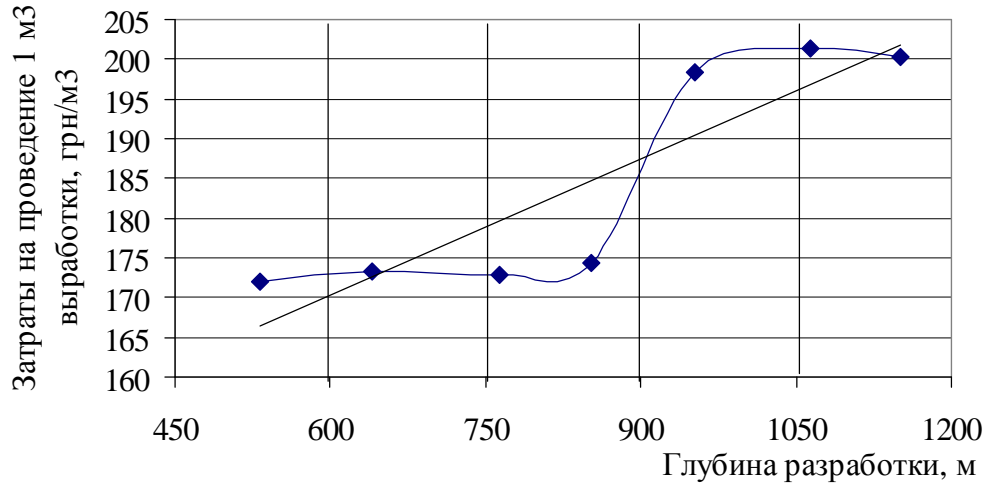
Глубина расположения выработки, м			Затраты на проведение 1 м ³ выработки, грн		
Среднее значение	Среднеквадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Среднее значение	Среднеквадратичное отклонение	Коэффициент вариации
532,4	82,77	15,55	172,04	18,93	4
640	25,16	3,93	173,35	63,54	36,65
763,7	34,13	4,47	172,95	48,97	28,31
852,15	27,63	3,24	174,38	55,2	31,66
952,67	24,53	2,57	198,28	46,95	23,67
1064	13,13	1,23	201,44	9,35	4,64
1151,25	3,56	0,3	200,29	13,04	6,51

На основании средних значений, представленных в таблице 1, получена эмпирическая зависимость затрат на проведение 1 м³ подготовительных выработок с увеличением глубины их расположения.

$$Z_{\text{пр}} = 0,057 \cdot H + 136,2, \text{ грн/м}^3, \quad (1)$$

где H – глубина залегания выработки, м.

При этом коэффициент корреляции равен 0,88. Графическая интерпретация зависимости представлена на рисунке 1.



◆ – фактические усредненные значения затрат на проведение 1 м³ выработки в зависимости от глубины разработки

— - линейная зависимость затрат на проведение 1 м³ выработки в зависимости от глубины разработки

Рисунок 1 – Зависимость изменения затрат на проведение 1 м³ выработки с увеличением глубины ее расположения

Таблица 2 - Обобщенные затраты на ремонт 1 м³ выработки

Глубина расположения выработки, м			Затраты на ремонт 1 м ³ выработки, грн		
Среднее значение	Средне-квадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Среднее значение	Среднеквадратичное отклонение	Коэффициент вариации
386,25	22	5,7	22,38	2,62	11,69
579,67	21,3	3,67	37,55	1,5	3,99
647,8	21,39	3,3	42,1	14,59	34,66
762	19,51	2,56	47,73	15,27	31,99
861,67	25,34	2,94	50,15	19,78	39,44
958	18,55	1,94	58,12	20,53	35,31
1087,33	48,15	4,43	66,10	12,76	19,31

Из таблицы 2 видно, что с увеличением глубины расположения выработок, затраты на их ремонт возрастают. Следовательно, объем работ и удельные затраты по их ремонту зависят от совокупности факторов, отражающих горно-геологические, горнотехнические условия и эффективность технологических мероприятий по охране и креплению выработок [2].

Для поддержания подготовительных выработок, подверженных влиянию очистных работ, в удовлетворительном состоянии необходимо в паспортах выемки угля, крепления и управления кровлей в лавах предусматривать средства их охраны. В зависимости от применяемого охранного элемента различны и затраты на поддержание выработок. Рассмотрим три варианта: затраты на охрану 1 м³ выработки составляют соответственно 115, 125 и 140 грн.

На рисунке 2 представлены зависимости затрат на ремонт и охрану выработок (Z_p) в зависимости от глубины расположения.

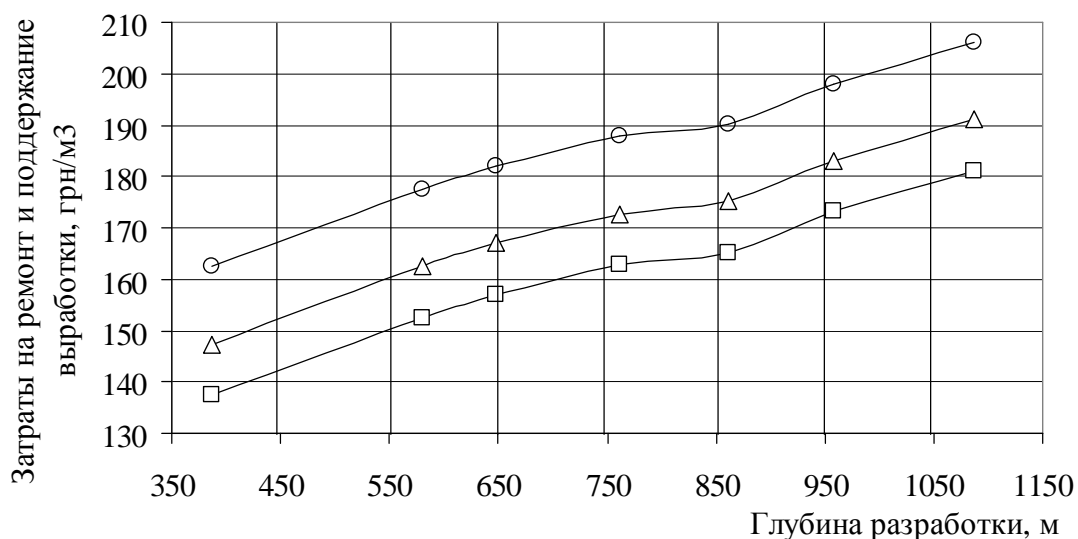


Рисунок 2 – Графики изменений затрат на ремонт 1 м³ выработки с увеличением глубины ее расположения при затратах на охрану 115 (□), 125 (△) и 140 (○) грн/м³

Эмпирические зависимости затрат на ремонт выработок при соответствующей его стоимости составят:

$$Z_p = 121,3 \cdot e^{0,0004H}, \text{ грн/м}^3, \quad (2)$$

$$Z_p = 131 \cdot e^{0,0004H}, \text{ грн/м}^3, \quad (3)$$

$$Z_p = 145,8 \cdot e^{0,00037H}, \text{ грн/м}^3. \quad (4)$$

На рисунке 3 отражены зависимости затрат на проведение, ремонт и поддержание выработок, подверженных влиянию очистных работ, при различных затратах на их охрану.

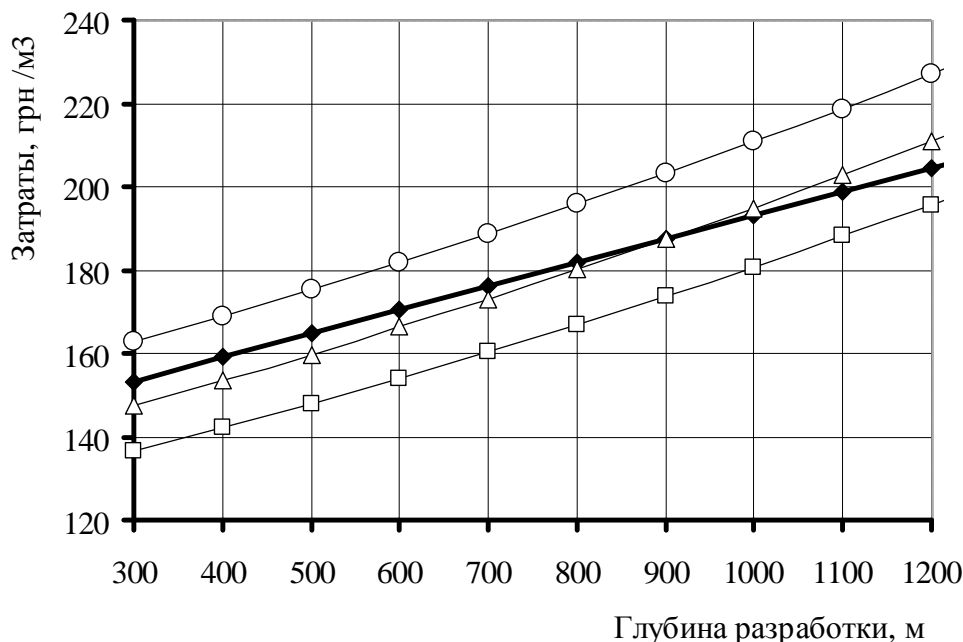


Рисунок 3 – Зависимости затрат на проведение (—◆—) и поддержание выработок, подверженных влиянию очистных работ, при различных затратах на охрану: 115 (—□—), 125 (—△—) и 140 (—●—) грн/м³

При средствах на охрану выработок 115 грн. выработку целесообразно поддерживать (см. рис. 3). На глубине 930 м затраты на ремонт и поддержание 1м³ выработки равны затратам на их проведение, если средства на охрану составляют 125 грн/м³. С ростом глубины указанные затраты возрастают. При достижении 140 грн, ремонт и поддержание выработки становится дороже ее проведения.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ находят свое отражение в затратах на их проведение и ремонт.

С увеличением глубины расположения выработок затраты на их проведение и ремонт возрастают по выше установленным зависимостям.

В качестве сравнительного стоимостного параметра целесообразно использовать обобщенный показатель грн/м³, учитывающий затраты на проведение и ремонт 1м выработки, приходящиеся на 1м² ее поперечного сечения.

На глубинах 900 м затраты на ремонт и поддержание равны затратам на проведение выработок и составляют 190 грн/ м³. Следовательно, подготовительные выработки, расположенные в зоне влияния очистных работ на глубинах свыше 900 м, поддерживать нецелесообразно. Выработки необходимо проводить заново, располагая их в зонах естественной разгрузки.

Приведены результаты теоретических исследований направленные на анализ условий проведения и ремонта пластовых подготовительных выработок.

The results of theoretical researches are resulted conducting directed on the analysis of terms and repair of the preparatory making of layers.

Библиографический список:

1. Е. Л. Звягильский, Б. В. Бокий, А. А. Цикра, А. Б. Нечепоренко Оценка эффективности повышения устойчивости подготовительных выработок // Уголь Украины. – 2005. - №12. - С. 10 – 13.

2. А. Ф. Борзых, Е. Н. Богатко, А. Н. Худяков Прогнозирование затрат на ремонт подготовительных выработок // Уголь Украины., - 1987. - №1. – С. 27 – 28.

МЕТАЛЛУРГИЯ

УДК 669.04.1:622

*Доктор техн. наук, профессор Петрушов С.Н.
канд. техн. наук, доцент Русанов И.Ф.
студент Бардин А.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

УПРОЩЕННЫЙ РАСЧЕТ ГОРЕНИЯ ГАЗООБРАЗНОГО ТОПЛИВА

Наведено метод спрощеного розрахунку горіння палива, який дозволяє виконати розрахунок без використання допоміжної довідкової літератури та побудови $i - T$ діаграми. Метод може бути застосовано при розробці програми розрахунку для ПК, та проведенні порівнянних розрахунків при зміні умов спалювання палива.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

При проведении научных исследований и в производственной практике нередко возникает потребность в проведении расчетов горения топлива. Кроме того, часто возникает необходимость в проведении сравнительных расчетов при измененных условиях сжигания топлива.

В связи с этим для облегчения проведения таких расчетов необходим упрощенный метод расчета горения топлива.

Анализ исследований и публикаций.

При расчете горения топлива обычно определяют теплотворность топлива, количество расходуемого на сжигание воздуха, количество и состав образующихся продуктов сгорания. Кроме того, рассчитывают температуры образовавшихся при горении топлива газов: калориметрическую, теоретическую и действительную. Широко используемая методика расчета горения газообразного топлива дана в работах [1,2].

Существующие методы расчета выполняются по данным элементарного анализа участвующих в горении веществ на основании стехиометрических соотношений соответствующих химических уравнений. При этом последовательно рассчитывается объем необходимого для горения кислорода, который затем пересчитывается на объем воздуха, определяются выход газа и его температуры (калориметрическая, теоретическая и действительная).

Выполнение расчетов известными способами невозможно без обращения к справочным материалам. Это заметно увеличивает время расчета и усложняет программы расчета на ПК. К тому же, при проведении серии сравнительных расчетов приходится каждый расчет производить сначала, без использования предыдущих результатов.

В связи с этим возникает необходимость в разработке упрощенного метода расчета горения топлива.

Изложение материала и его результаты.

Одной из важнейших характеристик топлива является его теплотворная способность (теплотворность), под которой понимают количества тепла, выделяющееся при полном сгорании единицы массы (объема для газов) топлива. Эта характеристика тесно связана с химическим составом топлива и прямо зависит от него.

В технических расчетах большей частью используется низшая теплотворность топлива Q_n , которая определяется путем суммирования теплот сгорания содержащихся в топливе элементов или их соединений. Для газообразных топлив Q_n (кДж/м³) рассчитывается по формуле:

$$\begin{aligned} Q_n = & 358,2CH_4 + 590,66C_2H_4 + 637,46C_2H_6 + \\ & + 912,6C_3H_8 + +1186,5C_4H_{10} + \dots + 1460,8C_5H_{12} + \\ & + 107,98H_2 + 126,36CO + 233,8H_2S \end{aligned} \quad (1)$$

В зависимости от того, по какому составу, сухому или влажному, рассчитывается теплотворность топлива, различают соответственно Q_n^c и Q_n^p .

Обычно в справочной литературе приводится состав сухого газа. Для пересчета величины Q_n^c на Q_n^p достаточно воспользоваться известным соотношением:

$$Q_n^p = Q_n^c \frac{100 - W_m}{100} = Q_n^c \frac{100 - 0,124\varphi_m}{100} \quad (2)$$

где: W - влажность газа, %, φ_m - содержание влаги в газе, г/м³.

При подаче природного газа на дальние расстояния влага из него удаляется, и поэтому обычно считают, что его влагосодержание соответствует насыщению водяными парами при температуре и давлении в газопроводе. При применяющихся давлениях в природном газе содержится незначительное количество влаги (не более 1 г/м³), и поэтому в расчетах ею можно пренебречь.

Влагосодержание коксового газа обычно соответствует его насыщению при 25-35 °С и составляет 20-25 г/м³.

В доменном газе обычно содержится 40-60 г/м³.

Необходимое для горения газообразного топлива теоретическое количество воздуха рассчитывается по формуле:

$$V_6^o = 0,047[0,5CO + 0,5H_2 + 1,5H_2S + \sum (m + \frac{n}{4})C_mH_n - O_2], \text{ м}^3/\text{м}^3 \quad (3)$$

Объем продуктов сгорания газообразного топлива, $\text{м}^3/\text{м}^3$, определяется как сумма объемов азота, трехатомных газов и водяных паров:

$$V_2^o = V_{N_2}^o + V_{RO_2}^o + V_{H_2O}^o \quad (4)$$

$$V_{N_2}^o = 0,79V_6^o + 0,01N_2 \quad (5)$$

$$V_6^o = 0,01(CO_2 + CO + \sum mC_mH_n + H_2S) \quad (6)$$

$$V_{H_2O}^o = 0,01(H_2 + H_2S + 0,5\sum nC_mH_n + 0,124\varphi_m) + 0,0161V_6^o \quad (7)$$

Для упрощения расчета расхода воздуха на горение топлива и выхода продуктов горения введем следующие параметры:

$$A = \frac{V_2^o}{Q} \quad \text{и} \quad B = \frac{V_6^o}{Q}, \text{ м}^3/\text{МДж} \quad (8)$$

Введенные параметры показывают, сколько сухого воздуха м^3 требуется для получения одного МДж тепла и сколько при этом образуется сухих продуктов горения, при условии, что газ сжигается при стехиометрическом расходе атмосферного воздуха. В таблице 1 приведены значения параметров A и B для основных горючих составляющих газообразного топлива.

Таблица 1 – Численные значения параметров A и B для основных горючих составляющих газообразного топлива

Компонент	CH_4	C_2H_6	C_3H_8	C_4H_{10}	C_5H_{12}	CO	H_2	H_2S
A	0,265	0,261	0,260	0,260	0,260	0,188	0,220	0,305
B	0,293	0,284	0,282	0,281	0,281	0,227	0,266	0,326

Учитывая данные таблицы 1 можно предполагать, что для газообразных топлив одного происхождения численные значения коэффициентов A и B будут одинаковы.

В результате расчетов выполненных по 95 составам природного газа различных месторождений, 22 составам доменного газа и 19 составам коксового газа различных предприятий (составы взяты из справочника [3]), установлено, что численные значения коэффициентов A и B

для газов одной природы действительно практически одинаковы и не зависят от их состава (таблица 2).

Таблица 2- Средние численные значения параметров A и B для газообразных топлив

Параметр	Вид газа		
	природный	доменный	коксовый
A	0,2653	0,1939	0,2435
Стандартное отклонение	0,0004	0,0035	0,0013
B	0,2983	0,4095	0,8664
Стандартное отклонение	0,0016	0,0180	0,0020

С использованием данных таблицы 2 расход сухого воздуха на горение сухого газа и выход сухих продуктов горения ($\text{м}^3/\text{м}^3$), может быть легко рассчитан по формулам:

$$V_6^o = A \cdot Q_n^c \quad \text{и} \quad V_2^o = B \cdot Q_n^c, \quad (9)$$

Перерасчет вычисленных по формуле (9) величин на влажные воздух и газ производится по формулам:

$$V_6 = V_6^o \frac{100 - 0,124\varphi_m}{100 - W_6} = A \cdot Q_n^p \frac{100}{100 - W_6} \quad (10)$$

$$V_2 = V_2^o \frac{100 - 0,124\varphi_m}{100} + 0,124\varphi_2 + 0,0161V_6^o = B \cdot Q_n^p + 0,124\varphi_m + 0,0161V_6$$

С целью обеспечения полного горения топлива его обычно сжигают при избытке воздуха. В этом случае расчет объемов сухого воздуха и продуктов горения сухого топлива производится по формулам:

$$V_6^\alpha = V_6^o \cdot \alpha \quad \text{и} \quad V_2^\alpha = V_2^o + V_6^o (\alpha - 1), \quad (11)$$

где: α - коэффициент расхода воздуха.

Если предварительно величины V_6^o и V_2^o не были определены, то расчет величин V_6^α и V_2^α может быть сделан по формуле:

$$V_6^\alpha = A \cdot Q_n^c \cdot \alpha \quad \text{и} \quad V_2^\alpha = [B + A(\alpha - 1)]Q_n^c \quad (12)$$

При необходимости учета влажности воздуха и топлива достаточно в формулы (11) вместо величин V_6^o и V_2^o подставить значения V_6 и V_2 .

В ряде случаев, например при зажигании агломерационной шихты, необходимо обеспечить в продуктах горения определенное содержание свободного кислорода.

Содержание избыточного кислорода в продуктах горения без учета влажности топлива и воздуха может быть рассчитано по формуле:

$$\Delta\omega = 21 \frac{A(\alpha - 1)}{B + a(\alpha - 1)}, \% \quad (13)$$

В практике сжигания топлива часто применяют воздух, обогащенный кислородом. При этом расход сухого воздуха без учета влажности топлива и выход продуктов горения может быть определен по формулам:

$$V_2^\omega = V_6^o \frac{21}{\omega} \quad V_2^\omega = V_2^o - V_6^o \left[\frac{\omega(100 - 21) - 21(100 - \omega)}{100\omega} \right] \quad (14)$$

где: ω - содержание кислорода в воздухе, %.

Приведенная методика позволяет значительно упростить расчеты горения топлива. Причем расчет может быть выполнен и тогда, когда состав газа точно неизвестен, а известна лишь его теплота сгорания.

В качестве примера рассчитаем необходимый расход воздуха и выход продуктов горения при сжигании природного газа, теплота сгорания которого $Q_H^c = 34,5$ МДж. Определим также коэффициент расхода воздуха, при котором в отходящих продуктах горения будет содержаться 8 % кислорода (такое количество кислорода обычно обеспечивается в горновых газах при зажигании аглошихты). Учитывая, что влажность газа невелика, а влажность воздуха составляет около 1 %, расчет выполним на сухой газ и воздух.

Для решения поставленной задачи по формулам (9) находим значения V_6^o и V_2^o , м³/м³:

$$V_6^o = 0,2653 \cdot 34,5 = 9,15, \quad V_2^o = 0,2983 \cdot 34,5 = 10,29$$

Преобразовав формулу (13) найдем коэффициент расхода воздуха:

$$\alpha = \frac{\Delta\omega(B - A) + 21A}{A(21 - \Delta\omega)} = \frac{8(0,2983 - 0,2653) + 0,2653 \cdot 21}{0,2653(21 - 8)} = 1,69$$

При таком коэффициенте расхода воздуха, согласно формулам (12), его объем V_8^α составит $15,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$, а объем продуктов горения V_2^α - $16,6 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Для определения температур горения топлива необходимо рассчитать теплосодержание (энтальпию) продуктов сгорания при различных температурах.

Теплосодержание продуктов сгорания при заданных температурах i_t рассчитывается по формуле:

$$i_t = 0,01(i_{CO_2} \cdot CO_2 + i_{H_2O} \cdot H_2O + i_{N_2} \cdot N_2 + i_{O_2} \cdot O_2), \quad (15)$$

где: $i_{CO_2}, i_{H_2O}, i_{N_2}, i_{O_2}$ - теплосодержание (энтальпия), кДж/м³, соответствующего компонента продуктов сгорания при заданной температуре $t, ^\circ\text{C}$; CO_2, H_2O, N_2, O_2 - содержание компонентов в продуктах, %.

Теплосодержание компонентов продуктов сгорания обычно определяется по таблицам, что не всегда возможно. Поэтому для расчета энтальпий газов рекомендуются следующие формулы:

$$\begin{aligned} i_{N_2, O_2} &= 1,552 \cdot t - 105,86 \\ i_{CO_2} &= 1,997 \cdot t - 192,46 \\ i_{H_2O} &= 2,492 \cdot t - 225,88 \end{aligned} \quad (16)$$

Приведенные зависимости получены путем статистической обработки табличных данных [4]. Отмеченные взаимосвязи характеризуются коэффициентом корреляции не ниже 0,998.

Для нахождения калориметрической температуры горения из уравнения теплового баланса определяется энтальпия продуктов сгорания по формуле:

$$i_2 = \frac{Q_H^p + Q_8 + Q_m}{V_2}, \quad (17)$$

где: Q_8 и Q_m - тепло вносимое нагретыми воздухом и топливом. Обычно воздух и топливо не подогреваются.

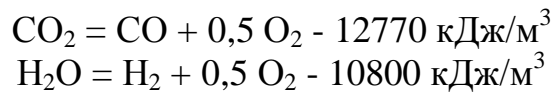
Для нахождения калориметрической температуры необходимо, используя формулы (15) и (16), для двух температур из диапазона 1700-2200 $^\circ\text{C}$ рассчитать значения i_{t_1} и i_{t_2} . Затем необходимо вычислить коэффициенты a и b линейного уравнения зависимости $i_t = a \cdot t + b$:

$$a = \frac{i_{t_1} - i_{t_2}}{t_1 - t_2} \quad \epsilon = i_{t_1} - a \cdot t_1 \quad (18)$$

После определения коэффициентов калориметрическая температура определяется по формуле:

$$t_2 = \frac{i_2 - \epsilon}{a}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (19)$$

Теоретическая температура горения на 100-150 °С ниже калориметрической, и определяется с учетом частичной диссоциации при высоких температурах содержащихся в продуктах горения CO₂ и H₂O по эндотермическим реакциям:



Теплосодержание продуктов горения при теоретической температуре горения (кДж/м³), равно

$$i_{t_{теор}} = i_2 - i_{дис} \quad (20)$$

Теплота диссоциации определяется по уравнению

$$i_{дис} = 0,01(12770 \cdot \alpha'_{\text{CO}_2} \cdot \text{CO}_2 + 10800 \cdot \alpha'_{\text{H}_2\text{O}} \cdot \text{H}_2\text{O}), \quad (21)$$

где: α'_{CO_2} и $\alpha'_{\text{H}_2\text{O}}$ - степень диссоциации CO₂ и H₂O соответственно.

Для конкретных температур и парциальных давлений CO₂ и H₂O степени диссоциации газов обычно находятся по графикам или берутся из таблиц, что не всегда возможно. Без использования подручного материала степени диссоциации газов могут быть рассчитаны с небольшой погрешностью по полученным авторами эмпирическим уравнениям:

$$\begin{aligned} \alpha'_{\text{CO}_2} &= 280 \cdot P_{\text{CO}_2}^{-0,33} \cdot \exp\left(-\frac{16970}{t}\right) \\ \alpha'_{\text{H}_2\text{O}} &= 54,74 \cdot P_{\text{H}_2\text{O}}^{-0,33} \cdot \exp\left(-\frac{15790}{t}\right) \end{aligned} \quad (22)$$

где: P_{CO_2} и $P_{\text{H}_2\text{O}}$ - парциальные давления CO₂ и H₂O.

Для расчета теоретической температуры необходимо задаться двумя произвольными значениями температуры на 100-150 °С ниже калориметрической температуры. Затем для этих температур следует определить степени диссоциации CO₂ и H₂O по формулам (22) и вычислить теплосодержания продуктов горения i_{t_1} и i_{t_2} по формуле (20).

По вычисленным значениям i_t необходимо определить значения коэффициентов c и d линейного уравнения $i_{t_{теор}} = c \cdot t + d$:

$$c = \frac{i_{t_1} - i_{t_2}}{t_1 - t_2} \quad d = i_{t_1} - a \cdot t_1 \quad (23)$$

Теперь теоретическая температура может быть найдена по формуле:

$$t_{теор} = \frac{d - b}{a - c}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (24)$$

После определения теоретической температуры действительная температура вычисляется по обычной методике.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Предложенная методика позволяет упростить расчет горения топлива и выполнить его без обращения к вспомогательным материалам. Она может быть рекомендована для использования при проведении сравнительных расчетов и разработке программ расчета на ПК.

Приведен метод упрощенного расчета горения топлива, который позволяет выполнить расчет без использования вспомогательной справочной литературы и построения $i - T$ диаграммы. Метод может быть применен при разработке программы расчета для ПК, и проведении сравнительных расчетов при изменении условий сжигания топлива.

Method of simplified calculation of fuel burning is presenting, which allows to performing the calculation without using of additional reference literature and plotting of $i-T$ diagram. This method can be using for development of calculative programs for PC.

Библиографический список.

1. Линчевский В.П. Топливо и его сжигание. М: Металлургиздат, 1959. - 400 с.

2. Кривандин В.А., Филимонов Ю.П. Теория и конструкции металлургических печей. Том 1. М.: Металлургия, 1986. - 479 с.

3. Теплотехнические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии. Справочник. / Бабочкин В.М. и др. М.: Металлургия, 1982. 152 с.

4. Рамм А.Н. Современный доменный процесс. М.: Металлургия, 1980. - 304 с.

УДК 621.771.4

*Канд. техн. наук, профессор Луценко В.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)
инженер Луценко А.В.
("FINALISE", г. Брюссель, Бельгия)*

ПРИМЕНЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ПРИЧИН РАСКРЫТИЯ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПАКЕТОВ ПРИ ПРОКАТКЕ

Із застосуванням математичного моделювання досліджені причини розкриття пакетів при прокатці і дані рекомендації по вибору технологічних параметрів прокатки і конструктивних параметрів пакету, що забезпечують зниження кількості розкриттів пакетів.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Применение биметаллов в различных отраслях промышленности обеспечивает значительную экономию дорогостоящих им дефицитных сложнолегированных сталей и цветных металлов. При этом для получения двухслойных коррозионностойких листов наибольшее распространение получил пакетный способ, обладающий рядом преимуществ. Однако для более полной реализации преимуществ указанного способа требуется соблюдение определенных параметров технологического режима, точность которых зависит от степени изученности их влияния на процесс деформации. При прокатке пакетов по режимам прокатки, аналогичным режимам прокатки соответствующих слябов, наблюдается раскрытие пакетов, что вызывает увеличение обрезки, в результате окисления контактных поверхностей, а в ряде случаев прокатка раскрывшихся пакетов становится невозможной и они списываются в брак.

Так, при прокатке секционных пакетов на блюминге и односекционных на толстолистовом стане Коммунарского металлургического завода около 20% пакетов разрывалось при выходе переднего конца из валков [1].

Анализ исследований и публикаций. Основной причиной раскрытия пакетов является неравномерность деформации, а следовательно, все факторы, влияющие на распределение деформации по высоте, оказывают влияние на возможность раскрытия пакетов.

Любой процесс обработки металлов давлением сопровождается неравномерностью деформации, а при деформировании многослойного тела неравномерность усугубляется тем, что в очаге деформации одновременно находятся металлы с различным сопротивлением деформации.

При совместном пластическом деформировании разнородных металлов неравномерность послойной деформации, а следовательно, склонность пакетов к раскрытию, в общем случае зависит от соотношения толщин слоев, их механических свойств, взаимного расположения слоев в многослойной заготовке, величины и направления сил межслойного трения, величины и направления контактного трения, параметров очага деформации [2, 3].

На основании исследования послойной деформации двух и трехслойных образцов различных сочетаний установлено, что с увеличением разницы в сопротивлении деформации составляющих композиции неравномерность деформации в биметаллической полосе становится более значительной [4], а повышение доли твердой составляющей в общей толщине биметаллической полосы способствует выравниванию деформации полосы [2].

В работе [5] указывается, что сопротивление деформации зависит не только от природных свойств металла, но и от напряженного состояния, в частности определяемом толщиной слоя. Например, при прокатке двухслойной полосы, когда плакирующий слой из стали X18H10T составляет 20%, а 80% малоуглеродистая сталь, плакирующий слой будет более жестким по отношению к основному слою. Если же слой из стали X18H10T будет составлять 80%, он будет менее жестким по отношению к основному слою.

Кроме соотношения сопротивления деформации и толщин слоев в пакете на неравномерность деформации существенное влияние оказывает расположение слоев в пакете [3]. Наиболее равномерная деформация наблюдается в трех- и четырехслойных пакетах, имеющих мягкие слои снаружи, менее равномерная – в пакетах с твердыми слоями снаружи. Это связано с возникновением дополнительных растягивающих напряжений в твердом слое и сжимающих в мягком слое, величина которых зависит от расположения слоев в пакете.

Авторами работ [6, 7] на основании теоретического исследования причин раскрытия пакетов был сделан вывод о том, что при прокатке пакетов со значениями фактора формы $l_d/h_{cp} > 0.5$ в переднем конце пакета возникают вертикальные растягивающие напряжения, приводящие при недостаточно прочных связях между верхним и нижним слябами основного слоя к его раскрытию. Исходя из этого, рекомендуется прокатывать пакеты при соблюдении условия $l_d/h_{cp} < 0.5$ до достижения суммарной вытяжки 2.5-3. Утверждение авторов основано на том, что в зоне от $-h/4$ до $+h/4$ в плоскости выхода раската из валков действуют при $l_d/h_{cp} < 0.5$ нормальные напряжения сжатия, а при $l_d/h_{cp} > 0.5$ нормальные напряжения растяжения, достигающие величины $2\sigma_s/\sqrt{3}$, что

приводит к разрыву переднего конца пакета по сварному шву. Однако достижение указанной величины напряжения характеризует начало пластической деформации, а не разрушения, поэтому использование этих рекомендаций должно быть уточнено с учетом влияния других параметров. Кроме этого, как указано в работе [1] расслоение пакетов происходит при определенной толщине раската – 250-300 мм при прокатке на блюминге и 70-80 мм при прокатке на стане 2800, а зона швов на переднем торце, как показали экспериментальные исследования, значительно смещена относительно оси симметрии (рис).

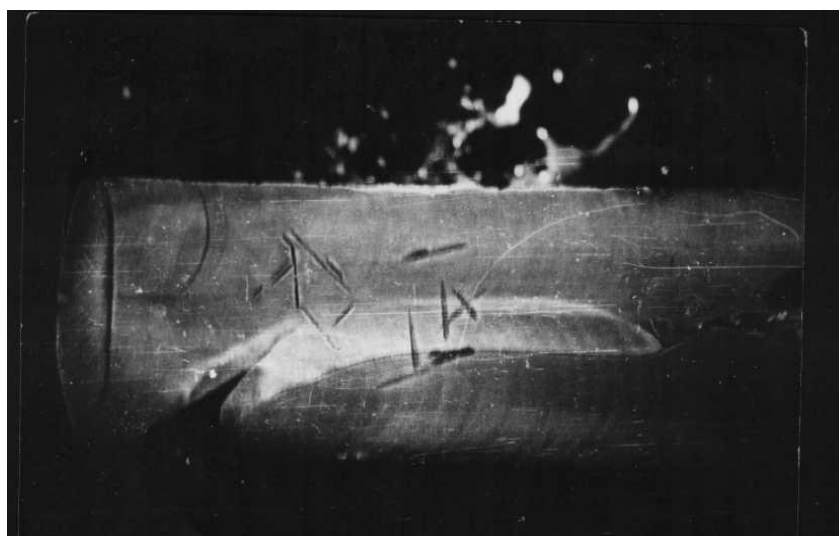


Рисунок 1 – Темплет торцевой части пакета, прокатанного с суммарным обжатием 67%

В результате исследования неоднородности пластического формоизменения при прокатке слоистых материалов методом муаровых полос показано, что раскрытие переднего и заднего концов полосы связано с особенностями пластического течения, обуславливающими повышенную вытяжку центральных слоев полосы [8].

Результаты опытов по прокатке трехслойных пакетов [9], собранных по схеме Т-М-Т, при соотношении твердого слоя к толщине мягкого, равном 0.66 и соотношении сопротивлений деформации 1.25 и 4 - 4.5 позволили сделать вывод, что большая неоднородность свойств приводит к значительному возрастанию разрывающего пакет момента. Увеличение обжатия оказывает аналогичное влияние.

В работе [10] приведены данные о разрушении пакетов во время прокатки, которые показывают, что большинство раскрытий происхо-

дит при значении фактора формы $l_d/h_{cp} > 0.5$ и суммарном обжатии более 70%.

Исходя из вышеизложенных данных, для уменьшения вероятности раскрытия пакетов, прокатка должна производиться с малыми обжатиями. Однако данные, представленные в работе [11], показывают, что при прокатке четырехслойных пакетов с плакирующим слоем из титана при отношении толщины твердого слоя к мягкому, равном 3, при небольших степенях деформации наблюдаются разрушения пакетов.

В работе [12] в результате промышленной прокатки пакетов толщиной 10, 20 и 30 мм было установлено, что уменьшение обжатий часто приводит к разрывам пакетов по сварному шву – до 44.5 % от количества пакетов, прокатанных с минимальными обжатиями. Начиная с обжатий определенной величины, разрывов пакетов не наблюдалось, поэтому прокатку авторы рекомендуют вести с максимально допустимыми для данного стана обжатиями.

В работах [4, 13] также рекомендуется увеличение обжатий в первых проходах насколько это допускают возможности стана, а из работ [2,14, 15-19] следует, что увеличение общего обжатия биметаллического пакета ведет к выравниванию деформации мягкого и твердого слоев. Повышение обжатия способствует прочному сцеплению слоев и, следовательно, возникновению дополнительных напряжений – растягивающих в твердом и сжимающих в мягком слое, которые облегчают деформацию твердого и затрудняют деформацию мягкого слоя, т.е. ведут к выравниванию деформации слоев. Кроме того, с увеличением обжатия увеличивается отношение l_d/h_{cp} , что усиливает влияние дополнительных напряжений на выравнивание деформации.

Вышеприведенные данные противоречивы и не дают окончательных рекомендаций для разработки режимов обжатий, исключая раскрытие пакетов.

Постановка задачи. Целью данной работы является исследование причин раскрытия пакетов с применением математического моделирования и разработка рекомендаций по усовершенствованию технологического процесса производства двухслойных листов пакетным способом.

Изложение материала и его результаты. На основании вышеизложенного можно сделать вывод, что раскрытие пакетов определяется раздельным с совокупным влиянием следующих факторов:

- неравномерностью деформации по высоте заготовки, которая зависит от соотношения прочностных и геометрических характеристик составляющих композиции, взаимного расположения слоев, уровня связей между слоями и величины фактора формы;

- напряженным состоянием металла в зоне шва, которое также зависит от величины фактора формы.

Применение больших обжатий приводит с одной стороны к выравниванию деформации компонентов биметалла и снижению вероятности раскрытия пакетов, а с другой к повышению скорости центральных слоев, что повышает вероятность раскрытия. Применение малых обжатий вызывает появление растягивающих напряжений в околошовной зоне, что вызывает их разрушение [20, 21]. Поэтому целесообразным является рассмотрение условий, при которых негативное влияние больших и малых обжатий будет сведено к минимуму. Так, в работе [20] предлагается первые проходы производить с максимально возможными для данного стана обжатиями; при достижении толщины 130-150 мм прокатку производить с обжатиями 10-12 мм с понижением обжатия на 1-2 мм в каждом последующем проходе. Ограничение величины обжатия при достижении толщины 130-150 мм основано на экспериментальных данных, которые показали, что при прокатке с повышенными обжатиями раскрытие пакетов имеет место в указанном интервале.

Для анализа процесса прокатки целесообразным представляется использование математического моделирования, которое оперативно позволяет определять основные параметры процесса при различных составах композиции и условиях деформирования.

Разработана математическая модель формоизменения слоев биметаллического пакета при прокатке, основанная на энергетическом принципе, и реализована на ПЭВМ. При построении разрывного кинематически возможного поля использовали равенство углов наклона левой и правой ветвей на оси симметрии пакета. Предполагается, что связь между слоями на первом этапе прокатки допускает различную скорость выхода слоев из очага деформации.

При построении кинематически возможных разрывных полей скоростей в физической плоскости учтено, что, чем полнее поле линий разрыва сохраняет особенности о размеры поля линий скольжения, тем выше точность метода верхней оценки [22]. Следует отметить, что характеристики на границе раздела имеют излом, величина которого определяется соотношением [23]

$$\frac{\cos(2 \cdot \varphi_2)}{k_1} = \frac{k_2}{k_1} \cdot \cos(2 \cdot \varphi_1)$$

где k_1, k_2 - предел текучести при сдвиге металла основного и плакирующего слоев; φ_1, φ_2 - угол наклона характеристики α основного и плакирующего слоев.

Величина излома характеристик тем больше, чем больше разность механических свойств компонентов композиции; направление излома

также от соотношения механических свойств основного и плакирующего слоя.

Ниже представлено кинематически допустимое разрывное поле, построенное с учетом вышеуказанных особенностей деформации биметаллических композиций для случая твердой плакировки (рис.2).

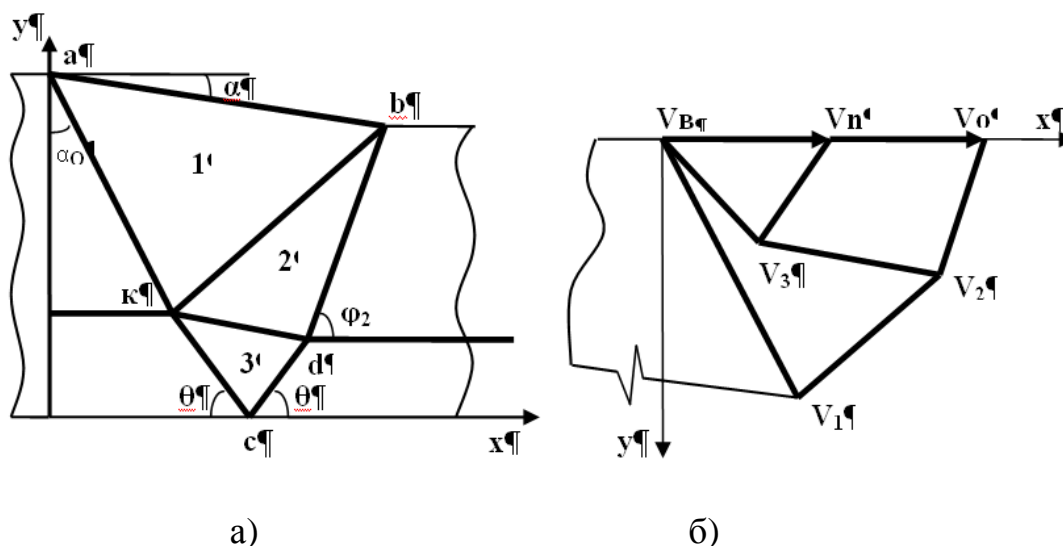


Рисунок 2 - Кинематически возможные поля характеристик в физической плоскости (а) и в плоскости годографа скоростей (б)

Следует отметить, что для существующего сортамента двухслойных коррозионностойких листов в качестве плакирующего слоя применяются стали марок 12Х18Н10Т, 08Х18Н10Т, 03Х18Н11, 08Н22Н6Т, 10Х17Н13М2Т, 10Х17Н13М3Т, 08Х17Н15М3Т, 08Х13, а в качестве основного - Ст.3сп, 20К, 16Гс, 09Г2С, 09Г2. При этом соотношение сопротивления деформации сталей плакирующего слоя в большей или меньшей степени превышает сопротивление деформации сталей основного слоя, а наименьшая разница сопротивлений деформации имеет место при применении плакирующего слоя из стали 08Х13 (табл. 1).

Построение кинематически возможного поля в физической плоскости для случая твердой плакировки осуществлялось в следующей последовательности.

Под углом α_0 проводим линию ak , затем с учетом соотношения (1) определяем наклон линии kc и проводим ее до пересечения с осью y . Линию cd проводим в соответствии с рекомендациями [24] под тем же углом, что и линию kc . При этом задается толщина плакирующего слоя. Затем с учетом различия механических свойств проводим линию db и получаем точку b . В случае, если координата x точки b превышает длину очага деформации l_d , угол α_0 уменьшаем, и производим

вычисления в вышеприведенной последовательности до получения $x(b) = l_d$, а если координата x менее длины очага деформации l_d , то угол α_o увеличиваем.

Таблица 1 – Сравнительные данные по сопротивлению деформации

Сталь	Сопротивление деформации, МПа			
	T=1200 °C		T=1100 °C	
	U=1 c ⁻¹ ; ε=0.1	U=5c ⁻¹ ; ε=0.25	U=1c ¹ ; ε=0.1	U=5c ¹ ; ε=0.25
Ст3сп	53,6	76,3	66,9	95,2
20	46,5	67,8	60,2	87,8
16ГС	48,9	70,9	63,4	91,8
09Г2С	56,2	81,1	73,1	105,3
08Х13	67,3	99,8	92,6	127,6
X18Н10Т	81,2	105	118	153

Координаты узловых точек разрывного поля в физической плоскости определяли по следующим соотношениям:

$$\begin{aligned}
 x(k) &= H_o \cdot \operatorname{tg}(\alpha_o); \quad \forall(k) = H_n; \quad x(c) = H_o \cdot \operatorname{tg}(\alpha_o) + H_n \cdot \operatorname{tg}(90 - \Theta); \\
 y(c) &= 0; \quad \Rightarrow y(d) = h_n; \quad x(d) = (h_n + x(c)) \cdot \operatorname{tg}(\Theta) / \operatorname{tg}(\Theta); \quad \forall(a) = 0; \quad y(a) = H_n + H_o; \\
 \alpha &= \operatorname{arctg}(\Delta h / (2 \cdot l_d)); \quad \Rightarrow x(b) = l_d; \quad l_d = \sqrt{R \cdot \Delta h \cdot (1 - \Delta h / 4 \cdot R)}; \quad \Rightarrow y(b) = x(b) \cdot \operatorname{tg}(\alpha)
 \end{aligned}$$

Построение годографа производили при помощи ЭВМ путем определения координат особых точек в плоскости годографа (рис).

$$\begin{aligned}
 x(V_n) &= V_{ex} \cdot H_n / h_n - V_{ex}; \quad x(V_o) = V_{ex} \cdot H_o / h_o - V_{ex}; \\
 k_1 &= \operatorname{tg}(180 - \alpha); \quad k_2 = \operatorname{tg}(270 + \alpha_o); \quad \forall(1) = -k_1 \cdot V_{ex} / (k_1 - k_2); \\
 y(1) &= k_2 \cdot \forall(1); \quad x(3) = (x(V_n) \cdot \operatorname{Sin}(\Theta)) \cdot \operatorname{Cos}(\alpha_n) / \operatorname{Sin}(180 - \alpha_n - \Theta); \\
 \alpha_n &= 90 - \Theta; \quad y(3) = (x(V_n) \cdot \operatorname{Sin}(\Theta)) \cdot \operatorname{Sin}(\alpha_n) / \operatorname{Sin}(180 - \alpha_n - \Theta); \\
 kb &= (y(b) - y(k)) / (x(b) - x(k)); \quad k7 = \operatorname{tg}(\varphi_2); \\
 x(2) &= (kb \cdot x(1) - k7 \cdot x(V_o) - y(1)) / (kb - k7)
 \end{aligned}$$

После построения годографа определяется суммарная мощность сдвига

$$N_{\Sigma} = N_{ak} + N_{kc} + N_{cd} + N_{db} + N_{kb} + N_{kd},$$

где $N_{ak}, N_{kc}, N_{cd}, N_{db}, N_{kb}, N_{kd}$ - значения мощности сдвига на соответствующих границах раздела.

При этом мощности сдвига определяли с учетом изменения сопротивления деформации, а для расчета механических свойств компонентов биметалла при горячей прокатке использовали зависимости Андreyока – Тюленева [25]. На границе kb сопротивление сдвигу принимали равным полусумме сопротивлений сдвигу металла основного слоя на входе и выходе, а на границе kd усредненным между сопротивлениями сдвигу основного и плакирующего слоя на входе и выходе из очага деформации.

Изменяя толщину плакирующего слоя на выходе, находили ее величину из условия минимума суммарной мощности сдвига.

С применением приведенной модели рассмотрим формоизменение слоев четырехслойного пакета сочетания Ст.3сп - 08X13 при прокатке с малыми обжатиями (1-й вариант) и с большими обжатиями на первой стадии прокатки и малыми на второй (2-й вариант) (табл. 2). Исходная толщина пакета 267 мм, толщина слябов основного слоя 100 мм, толщина пластин плакирующего слоя – 31 мм.

Расчет производился с учетом реального изменения температуры по проходам; исходными данными для расчета послойной деформации, а именно толщина основного и плакирующего слоя, в каждом проходе являлись конечные толщины основного и плакирующего слоя в предыдущем проходе.

Результаты расчета показывают, что при прокатке со значительно более интенсивными обжатиями по второму варианту деформация плакирующего слоя превышает деформацию основного слоя при прокатке по первому варианту максимум на 12% в первом проходе, а в последующих проходах эта разница уменьшается. Следовательно, разница деформаций плакирующего слоя оказывает на раскрытие пакета не определяющее влияние. Следует отметить, что, несмотря на то, что прокатка по второму варианту проводится со значениями фактора формы $l_d/h_{cp} > 0.5$, количество раскрытий значительно снизилось [20].

Определенное влияние на раскрытие пакетов оказывает и момент сопротивления сечения слябов основного слоя изгибу. Анализ значений моментов сопротивления W на единицу его ширины (табл. 3) показывает, что при прокатке по второму варианту более интенсивное падение момента сопротивления имеет место до пятого прохода, однако изгиб слябов основного слоя и, в результате, раскрытие пакета не наблюдается, так как большие обжатия в первых проходах способствуют прочному соединению слябов основного слоя с планкой, а снижение величины обжатия после пятого прохода приводит к уменьшению скоростей течения центральных слоев.

Таблица 2 – Параметры формоизменения слоев пакета при прокатке по различным режимам.

№ прохода	1-й вариант				2-й вариант			
	H , мм	Δh , мм	l_d/h_{cp}	$\varepsilon_n/\varepsilon_\Sigma$	H , мм	Δh , мм	l_d/h_{cp}	$\varepsilon_n/\varepsilon_\Sigma$
1	267	25	0,45	0,807	267	31	0,507	0,878
2	242	20	0,440	0,838	236	28	0,546	0,933
3	222	18	0,454	0,871	208	27	0,612	0,959
4	204	16	0,467	0,867	181	24	0,664	0,968
5	188	14	0,472	0,865	157	22	0,736	0,934
6	174	12	0,471	0,865	135	12	0,615	0,952
7	162	10	0,460	0,869	123	11	0,646	0,959
8	152	9	0,465	0,871	112	10	0,677	0,890
9	143	8	0,465	0,874	102	9	0,705	0,889
10	135	7	0,460	0,882	93	8	0,728	0,871
11	128	6	0,448	0,776	85	7	0,744	0,895
12	122	6	0,472	0,797	78	6	0,748	0,775

Таблица 3-Значения моментов сопротивления сечения пакета изгибу

Режим	W /100										
	№ прохода										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1-й	14,1	11,8	9,88	8,33	7,08	6,1	5,33	4,70	4,16	3,73	3,48
2-й	13,4	10,4	7,86	5,84	4,32	3,58	2,96	2,44	1,89	1,66	1,17

Вывод о том, что при прокатке двухслойных коррозионностойких листов широкого сортамента различие механических свойств не является единственным фактором, влияющим на раскрытие пакетов, подтверждается наличием раскрытий пакетов с плакирующим слоем из других сталей, имеющим значительно большее сопротивление деформации, чем рассмотренная сталь 08X13. Так, в работе [1] указано, что характер разрывов одинаков для пакетов с твердым внутренним слоем (сталь 17Н13М2Т) и для пакетов с мягким (сталь 08X13). Статистические исследования, проведенные в работе [20], также показали, что прокатка пакетов с достаточно твердым плакирующим слоем (стали 12X18Н10Т, 08X18Н10Т, 10X17Н13М2Т и 10X17Н13М3Т) сопровождается раскрытиями пакетов – от 5.7 до 7% от количества прокатанных пакетов.

В связи с этим требуется рассмотрение других факторов, имеющих влияние на раскрытие пакетов. Так, основным элементом, определяющим прочность конструкции пакета, является герметизирующая рамка. Прочность пакета на первом этапе прокатки определяется прочностью сварного шва, а на последующих этапах – прочностью соединения сляба основного слоя и рамки. При этом, следует отметить, что площадь контакта рамки и сляба основного слоя при прокатке увеличивается, что с одной стороны оказывает положительное влияние на прочность пакета, а с другой – может оказывать отрицательное влияние и приводить к раскрытию пакета в случае изготовления рамки из металла, имеющего значения сопротивления деформации при температуре прокатки более низкие, чем сопротивление деформации основного слоя. Причем опасность раскрытия в этом случае возрастает в связи с уменьшением момента сопротивления сечения основного слоя.

Для изготовления рамки в соответствии с требованиями инструкции [26] применяют стали БСт1 кп, БСт2кп, БСт1 пс, БСт2 пс, БСт3 пс, БСт1 сп, БСт2 сп, БСт3 сп, которые имеют, в основном, при температуре прокатки достаточно низкие значения сопротивления деформации. Поэтому при достижении достаточно прочного соединения с металлом основного слоя и достаточной площади контакта планки с основным слоем, в результате интенсивной вытяжки планки происходит изгиб основного слоя и раскрытие пакетов. Так как в указанном интервале обжатий, соответствующем реальным условиям прокатки, различие деформаций основного и плакирующего слоев при прокатке с наиболее мягким плакирующим слоем (сталь 08Х13) не является наиболее значимым фактором, оказывающим влияние на раскрытие пакетов, для снижения вероятности раскрытия пакетов как с более мягким, так и более твердым плакирующим слоем, необходим дифференцированный подход к выбору материала планки, а именно: материал планки должен иметь большее сопротивление деформации при температуре прокатки, чем материал основного слоя.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Установлено, что на раскрытие пакетов оказывает влияние совокупность факторов, а для традиционного сортамета двухслойных коррозионностойких листов разность сопротивлений деформации основного и плакирующего слоев оказывает не определяющее влияние; раскрытие пакетов в значительной мере обусловлено величиной фактора формы и сопротивлением деформации металла герметизирующей рамки. При конструировании пакета герметизирующая рамка должна быть изготовлена из металла с сопротивлением деформации при температуре прокатки, превышающим сопротивление деформации основного слоя.

С применением математического моделирования исследованы причины раскрытия пакетов при прокатке и даны рекомендации по выбору технологических параметров прокатки и конструктивных параметров пакета, обеспечивающих снижение количества раскрытий.

With the use of mathematical design the reasons of opening of packages are explored at rolling and recommendations on the choice of technological parameters of rolling and structural parameters of package, providing the decline of amount of of destructions of package, are given.

Библиографический список.

1. Хорошилов Н.М. Исследование влияния основных параметров технологии производства на разнотолщинность двухслойных листов.: Автореф. дис... к-та техн. наук: 324 / Донецкий политехнич. ин-т. - Донецк., 1968. -27 с.

2. Голованенко С.А., Меандров Л.В. Производство биметаллов - М.: Металлургия, 1966. – 304 с.

3. Король В.К., Гильденгорн М.С. Основы технологии производства многослойных металлов. - М.: Металлургия, 1970. – 237 с.

4. Меандров Л.В. Двухслойные коррозионностойкие стали. - М.: Металлургия, 1970. – 228 с.

5. Пирязев Д.И., Хорошилов Н.М., Кузьменко Ю.А. Производство листовой биметаллической стали. - К.: ЦБТИМЧМ УССР, 1966. – 71 с.

6. О причинах раскрытия четырехслойных пакетов при прокатке / Алексеев Ю.А., Сагитов Г.А., Пирязев Д.И. и др.// Обработка металлов давлением. – Вып. 14. - М.: Металлургия, 1969. – С. 120-131.

7. Хорошилов Н.М. Усовершенствование технологии производства двухслойных листов пакетным способом // Черная металлургия. Бюллетень науч.-техн. информации / ЦНИИТЭИчермет. – 1965. - №3 – С. 41.

8. Пучкова Л.М., Король В.К. Об особенностях использования муаровых полос для исследования неоднородности пластического формоизменения и конечного деформированного состояния при прокатке слоистых материалов // Тезисы докладов и сообщений III всесоюзной научно-технической конференции «Теоретические проблемы прокатного производства».- Днепропетровск.- 1980.- С.286-287.

9. Зайцев В.В., Меандров Л.В. Методика экспериментального определения разрывающих усилий при прокатке многослойного пакета // Обработка металлов давлением – Вып. 76. - М.: Металлургия, 1970. – С. 225-230.

10. Разработка технологии получения биметалла 100X2MT+08X18H10T / Быков А.А., Маслов А.М., Устименко В.А. и др. // *Сталь*. – 1979.- №8. – С. 613-614.

11. Павлов И.М., Бринза В.Н. К вопросу о расслоении при прокатке биметалла // *Процессы прокатки*. – Вып. XV. - М.: Металлургия, 1962. – С. 152-159.

12. Теория и практика производства биметаллов / Аркулис Г.Э., Бояришинов М.И., Тарнавский А.П. и др.// *Прокатное производство/ Материалы уральской н.-т. конференции прокатчиков*. – Свердловск. – 1968. - С.94-102.

13. Андреюк Л.В., Соколов В.А., Пашин В.А. Причины брака биметаллических листов// *Черная металлургия. Бюллетень науч.-техн. информации / ЦНИИТЭИчермет*. – 1966. - №14. – С. 42-45

14. Пирязев Д.И., Дьяченко К.К., Сысоев В.Г. Пакетная прокатка двухслойных листов с основным слоем из легированной стали // *Черная металлургия. Бюллетень науч.-техн. информации / ЦНИИТЭИчермет*. – 1968. - №16 – С. 43-44.

15. Зильберг Ю.Я., Бакума С.Ф. Производство катаных биметаллических листов// *Черная металлургия. Бюллетень науч.-техн. информации / ЦНИИТЭИчермет*. – 1957 - №9 – С. 18.

16. Синицын В.Г., Громов Н.П. Исследование изгиба биметаллических полос при прокатке // *Прецизионные сплавы*. – Вып. 23. - М.: Металлургия, 1959. – С. 134-149.

17. Знаменский В.И., Ляшков В.Б., Тарновский И.Я. Некоторые особенности кинематики процесса прокатки биметаллических пакетов с мягкой плакировкой (МТМ) // *Теория и технология прокатки*. – Вып. 196. - Свердловск, 1962. – С. 112-115.

18. Пирязев Д.И. Совершенствование технологии производства двухслойной листовой стали на Коммунарском металлургическом заводе // *Сталь*. - 1967. - № 5. - С. 458-461.

19. Пирязев Д.И. Деформация металла при прокатке двухслойных и многослойных полос// *Технология производства и свойства черных металлов*. – Вып. X. - М.: Металлургия, 1964. – С. 202-209.

20. Луценко В.А. Разработка, исследование и внедрение технологии производства двухслойных листов, обеспечивающей снижение расхода металла: Дис... канд. техн. наук: 05.16.05. -Коммунарск, 1984.-249 с.

21. Луценко В.А., Беседин А.И., Майоров Г.И. Исследование причин раскрытия биметаллических пакетов// *Тезисы докладов и сообщений III всесоюзной научно-технической конференции «Теоретические проблемы прокатного производства»*.- Днепрпетровск.- 1980.- С.176.

21. Шестаков Н.А. Энергетические методы расчета процессов обработки металлов давлением. учебное пособие. М: МТИ.-1998.- 200 с.

22. Бровман М.Я., Додин Ю.С. Некоторые вопросы обработки давлением биметалла/ Кузнечно-штамповочное производство, 1963, №1.- С. 3-5.

23. К расчету энергосиловых параметров процесса прокатки многослойных полиметаллических листов и полос/ Бровман М.Я., Сатонин А.В., Чуков Д.В.// Изв. вузов. Черная металлургия.-1991.- №1.- С.39-41.

24. Расчет параметров листовой прокатки/ Коновалов Ю.В., Остапенко А.Л., Пономарев В.И.// Справочник.- М.: Металлургия.- 1986.- 430 с.

25. Технологическая инструкция по производству двухслойной листовой стали на стане 2800: ТИ 229 ППЛ -035-249 - 86: Утв. Гл. инж. КомМК 25.06.86. - Коммунарск, 1987.- 23 с.

*Канд. техн. наук, проф. Федоринов В.А.
канд. техн. наук, ст. преп. Дворжак А.И.
аспирант Давыденко Е.С.
студент Селедцов А.С.
(ДГМА, г Краматорск, Украина)*

МЕТОДИКА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЦЕССА ПЛЮЩЕНИЯ С РАЗЛИЧНЫМИ НАТЯЖЕНИЯМИ

Розроблені методика та обладнання з експериментальних досліджень процесу плющення з різними значеннями заднього та переднього натягіння. Отримала кількісний опис можливість додаткового регулювання результуючих геометричних характеристик плющених стрічок за рахунок зміни обтиснення та натягіння.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Плющенная лента, является высокоточным видом прокатной продукции, у которой форма боковых кромок получается закругленной в результате естественного уширения. Так же для данного вида продукции характерна высокая точность результирующих геометрических характеристик. В соответствии с этим из плющенных лент изготавливают пружины, пилы, втулки велоцепей и целый ряд других металлоизделий ответственного назначения.

Сам процесс плющения представляет собой пластическую деформацию проволоки круглого поперечного сечения между двумя вращающимися цилиндрическими валками, при этом учитывается доминирующее влияние поперечного пластического течения металла. Таким образом, в рамках промышленного производства, обеспечение требуемых значений толщины h_k и ширины b_k плющенной ленты осуществляют только за счет выбора соответствующего значения исходного диаметра проволоочной заготовки d_0 , что ограничивает сортамент готовой металлопродукции [1].

Анализ исследований и публикаций. Согласно результатам работы [2] одним из технических решений, направленных на расширение сортамента плющенных лент по толщине и ширине при их производстве из проволоки одного исходного диаметра, является изменение конечной ширины, при фиксированной конечной толщине. Это достигается за счет соответствующего целенаправленного изменения величины задне-

го натяжения деформированной заготовки. Вместе с тем практическая реализация данного технического решения связана с существенным усложнением конструкции намоточно-размоточных устройств плющильных станов и систем их автоматического регулирования.

Другим вариантом регулирования результирующих геометрических характеристик является технологическое совмещение в рамках одного плющильного стана процесса деформации между неприводными рабочими валками (ДНРВ) и процесса последующей симметричной прокатки (СП) [3]. Данная технологическая и конструктивная схема совмещения, не требуют установки дополнительных приводов.

Проведенные экспериментальные исследования по выявлению влияния перераспределения обжатий в первой и во второй рабочих клетях при реализации совмещенного процесса свидетельствуют о том, что из заготовки одного и того же диаметра можно получить плющеную ленту различного типоразмера, а увеличение заднего натяжения снижает интенсивность приращения силы плющения [4].

Постановка задачи. Выявление влияния различных значений переднего и заднего натяжений при плющении проволоки на интегральные энергосиловые параметры и геометрические характеристики проката.

Изложение материала и его результаты. Экспериментальные исследования были проведены на базе стана 100×100 (рис. 1) в лаборатории кафедры «Автоматизированные металлургические машины» Донбасской государственной машиностроительной академии.

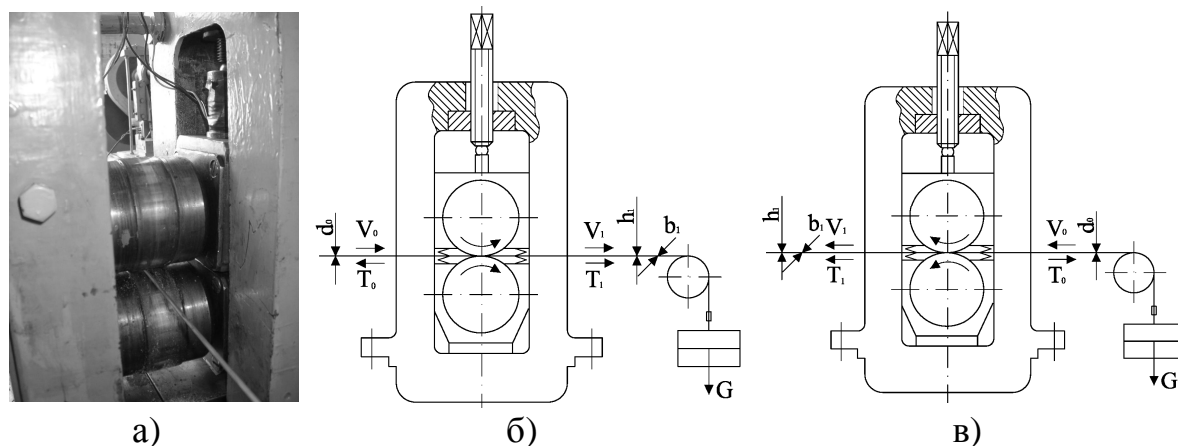


Рисунок 1 – Общий вид и конструктивная схема экспериментальной установки

При проведении эксперимента плющению подвергали проволоку диаметром $d_0 = 3\text{ мм}$ из стали 08кп. Сам процесс плющения осуществлялся сначала без натяжения, затем с передним натяжением T_1 , значение ко-

того изменялось от 120Н до 480Н с шагом 120Н (см. рис. 1 б); затем с задним натяжением T_0 , которое изменялось в том же диапазоне (см. рис. 1 в). Для каждого значения натяжения проводилось плющение с различными относительными обжатиями, которое изменялось в диапазоне от 0 до 0,5. Процесс проходил без использования технологической смазки. В ходе эксперимента измерялись сила плющения P , моменты на верхнем и нижнем валках, а также геометрические характеристики (толщина h_1 и ширина b_1) ленты после выхода из клетки плющильного стана.

Тарировку измерителей сил плющения и моментов производили до и после реализации процесса плющения. На рисунке 2 в качестве примера представлены технология и результаты тарировки измерителя силы прокатно-плющильного стана 100×100. Месдозы, установленные на стане между нажимными винтами и подушками рабочих валков (см. рис. 2) тарировались с помощью гидравлического пресса, их нагружали силой Q_i , величина которой являлась известной исходя из фиксируемого манометром давления рабочей жидкости в системе.

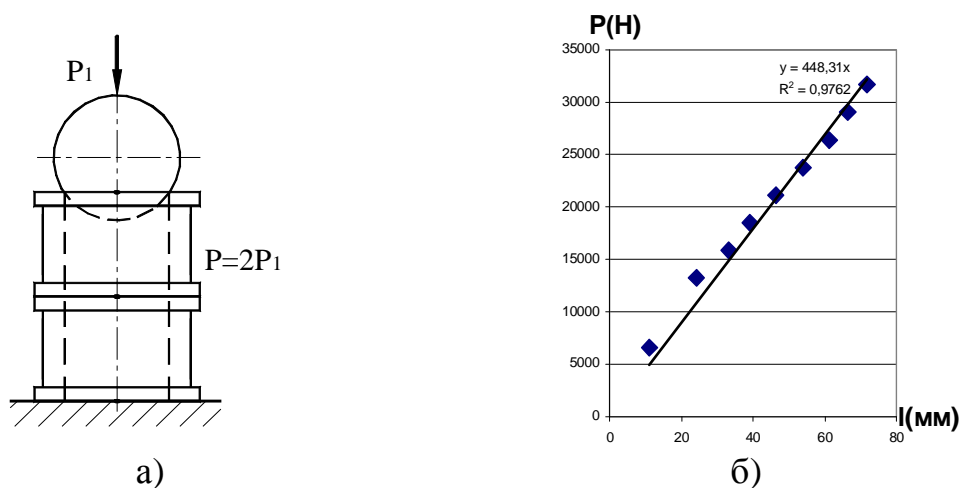


Рисунок 2 – Технология (а) и результаты тарировки измерителя силы плющения (б)

Одновременно с этим фиксировали и соответствующее отклонение сигнала l_i . Затем давление рабочей жидкости в системе гидравлического нажимного механизма изменяли на соответствующую величину, переходя к силе $Q_{(i+1)}$, фиксировали $l_{(i+1)}$ и так далее. По мере окончания тарировки во всем диапазоне предполагаемых условий реализации, учитывая, что сила плющения $P_i = Q_i$, строили графическую интерпретацию $l = F(P)$ (см. рис. 2 б) и производили аналитическое описание функциональной связи. При помощи данных зависимостей, используя вычислительную технику, производили расшифровку данных, полученных непосредственно при реализации процесса плющения.

Для верхнего и нижнего рабочих валков измеряли величину крутящего момента. Тарировку шпинделей с наклеенными на них тензодатчиками осуществляли с помощью рычага, который нагружался известной нагрузкой. По полученным тарировочным данным проводилась расшифровка результатов замеров крутящих моментов аналогично расшифровке результатов замеров силы плющения.

Сила плющения в ходе экспериментальных исследований не превысила 20кН, при максимальном относительном обжатии $\varepsilon=0,5$, а для одних и тех же значений относительного обжатия, но разных значений натяжения, сила плющения изменялась незначительно. Значение суммарного крутящего момента на верхнем и нижнем рабочих валках для обжатия $\varepsilon=0,5$ не превысило $M_{\text{сум}}=190\text{Нм}$ для различных передних и задних натяжений.

По результатам экспериментальных исследований были построены графики зависимости ширины полученной ленты от натяжения для различных значений относительного обжатия (рис. 3). При реализации процесса плющения с задним натяжением T_0 относительные обжатия изменяли от 0,35 до 0,5 (см. рис. 3 б), так как при меньшем обжатии и высоких значениях натяжения происходило проскальзывание проволоки в валках.

Как видно из представленных зависимостей, изменяя натяжение проволоки одного и того же диаметра и при одинаковых значениях относительного обжатия можно получить ленту различного типоразмера. Причем с увеличением натяжения уменьшается ширина получаемого металлопроката. И заднее и переднее натяжение влияет на изменение геометрических характеристик, но при прочих равных условиях большее влияние оказывает заднее натяжение (см. рис. 3 в).

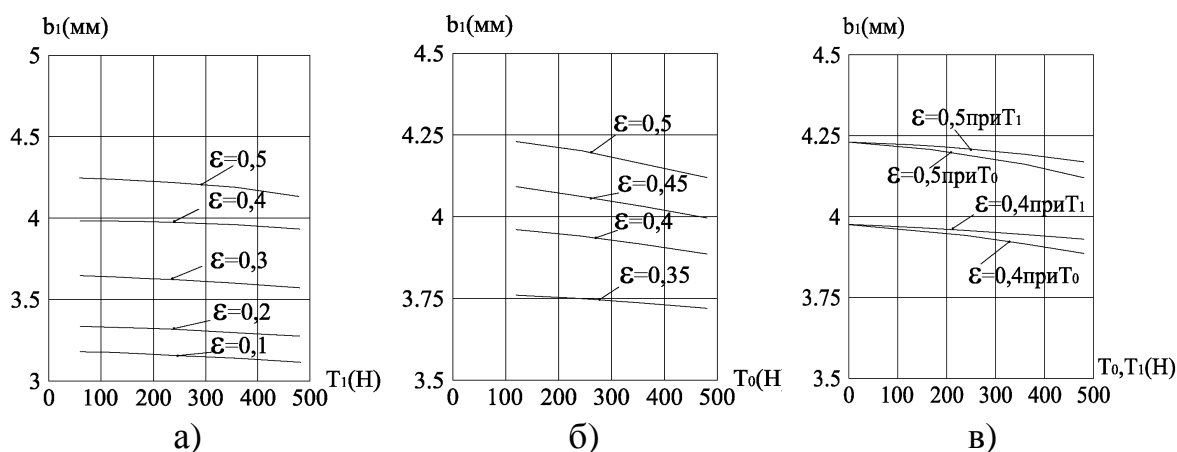


Рисунок 3 – Экспериментальные зависимости ширины плющенной ленты от натяжения при реализации процесса с различными обжатиями

Выводы и направление дальнейших исследований.

В результате экспериментальных исследований было установлено, что из проволоки одного и того же диаметра можно получить ленту различного типоразмера, изменяя значение относительного обжатия и значение переднего или заднего натяжения, причем большее влияние оказывает заднее натяжение.

Разработаны методика и оборудование по экспериментальному исследованию процесса плющения с различными значениями заднего и переднего натяжения. Получила количественное описание возможность дополнительного регулирования результирующих геометрических характеристик плющенных лент за счет изменения обжатия и натяжений

Technique and equipment of experimental researches of flatting with variable back and front tension are processed. Possibility of regulation resulting geometrical characteristic of flatting band thanks variation deformation and tension schedule are shown.

Библиографический список.

1. Злотников М.И. Производство плющенной ленты. –М.: Металлургиздат, 1951.- 143с.

2. Методика, оборудование и результаты экспериментального исследования различных схем процесса плющения / А.И. Дворжак, С.Н. Грибкова, Д.В. Завгородний, Д.Ю. Михеенко // Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ: ДДМА. - 2005. – С. 75-78.

3. Точность геометрических характеристик при реализации совмещенных процессов симметричной и асимметричной прокатки / В.А. Федоринов, С.К. Добряк, Е.С. Давыденко, В.В. Плеханова // Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ: ДДМА. - 2003. – С. 41-45.

4. Экспериментальные исследования процесса плющения в совмещенных рабочих клетях / С.Н. Грибкова, А.И. Дворжак, Е.С. Давыденко, К.Ю. Юрков // Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ: ДДМА. - 2006. – С. 202-205.

УДК 621.982

*Доктор техн. наук, профессор Сатонин А.В.
ведущий инженер Шестопалов А.В.
канд. техн. наук, старший преподаватель Сатонин А.А.
аспирант Титаренко О.А.
студент Кучерук Н.В.
(ДГМА, г. Краматорск, Украина)*

АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ПРОЦЕССОВ ГОРЯЧЕЙ ПРАВКИ ОТНОСИТЕЛЬНО ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ НА МНОГОРОЛИКОВЫХ ПРАВИЛЬНЫХ МАШИНАХ

Приведені результати математичного моделювання та створення програмних засобів з автоматизованого проектування технологічних налаштувань та керування режимами роботи багатороликкових листопробірних машин.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Операции по отделке готового металлопроката во многом определяют качество, а, следовательно, и себестоимость, а также конкурентоспособность выпускаемой продукции. Отмеченное, в полной мере касается процессов горячей правки относительно толстых листов.

В настоящее время происходит реконструкции оборудования толстолистового стана 2800 Алчевского металлургического комбината, в рамках которой устанавливаются новые черновая и чистовая прокатные клетки, а также установка контролируемого охлаждения и многороликовая листопробирная машина. Особенность данной компоновки состоит в том, что листопробирная машина находится в линии стана, что исключает возможность ее реверсирования и правки за несколько проходов и накладывает дополнительную ответственность при выборе технологических настроек работы листопробирной машины. Проектная производительность стана 1 млн. тонн в год, что потребовало организации автоматизированной работы оборудования на всех этапах, включая горячую правку готового листа.

Анализ исследований и публикаций. Анализ отечественных и зарубежных исследований и разработок показывает, что большое внимание уделяется вопросам автоматизированного расчета энергосиловых параметров при реализации процессов правки [1-3], в то время как вопросы прогнозирования основных показателей качества исследованы

далеко не полностью [1]. В качестве методик для определения силы, моментов и мощности правки можно рассматривать работы Целикова А.И. [2], Остринского [3], однако опыт эксплуатации листоправильных машин свидетельствует о завышенных результатах, предоставляемых данными методиками, что приводит к значительному завышению металлоемкости оборудования с одной стороны, а также к сужению сортамента обрабатываемого металлопроката с другой. Невозможность достаточно достоверного прогнозирования результирующей кривизны листа приводит к невозможности создания программных средств по автоматизированному проектированию технологических режимов процесса правки. Следует отметить, что математические модели процесса правки, основанные на методе конечных элементов, позволяют решить задачу об определении результирующей формы листа, однако их применение невозможно вследствие высокой трудоемкости и времени численной реализации [4].

Постановка задачи. Разработать быстродействующую математическую модель процесса горячей правки изгибом относительно толстых листов, позволяющую прогнозирование основных показателей качества готовой металлопродукции, а также автоматизированное проектирование технологических режимов работы многороликовой листоправильной машины.

Изложение материала и его результаты. При разработке соответствующей математической модели процесса правки в основу был положен минимум упрощений:

- гипотеза начальных размеров, или геометрическая линейность задачи, как в случае балки. Математически это означает, что вследствие малости углов наклона листа допустимо пренебречь квадратом производной в точной формуле кривизны:

$$\chi = \frac{d^2y/dx^2}{[1 + (dy/dx)^2]^{3/2}} \quad (1)$$

для изогнутой продольной оси, т.е. линии прогибов, если форма линии выражается зависимостью $y(x)$;

- кусочно-линейный характер эпюры изгибающего момента и вертикальное направление реакций роликов, что следует из малости углов наклона листа и продольных сил по сравнению с поперечными;

- применимость принципа Мазинга к гистерезисной зависимости между кривизной и изгибающим моментом, что следует из малости деформации среднего слоя листа.

На рис. 1 приведена расчетная схема i -го межроликового участка листа толщиной h , полностью заданного в машину, $i = 1..n - 1$, где n - количество роликов.

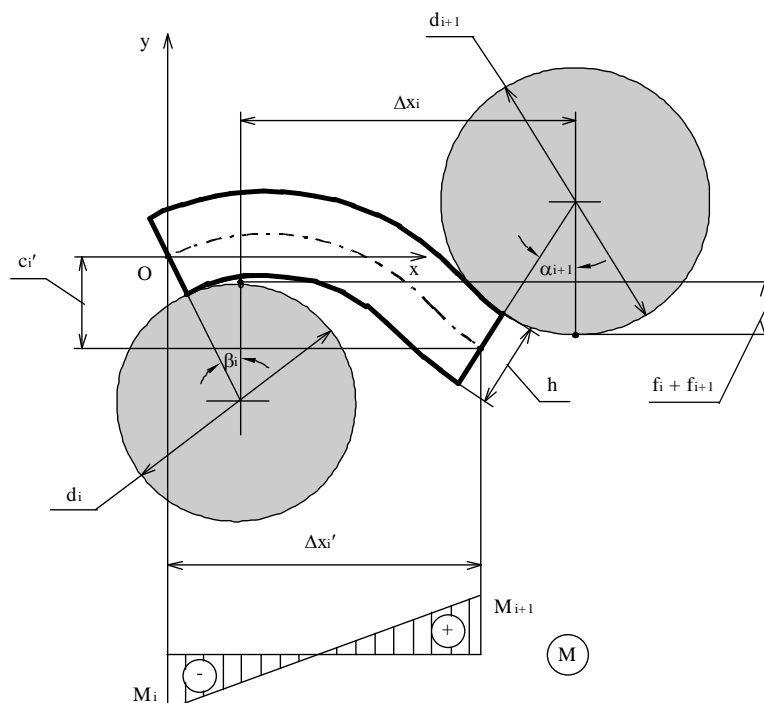


Рисунок 1 – Расчетная схема межроликового участка листа

Диаметры роликов d_i и горизонтальные расстояния между их осями Δx_i в общем случае предполагаются переменными, поэтому методика охватывает схемы правки с наличием направляющего и корректирующего роликов, которые используются в машинах с параллельной настройкой, а также может быть применена к правильному стану. Через f_i , f_{i+1} обозначены перекрытия роликов относительно уровня правки (одно из них для данной пары роликов, как правило, равно нулю, а второе отсчитывается в сторону увеличения прогиба листа), $\Delta x_i'$ и c_i' - соответственно горизонтальное и вертикальное расстояния между краями участка с учетом смещения, β_i и α_{i+1} - углы поворота крайних сечений (на схеме приняты положительными). Для машины с постоянным шагом t и диаметром роликов d , очевидно, $\Delta x_i = t/2$, $d_i = d$. Начало координат совмещено с началом участка, ось абсцисс направлена по горизонтали в сторону движения металла, ось ординат - в сторону той поверхности листа, которая не контактирует с i -м роликом.

В дальнейшем задача была сведена к решению упрощенного дифференциального уравнения:

$$d^2y/dx^2 = \chi, \quad (2)$$

дополненного граничными условиями:

$$x = 0 \Rightarrow y = 0; \quad dy/dx = \operatorname{tg}\beta_i; \quad x = \Delta x_i' \Rightarrow y = -c_i'; \quad dy/dx = -\operatorname{tg}\alpha_{i+1}$$

и была решена на основе организации итерационной процедуры по нахождению углов подхода α_i и схода β_i листа на каждом из роликов.

Исходя из определенной геометрии нейтральной линии, производили расчет локальных и интегральных характеристик наряду деформированного состояния металла. Отличительной особенностью разработанной математической модели является возможность расчета не только энергосиловых параметров, а и основных показателей качества готового металлопроката, к которым следует отнести результирующую кривизну χ_1 . Следует отметить, что разработанная математическая модель была реализована на языке низкого уровня С, что обеспечило высокое быстродействие и, как следствие, возможность ее использования в качестве целевой функции при постановке и решении задач многовариантного плана, к которым относятся задачи оптимизации и автоматизированного проектирования.

Задача же автоматизированного проектирования технологических режимов процесса правки в данном случае сводится к нахождению значений перегибов листа на каждом ролике, которым соответствует минимум результирующей кривизны. При этом, принимали перегиб листа на первом ролике равным нулю $C_1 = 0$, исходя из соображений надежного захвата листа роликами листопрямительной машины, а прогиб листа по третьим роликом C_3 определяли исходя из регламентируемого соотношения радиуса предельно упругого радиуса изгиба листа и кривизны листа под роликом $R_{\text{упр}}/R_3$, а именно:

$$R_{\text{упр}} = (C_{\text{упр}}^2 + t^2/4)/(2 \cdot C_{\text{упр}}); \quad (3)$$

$$R_3 = (C_3^2 + t^2/4)/(2 \cdot C_3), \quad (4)$$

где $C_{\text{упр}} = \sigma_T t^2 / (12 \cdot E_n \cdot h)$ - максимальный упругий прогиб листа при рассмотрении его как консольной балки;

σ_T , E_n - предел текучести и модуль упругости материала листа.

Таким образом, задача сводится к однопараметрической минимизационной по поиску угла наклона роликов верхней кассеты к роликам нижней кассеты, расположенным условно горизонтально и не имеющим механизмов индивидуальной настройки; которому соответствует минимум конечной кривизны листа. Схема расположения роликов после окончания расчета их положений представлена на рисунке 2. Здесь пунктирными линиями отмечены положения роликов при их установке на толщину листа, то есть $C_i = 0$. Для учета возможности нахождения исходной кривизны листа в определенном интервале производили расчет конечной кривизны листа при заданной настройке и значениях исходной кривизны, соответствующих границам возможного диапазона и для минимизации использовали большее из двух полученных значений.

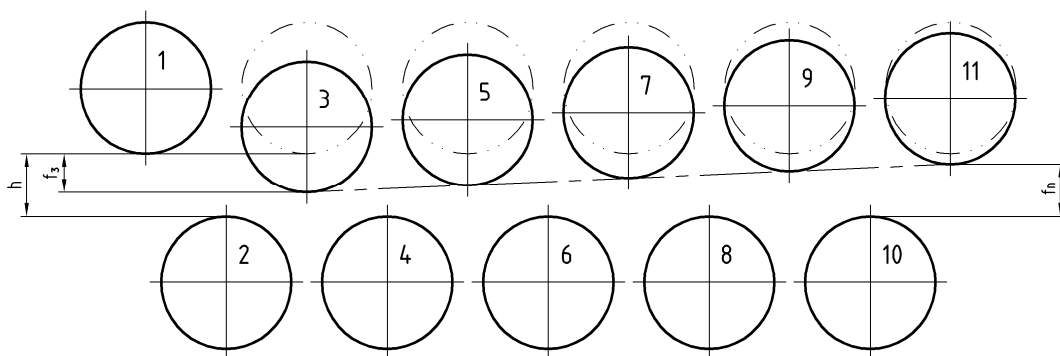


Рисунок 2 - Схема расположения роликов ЛПМ после завершения проектирования настройки.

Выводы и направление дальнейших исследований. В рамках исследований разработана математическая модель, позволяющая произвести автоматизированное проектирование технологических режимов процессов горячей правки относительно толстых листов на многороликовых правильных машинах, позволяющая определить настройки рабочих роликов, соответствующие минимальной результирующей кривизне листа. Данная математическая модель позволяет корректно учесть механические свойства материала листа, его исходные геометрические характеристики, а также особенности используемого механического оборудования.

Приведены результаты математического моделирования и создания программных средств по автоматизированному проектированию технологических настроек и управления режимами работы многороликовых правильных машин.

The results of mathematical modeling and generation of software for automated designing of technological adjustment and controlling operating regimes of multiroll straightener is introduced.

Библиографический список.

1. *Слоним А.З., Сонин А.Л. Машины для правки листового и сортового материала – М.:Машиностроение, 1975. – 208 с.*

2. *Целиков А.И., Смирнов В.В. Прокатные станы. М.: Металлургиздат, 1958. – 432 с.*

3. *Остринский А.С. Определение расчетных параметров листовых роликовых правильных машин. – Труды ВНИИМЕТМАШ, Сборник №18, С. 7-32.*

4. *Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением. В.Н. Данченко, А.А. Миленин, В.И. Кузьменко, В.А. Гриневич. - Днепропетровск.: Системные технологии, 2005. – 448 с.*

*Канд. техн. наук, профессор Федоринов В.А.
докт. техн. наук, профессор Сатонин А.В.
аспирант Дворжак В.В.
канд. техн. наук, ст. преп. Сатонин А.А.
(ДГМА, г. Краматорск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МЕТАЛЛА И ЭНЕРГОСИЛОВЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ СДВОЕННОЙ ПРОКАТКЕ ЛЕНТ И ПОЛОС

Наведені результати теоретичних та експериментальних досліджень напружено-деформованого стану металу і енергосилових параметрів, а також виконано порівняльний аналіз процесу здвоєної холодної прокатки.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В условиях реконструкции действующих и создания новых производств весьма немаловажными требованиями являются минимализация удельных капитальных затрат, расширение сортамента, снижение сроков промышленного освоения, а также необходимость увеличения объемов производства наиболее эффективных типоразмеров.

Тонкие и тончайшие холоднокатаные ленты и полосы различного состава, геометрии и назначения характеризуются высокими уровнями потребительских свойств. В настоящее время существует достаточно большое количество технологий и оборудования по производству данного вида металлопродукции, таких как двадцати валковые станы, Y, MKW и Z-станы, наряду с их специфичностью, отличающихся высокими капитальными затратами и эксплуатационными расходами и сравнительно малой производительностью[1]. Поэтому необходим альтернативный способ производства лент и полос данного типоразмера позволяющий максимально использовать оборудования существующих реверсивных станов с доведением их до соответствующего уровня при минимально возможных затратах. Одним из способов получения особо тонких полос, альтернативным существующим, является процесс сдвоенной прокатки, заключающийся в одновременной деформации двух полос [2].

Анализ исследований и публикаций. В работах [2, 3] показано, что при сдвоенной прокатки полос на непрерывном стане возможно

увеличение производительности стана на 30-40%. При этом успешно могут быть решены актуальные вопросы холодной прокатки особо тонких полос, экономии металла, специализации станов, резкого снижения удельных энергетических затрат. Однако реализация данного способа прокатки требует специальных технологий и оборудования для отдельного регулирования их толщин. Поэтому в работе [4] предложено более целесообразное использование этого способа на реверсивных станах, а также проведены теоретические и экспериментальные исследования энергосиловых параметров при прокатке сдвоенных полос, которые показали эффективность данной технологии.

Постановка задачи. Вместе с тем наличие на данное время узкой специализации и недостаточно полной изученности процесса сдвоенной холодной прокатки делает необходимым и актуальным проведение всесторонних комплексных исследований. Поэтому целью данной работы является исследование напряженного состояния металла при реализации процесса прокатки сдвоенных лент и полос, что даст возможность произвести анализ уровня снижения энергетических затрат, используемого при оценке экономической эффективности данной ресурсосберегающей технологии, а также анализ возможностей расширения тонкого сортамента на реверсивном стане.

Изложение материала и его результаты. Теоретические исследования напряженно-деформированного состояния металла при прокатке сдвоенных лент и полос на основе численного математического моделирования. При этом для выбора корректных аналитических описаний граничных условий очага деформации, в качестве которых рассматривают соответствующие распределения геометрических параметров, механических свойств и условий внешнего трения, был выполнен предварительный анализ условий деформации при симметричном обжатии двух полос. Предварительно проведенные, в связи с этим, опыты показали, что условие смазки контактных поверхностей раздела, а также незначительная неравномерность механических свойств, практически не оказывают влияния на среднее давление в очаге деформации. Это позволяет предположить, что на плоскостях раздела полос существует зона прилипания с нулевым значением сил трения τ в критическом сечении и максимальными (коэффициент трения $\mu = 0,5$) в вертикальных границах очага деформации.

В основу математического моделирования НДС, имеющего место при сдвоенной холодной прокатке относительно тонких ($L/h_{cp} \geq 3,0$) лент и полос было положено численное рекуррентное решение конечно-разностной формы условий статического равновесия выделенных i -ых элементарных объемов, полученных путем разбиения всей протяженности очага деформации на их конечное множество (рис. 1а) [5].

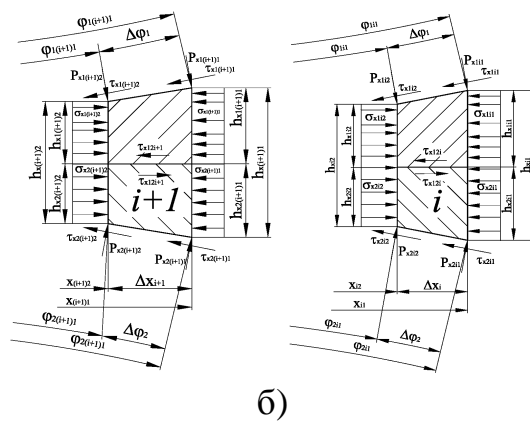
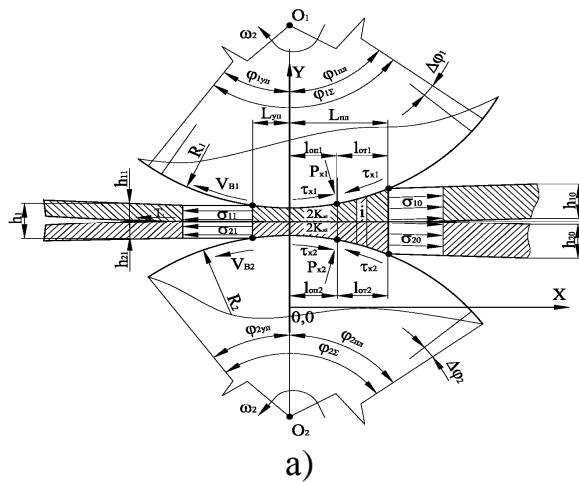


Рисунок 1 – Расчетные схемы интегрального очага деформации (а) и выделенных элементарных объемов (б) применительно к математическому моделированию процесса сдвоенной прокатки относительно тонких лент и полос

зон и пластического $L_{пл}$ и упругого $L_{уп}$ формоизменения прокатываемой композиции (см. рис. 1а) [6].

С учетом характера принятых допущений и конечно – разностной формы представления основных компонент НДС (см. рис. 1б) условия статического равновесия каждой отдельной составляющей, рассматриваемой в рамках выделенного i -го элементарного объема зоны пластического формоизменения, примут следующий вид:

$$\begin{aligned} & \sigma_{x1i2}h_{x1i2} - \sigma_{x1i1}h_{x1i1} - 0,5(p_{x11}f_{x1i1} + p_{x12}f_{x1i2})\Delta X_i \pm \\ & \pm \tau_{x12i}\Delta X_i + 0,5(p_{x11} + p_{x12})(h_{x1i1} - h_{x1i2}) = 0; \\ & \sigma_{x2i2}h_{x2i2} - \sigma_{x2i1}h_{x2i1} \pm \tau_{x21i}\Delta X_i - \\ & - 0,5(p_{x11}f_{x1i1} + p_{x12}f_{x1i2})\Delta X_i + 0,5(p_{x11} + p_{x12})(h_{x2i1} - h_{x2i2}) = 0; \end{aligned} \quad (1)$$

Непосредственно схема первоначального численного разбиения интегрального очага деформации (см. рис. 1а) и определения геометрических характеристик каждого отдельного i -го элементарного объема (см. рис. 1б), предполагающая анализ процесса сдвоенной прокатки, была принята полностью по аналогии с методикой работы [5]. Аналогично работе [5] являлся и характер принятых допущений.

Учет упругого сплющивания рабочих валков в рамках данной математической модели осуществляли на основе численной интерпретации методики И.Я. Штаермана, позволяющей в полной мере учесть реальный характер распределений данных напряжений по длине

где согласно условию $V_{xj} = V_x$ и соотношениям, вытекающим из закона сохранения объема $h_{xj}V_{xj} = h_{j0}V_{j0} = h_{j1}V_{j1}$; $h_x V_x = h_0 V_0 = h_1 V_1$, текущие значения каждой отдельной j -ой составляющей могут быть определены как $h_{xji1} = h_{j0} h_{xi1} / h_0$, $h_{xji2} = h_{j0} h_{xi2} / h_0$.

Просуммировав уравнения (1) и исходя из равенства по абсолютной величине и векторной противонаправленности сдвиговых межслойных напряжений, получим:

$$\sum_{j=1}^2 \sigma_{xji2} h_{xji2} - \sum_{j=1}^2 \sigma_{xji1} h_{xji1} - 0,5[p_{xi1}(f_{x1i1} + f_{x2i1}) + p_{xi2}(f_{x1i2} + f_{x2i2})] \Delta X_i + 0,5(p_{xi1} + p_{xi2})(h_{xi1} - h_{xi2}) = 0. \quad (2)$$

С учетом используемого инженерного варианта условия пластичности ($\sigma_{xj} = p_x - 2K_{xj}$), а также с учетом известных согласно условиям связи используемой рекуррентной схемы решения значений нормальных контактных p_{xi1} и нормальных осевых σ_{xji1} напряжений для начального граничного сечения выделенного i -го элементарного объема (см. рис. 1б), выражение (2) представляет собой уравнение с одной неизвестной величиной нормальных контактных напряжений p_{xi2} , по отношению к которым в окончательном виде имеем:

$$p_{xi2} = \frac{\left\{ 2 \sum_{j=1}^2 (2K_{xji2} h_{xji2} + \sigma_{xji1} h_{xji1}) - p_{xi1} [h_{xi1} - h_{xi2} - (f_{x1i1} + f_{x2i1}) \Delta X_i] \right\}}{[h_{xi1} + h_{xi2} - (f_{x1i2} + f_{x2i2}) \Delta X_i]} \quad (3)$$

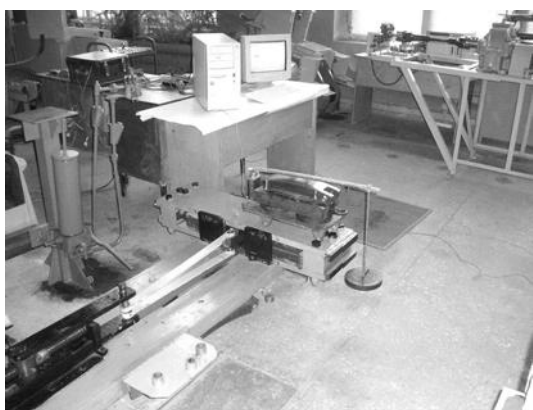
где текущие по длине очага деформации удвоенные значения сопротивления сдвигу $2K_{xji2}$ для каждой j -ой составляющей определяются, аналогично методикам работ [5], аналитической зависимостью для холодной прокатки.

Представленные аналитические зависимости (1-3), в сочетании с начальными условиями и условиями связи, аналогичными работе [5] и были положены в основу численного рекуррентного решения по автоматизированному расчету локальных характеристик НДС в зоне пластического формоизменения очага деформации процесса сдвоенной прокатки относительно тонких лент, листов и полос.

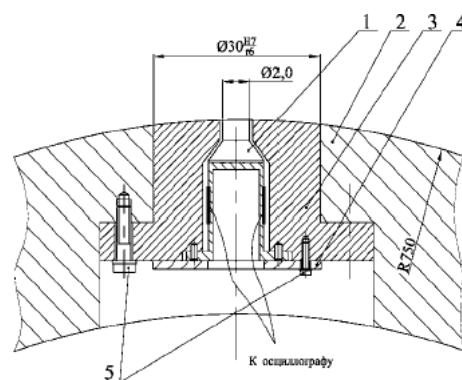
Экспериментальные исследования локальных характеристик напряженного состояния металла при прокатке сдвоенных полос были проведены путем физического моделирования данной технологической схемы на специальном устройстве для пластической деформации с рабочими сегментами радиусом 750 мм (рис. 2 а) [7].

Измерение текущих по длине очага деформации значений нормальных контактных напряжений, следуя методикам работ [8], производили при помощи штифтовых месдоз 1, (рис. 2 б), размещенных и за-

фиксированных в телах соответствующих рабочих сегментов 2 посредством промежуточных стаканов 3, крышек 4 и резьбовых соединений 5 (см. рис. 2 б). На внешней поверхности кольцевой части месдозы были наклеены тензодатчики сопротивления, которые и воспринимают действие нормальных контактных напряжений. Благодаря использованию деформирующего инструмента большого радиуса соотношение общей протяженности очага деформации L к диаметру штифтов используемых месдоз $d_{ш} = 2,0$ мм находилось в диапазоне $L/d_{ш} = 20...35$, что вполне отвечает требованиям, предъявляемым к точности соответствующих экспериментальных исследований [8].



а)



б)

Рисунок 2 - Общий вид устройства для пластической деформации [7] (а) и конструкция узла штифтовых месдоз (б)

Экспериментальные исследования энергосиловых параметров (и точности геометрических характеристик) холоднокатаных лент, полученных при реализации процесса сдвоенной прокатки, были проведены на лентопрокатном лабораторном стане 100x100Г Донбасской государственной машиностроительной академии, общий вид которого иллюстрирован рисунком 3.

Измерительные цепи силы прокатки для приведенных экспериментальных исследований тарировали путем имитационного нагружения месдоз силой известной величины на специальной рычажно-шарнирной установке [7] для устройства пластической деформации и на гидравлических прессы для стана 100x100Г [8], а измерительные цепи моментов – путем имитационного нагружения универсальных шпинделей крутящими моментами, создаваемых при заторможенном приводе с помощью консольных рычага и наборов грузов [8].



Рисунок 3 – Общий вид оборудования лабораторного прокатного мини-стана 100x100 Г Донбасской государственной машиностроительной академии

Запись регистрируемых параметров и расшифровку полученных осциллограмм производили при помощи во всех вышеприведенных случаях производили при помощи ЭВМ со встроенным аналого-цифровым преобразователем АЦП-ADC16-32 в соответствии с методиками работы [9] и с использованием полученного тарировочного графика. Обработку экспериментальных данных производили в соответствии с работой [11].

На рисунке 4 представлены расчетные и эмпирические, полученные применительно к устройству пластической деформации p_x распределения нормальных контактных напряжений при деформации одинарных и двойных образцов с варьируемой по толщине величиной относительного обжатия ϵ . А на рисунке 5 а, б расчетные и экспериментальные распределения значений силы P и момента M при прокатке тонких сдвоенных и одинарных лент полученные применительно к промышленно-лабораторному стану 100x100Г.

Анализируя представленные эмпирические и расчетные распределения (см. рис. 4, 5) можно сделать вывод, что результаты экспериментов подтверждают основные теоретические выкладки и результаты проводимых ранее экспериментов [4]:

- вследствие высоких уровней соотношений $L/h_{cp} = 6,0 \dots 15,0$, обуславливающих доминирующее влияние контактных сил внешнего трения, эпюры эмпирических распределений p_x имеют ярко выраженную куполообразную форму с максимумом в районе нейтральных сечений, то есть в районе сопряжения зон отставания и опережения (см. рис. 4 а, б);

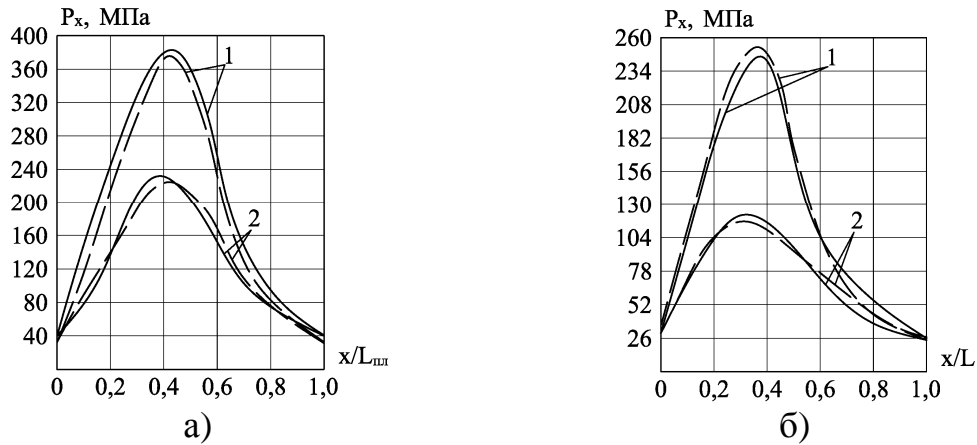


Рисунок 4 – Расчетные (—) и эмпирические (---) распределения нормальных контактных напряжений при пластической деформации одинарных 1 ($h_0 = 2,0$ мм) и двойных 2 ($h_{0\Sigma} = 2h_0 = 4,0$ мм) листовых заготовок из свинца С 1, (а)- $\epsilon = 0,34$; (б)- $\epsilon = 0,25$; $B = 80$ мм; $R = 750$ мм

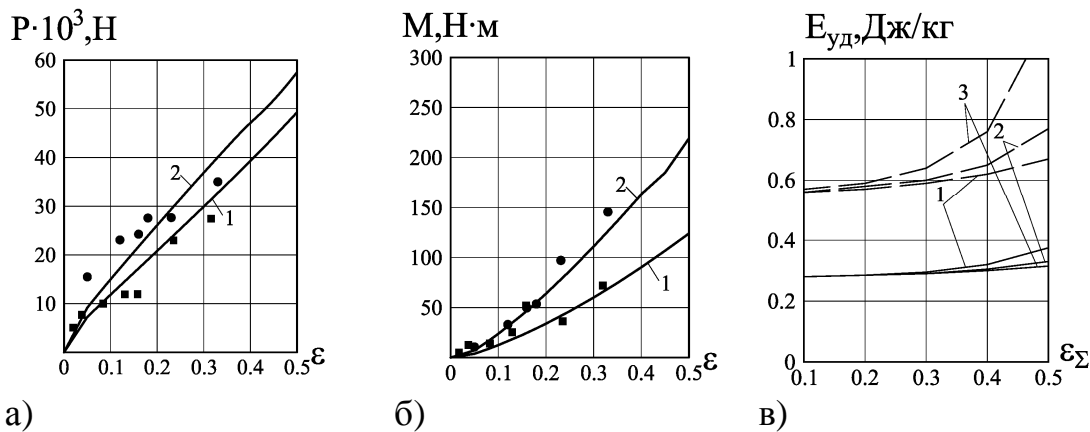


Рисунок 5 – Расчетные (—) и эмпирические распределения значений силы P (а) и момента M (б) при прокатке одинарных (■), а также сдвоенных (●) лент (материал – сталь 20, $R = 50$ мм, $\epsilon = 0,02...0,5$; 1- $h_0 = 3,33$ мм, (2- $h_{0\Sigma} = 2h_0 = 6,66$ мм), а также расчетные распределения удельной энергоёмкости при расчете на одну полосу $E_{уд}$ (в) процесса прокатки относительно тонких сдвоенных (—) и одинарных (---) полос в зависимости от величины относительного обжатия ϵ ($B = 80$ мм; $R = 75$ мм; 1- $h_0 = 0,5$ мм; 2- $h_0 = 1$ мм; 3- $h_0 = 2$ мм)

- при прокатке одинарных образцов максимальные значения нормальных контактных напряжений $p_{x \max}$ в 1,6...2,1 раза больше, а их среднеинтегральные значения p_{xc} в 1,15...1,4 раза больше, чем при прокатке тех же образцов в сдвоенном варианте;

- с увеличением относительных обжатий ε уровни нормальных контактных напряжений p_x существенно возрастают, а их разница при прокатке одинарных и двойных образцов в абсолютном измерении увеличивается, при этом геометрическая координата их максимумов смещается в сторону выхода из рабочих валков;

- анализ полученных распределений расчетных и эмпирических значений силы P и момента M прокатки показал, что с увеличением относительного обжатия энергосиловые параметры процесса прокатки как сдвоенных лент, так и одинарных, интенсивно возрастают (см. рис. 5 а, б). При этом абсолютное значение разницы значений данных характеристик при прокатке одинарных и сдвоенных образцов увеличивается, что обусловлено увеличением длины очага деформации L при прокатке сдвоенных лент;

- значение силы прокатки сдвоенных заготовок в 1,12...1,24 раза больше, чем при прокатке одинарных лент в данном диапазоне обжатий, а в среднем значение разницы данных показателей больше в 1,19 раз. Для момента прокатки полученные значения составляют 1,2...2 и 1,5, соответственно.

Кроме того, с целью оценки экономической эффективности рассматриваемая математическая модель включает в себя расчет удельной энергоемкости процессов прокатки одинарных и двойных полос, соответственно. Из анализа расчетных распределения (см. рис. 5 в) можно сделать вывод, что удельная энергоемкость при расчете на одну полосу $E_{уд}$ процесса прокатки относительно сдвоенных в 2,6...2,3 раза меньше, чем при прокатке одинарных полос.

Выводы и направление дальнейших исследований. На основе результатов теоретических и экспериментальных исследований локальных и интегральных характеристик процесса сдвоенной холодной прокатки установлено, что реализация процесса сдвоенной прокатки позволяют при прочих равных условиях снизить максимальные уровень силы прокатки в 1,12...1,24 раза, что в свою очередь способствует снижению удельной энергоемкости процесса прокатки, которая при расчете на одну полосу в 2,6...2,3 раза меньше, а также обеспечивает возможность расширения сортамента за счет выкатываемости лент и полос минимального типоразмера. Поэтому в дальнейшем необходимо разработать практические рекомендации по применению данной технологии к оборудованию реверсивных станков холодной прокатки.

Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований напряженно-деформированного состояния металла и энергосиловых параметров, а также выполнен сопоставительный анализ процесса двоянной холодной прокатки лент и полос.

The results of theoretical and experimental investigations the metal stress-deformed condition and energy-power parameters are presented as well as associate examination of double cold rolling process are realized.

Библиографический список.

1. *Управление качеством тонколистового проката / В.Л. Мазур, А.М. Сафьян, Н.Ю. Приходько, А.Н. Яценко. – К.:Техніка. – 1997. – 384с.*
2. *Технология производства листовой стали, обеспечивающая резкое повышение производительности станков / С.Д. Адамский, В.И. Мелешко, А.П. Качайлов и др. // Теория и практика производства широкополосной стали: Сб.науч.тр. МЧМ СССР. - М.: Металлургия, 1979. №4. С. 54-57.*
3. *Адамский С.Д., Шевченко А.И. Регулирование толщины каждой полосы при холодной прокатке дублированных полос на непрерывном стане // Технология прокатки и отделки широкополосной стали: Сб.науч.тр. МЧМ СССР. - М.: Металлургия, 1981. №4. С. 45-47.*
4. *Николаев А.В. Энергосиловые параметры прокатки наложенных полос // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1993. – № 9, 10. – С. 27-29.*
5. *Потапкин В.Ф., Сатонин А.В., Сатонин А.А. Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния металла при реализации процессов плакирования и прокатки многослойных полиметаллических листов и полос // Известия ТулГУ. - Тула: ТулГУ, Вып. 1. - 2004. – С.77-85.*
6. *Штаерман И.Я. Контактная задача теории упругости. – М. – Л.: Гостеориздат. – 1949. – 270 с.*
7. *Устройство для пластической деформации металла: А.с. 1380814 СССР, МКИ В 21 В 31/00. / В.Ф. Потапкин, В.А. Федоринов, А.В. Сатонин, В.П. Орел (СССР).- №4137489; Заявлено 21.10.86; Оpubл. Бюл. №10, 1988. - С. 37.*
8. *Чекмарев А.П. Методы исследования процессов прокатки / А.П. Чекмарев, С.А. Ольдзиевский.. – М.: Металлургия, 1969. – 274 с.*
9. *Петренко А.М., Кувшинов В.В. Основы научных исследований и техника эксперимента: Учеб. пособие / М.: МАДИТУ. –1999. – 92 с.*

УДК 622.771.26

*Доктор техн. наук, профессор Сатонин А.В.
аспирант Александрова З.А.
канд. техн. наук, старший преподаватель Сатонин А.А.
соискатель Смолякова В.В.
(ДГМА, г. Краматорск, Украина)*

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МЕТАЛЛА ПРИ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ СОРТОВОЙ ПРОКАТКИ

Приведені результати розробки методики розрахунку та математичної моделі напружено-деформованого стану металу при сортовій прокатці.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Одним из путей дальнейшего совершенствования технологий и оборудования прокатного производства является расширение сортамента готового металлопроката с целью приближения его формы и механических свойств к требуемым свойствам готового изделия. Отмеченное, в полной мере касается процессов сортовой прокатки, позволяющих получить металлопрокат максимально приближенный по форме к готовому изделию, что дает существенную экономию материальных ресурсов и, как следствие, высокую конкурентоспособность продукции.

Анализ исследований и публикаций. В литературе широко представлены инженерные методики определения энергосиловых параметров при горячей сортовой прокатке, однако данные модели обладают рядом допущений, таких как усреднение механических свойств и условий внешнего трения по всей протяженности очага деформации, что приводит к невозможности их использования при расчете показателей точности готового металлопроката, а также решению задач автоматизированного проектирования и разработки рекомендаций по совершенствованию технологий и оборудования процессов сортовой прокатки. Известна методика расчета и математическая модель [1], основанные на рекуррентном решении конечно-разностной формы условия баланса энергетических затрат в рамках выделенного элементарного объема, однако данная методика позволяет производить расчет энергосиловых параметров при прокатке симметричного уголка, при этом в инженерном варианте условия пластичности не учитываются касательные

напряжения, что приводит к получению завышенных результатов как по силе, так и по моментам прокатки [2].

Постановка задачи. Для научно обоснованного подхода к механизмам формирования основных показателей качества готового металлопроката, а также решения задач по автоматизированному проектированию технологических режимов и разработки рекомендаций по совершенствованию конструктивных параметров и технологических режимов работы механического оборудования необходимо разработать математическую модель напряженно-деформированного состояния металла, обладающую максимальным быстродействием, а также информативностью и позволяющую корректно учесть граничные условия очага деформации при реализации процессов горячей сортовой прокатки.

Изложение материала и его результаты. В данной работе проведено математическое моделирование напряженно-деформированного состояния металла при реализации процессов сортовой прокатки, в частности, прокатки неравнополочного уголка. Расчетная схема интегрального очага деформации, а также схема разбиений по длине и ширине представлены на рисунке 1. Таким образом, определение основных параметров напряженно-деформированного состояния металла при прокатке уголка основывалось на рекуррентном решении конечно-разностной формы условия баланса энергетических затрат в рамках каждого выделенного элементарного объема. Непосредственно условие баланса энергетических затрат применительно к i -ому элементарному объему запишется в следующем виде:

$$N_{\sigma j1} + N_{\tau 1j1} + N_{\tau 2j1} = N_{\sigma j2} + N_{\tau 1j2} + N_{\tau 2j2} + N_{Fj1} + N_{uj1}, \quad (1)$$

где $N_{\tau 1j1}$, $N_{\tau 2j1}$ - мощности нормальных осевых напряжений, действующих, соответственно, в начальном ЖЗ и конечном ЕИ граничных сечениях выделенного $j1$ -го элементарного объема;

$N_{\tau 1j1}$, $N_{\tau 2j1}$ - мощности, подводимые в зонах отставания и отводимые в зонах опережения силами внешнего трения на контактных поверхностях нижнего и верхнего рабочих валков;

$N_{\tau 1j1}$, $N_{\tau 2j1}$ - текущие значения мощностей относительного скольжения, т.е. мощностей, расходуемых на преодоление сил внешнего трения на контактных поверхностях соответствующих рабочих валков;

N_{Fj1} , N_{uj1} - мощности, расходуемые непосредственно на пластическое формоизменение и на преодоление инерционных сил в рамках данного $j1$ -го выделенного элементарного объема.

$$\begin{aligned}
& \times \frac{\Delta x_j}{\cos \alpha_{x1ji}} + \frac{1}{2} \left[\pm \tau_{x2ji1} \left(V_{b2j} - \frac{V_{xji1}}{\cos \alpha_{x2ji}} \right) \pm \tau_{x2ji2} \left(V_{b2j} - \frac{V_{xji2}}{\cos \alpha_{x2ji}} \right) \right] \times \\
& \times \frac{\Delta x_j}{\cos \alpha_{x2ji}} + \frac{1}{2} K_{\Delta j} (2K_{xji1} + 2K_{xji2}) h_{xji2} \ln \left(\frac{h_{xji1}}{h_{xji2}} \right) V_{xji2} + \\
& + \rho_M \frac{h_{xji1} + h_{xji2}}{2} \Delta x_j a_{xji} V_{xji2} = 0, \tag{2}
\end{aligned}$$

где положительные значения нормальных напряжений σ_{xji1} и σ_{xji2} - соответствуют напряжениям сжатия, в то время как знак (+) перед касательными контактными напряжениями $\tau_{x1(2)ji1}$ и $\tau_{x1(2)ji2}$ соответствуют зоне отставания, а знак (-) – зоне опережения очага деформации (см. рис. 1 а);

последний цифровой индекс (1) свидетельствует о принадлежности данной компоненты начальному ЖЗ, а аналогичный цифровой индекс (2) – конечному ЕИ граничным сечениям выделенного ji -го элементарного объема (см. рис. 1 б);

V_{xji1} , V_{xji2} - скорость перемещения прокатываемого материала в начальном и конечном граничных сечениях, соответственно;

α_{x1ji} , α_{x2ji} - текущие значения углов контакта на нижнем и верхнем рабочих валках;

$K_{\Delta j}$ - коэффициент немонотонности пластической деформации, физический смысл и методики определения которого рассмотрены достаточно подробно в работах [1, 3];

$2K_{xji1}$, $2K_{xji2}$ - значения удвоенного сопротивления сдвигу прокатываемого металла в начальном и конечном граничных сечениях, определяемые соответствующими деформационными, кинематическими и температурными показателями условий реализации;

ρ_M - плотность металла прокатываемой заготовки;

a_{xji} - величина ускорения, имеющего место в рамках данного ji -го элементарного объема определяемая с учетом времени его прохождения $2\Delta x_j / (V_{xji1} + V_{xji2})$ как

$$a_{xji} = (V_{xji2} - V_{xji1}) (V_{xji1} + V_{xji2}) / (2\Delta x_j) = (V_{xji2}^2 - V_{xji1}^2) / (2\Delta x_j).$$

Следуя специфике реализации процессов горячей прокатки, а именно, повышенным уровням коэффициентов внешнего трения и, как следствие, касательных контактных напряжений, произведен учет каса-

тельных компонент в инженерном варианте условия пластичности, которое в данном случае имеет следующий вид [2]:

$$\sigma_x = p_x - \sqrt{4K_x^2 - 4\tau_x^2}. \quad (3)$$

Данная постановка задачи привела к необходимости итерационного решения уравнения (2) относительно неизвестного значения нормальных контактных напряжений P_{xji2} , которое было осуществлено на основе метода целенаправленного перебора с переменным шагом, величина которого на окончательном этапе решения составляла $\Delta P_x = 0,1 \text{ МПа}$.

Кроме отмеченной, разработанная математическая модель включала в себя итерационную процедуру по определению протяженностей зон опережения и отставания в рамках каждого разбиения по ширине очага деформации. Данная процедура осуществлялась из условия равенства величин расчетного и заданного переднего натяжения, приложенных к прокату, а ее реализация основывалась на методе дихотомии.

По мере определения распределений нормальных контактных $P_{xji1(2)}$, осевых $\sigma_{xji1(2)}$, а также касательных контактных напряжений $\tau_{x1(2)ji1(2)}$ по длине и ширине очага деформации производили определение интегральных показателей энергосиловых параметров, таких как сила и моменты прокатки. Разработанная математическая модель позволяет определить также и основные показатели качества готового металлопроката, а именно изгибающие моменты в вертикальной и горизонтальной плоскостях, являющихся количественными характеристиками формы готового проката и вероятности появления таких дефектов, как искривление вдоль оси. Определение отмеченных характеристик осуществляли путем интегрирования распределений нормальных осевых напряжений с учетом координаты точки их приложения и центра тяжести сечения уголка, согласно следующим зависимостям:

$$z_c = \frac{\sum_{j=1}^m z_{jc} h_{1j} \Delta z}{\sum_{j=1}^m h_{1j} \Delta z} = \frac{\sum_{j=1}^m z_{jc} h_{1j}}{\sum_{j=1}^m h_{1j}}; \quad (4)$$

$$y_c = \frac{\sum_{j=1}^m y_{jc} h_{1j} \Delta z}{\sum_{j=1}^m h_{1j} \Delta z} = \frac{\sum_{j=1}^m y_{jc} h_{1j}}{\sum_{j=1}^m h_{1j}}, \quad (5)$$

$$M_z = \sum_{j=1}^m \sigma_{1j} \cdot h_{1j} \Delta z (z_{jc} - z_c); \quad M_y = \sum_{j=1}^m \sigma_{1j} \cdot h_{1j} \Delta z (y_{jc} - y_c). \quad (6)$$

где y_{jc} - вертикальная геометрическая координата центра тяжести поперечного сечения выделенного j -го элементарного объема

(см. рис. 1 б), определяемая в зависимости от соответствующей горизонтальной геометрической координаты z_{jc} как $y_{jc} = z_{jc} \operatorname{tg} \beta_{n1}$ при $z_{jc} \leq z_b$ и $y_{jc} = z_b \operatorname{tg} \beta_{n1} - (z_{jc} - z_b) \operatorname{tg} \beta_{n2}$ при $z_{jc} > z_b$.

Таким образом, данная математическая модель может быть использована в качестве целевой функции для разработки рекомендаций по совершенствованию технологических режимов и конструктивных параметров процесса сортовой прокатки, направленных на расширение сортамента и повышение качества, а также снижение себестоимости готовой продукции. Следует также отметить, что учет касательных напряжений в условии пластичности позволяет уточнить результаты математического моделирования по силе и моментам прокатки на 10...20%, при чем данное уточнение снижает расчетные показатели энергосиловых параметров, что позволяет расширить диапазон технологических возможностей имеющегося оборудования мелко и среднесортных прокатных станков на основе научно обоснованного подхода к оценке работоспособности в каждом конкретном случае, а также разработки программных средств по автоматизированному проектированию и рекомендаций по совершенствованию технологических режимов процессов сортовой прокатки.

Приведены результаты разработки методики расчета и математической модели напряженно-деформированного состояния металла при сортовой прокатке.

The results of development of calculation method and mathematical model of stressed-deformed state while shape rolling is introduced.

Библиографический список.

1. Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния при сортовой прокатке / Потапкин В.Ф., Сатонин А.В., Рамадан А.М.Х. и др. // Сб. научных работ «Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском в металургії та машинобудуванні». Краматорск, ДГМА, 2001, с. 466-471.

2. Александров И.В., Сатонин А.А., Смолякова В.В., Стежкин П.Н. Аналитическое решение конечно-разностной формы условия баланса энергетических затрат применительно к выделенному элементарному объему очага деформации процесса горячей прокатки // Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском у металургії і машинобудуванні: Тематич. зб. наук. пр. – Краматорськ: ДДМА. – 2004. – С. 557-561.

3. Сатонін О.В. Розвиток методів розрахунку, удосконалення технологічних режимів і конструктивних параметрів механого устаткування листопрокатного виробництва: Автореф. Дис. Д-ра Тех. Наук 05.03.05 – ДГМА. Краматорськ – 2001. – 35 с.

УДК 621-891+669

*Докт. техн. наук, профессор Кравченко В.М.,
(ПГТУ, Мариуполь, Украина)
канд. техн. наук, доцент, Сидоров В.А.
(Донецкий национальный технический университет)
Поддубный С.В., Гичун Н.В.
(Научно-инновационное предприятие «Техресурс», г.Донецк)*

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОМОДИФИКАТОРОВ В СМАЗКЕ МЕХАНИЗМОВ

Розглянуто методи оцінки ефективності використання геомодифікаторів у змащенні механізмів. Визначено області використання методів. Показано переваги вібраційного контролю.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В последние годы для увеличения ресурса оборудования, снижения коэффициента трения и износа механизмов на промышленных предприятиях используют добавки к смазочным материалам. Технологические особенности обработки узлов механизмов в каждом случае выясняются экспериментально, либо на основании имеющегося опыта. Поэтому, актуальным становится вопрос оценки эффективности применения добавок к смазочным материалам в промышленных условиях. Решение данной проблемы позволит определить степень необходимости использования, методологию применения и список обрабатываемого оборудования.

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

Постановка задачи. На основе проведенного анализа используемых методов, разработать оптимальную методику оценки эффективности используемых модификаторов в смазке эксплуатируемых механизмов.

Изложение материала и результаты. Появление различных модификаторов добавляемых в смазочные материалы предоставляет новые возможности управления процессом изнашивания механизмов находящихся в эксплуатации. Известные добавки можно разделить следующие основные категории: плакирующие (создающие эффект «масляной шубы», способной уменьшить контакт трущихся поверхностей); геомодификаторы (изменяющие структуру поверхностного слоя); смешанные.

Особого внимания заслуживает практика применения геомодификаторов в штатной системе смазки. Под действием рабочих контактных

нагрузок за счет реализации процессов ионного обмена и диффузии происходит образование саморегулирующейся фрикционно-адаптированной пары трения с одинаковой механической твердостью поверхностных слоев, отличающихся низким коэффициентом трения и низкой интенсивностью износа. Получаемый эффект наблюдается в течение длительного времени при неоднократных заменах смазки.

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

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

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

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

Сравнение степени износа одинаковых узлов при штатной эксплуатации. Примером может служить эксперимент на цепи транспортера обреза прокатного цеха. Во время монтажа новой цепи проведена сборка 25 звеньев с добавлением в смазку геомодификатора. Ос-

тальные звенья цепи транспортера смонтированы с использованием штатной смазки. Для получения сравнительной характеристики степени износа, через 50 дней эксплуатации проведены измерения длины участков 25 обработанных и 25 необработанных звеньев цепи. Проводилось измерения: по центру цепи (L_1) и по краям (L_2, L_3). Результаты приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты измерения звеньев цепи

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

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

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

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

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

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

Наиболее часто для измерения зазоров используют щупы, штангенциркули (рисунок 1). Гораздо реже – индикаторы перемещения часо-

вого типа, штангенциркули повышенной точности (до 0,02 мм). Одним из разновидностей данного метода является измерение размеров оттисков (рисунок 1), взятых с рабочей поверхности детали.

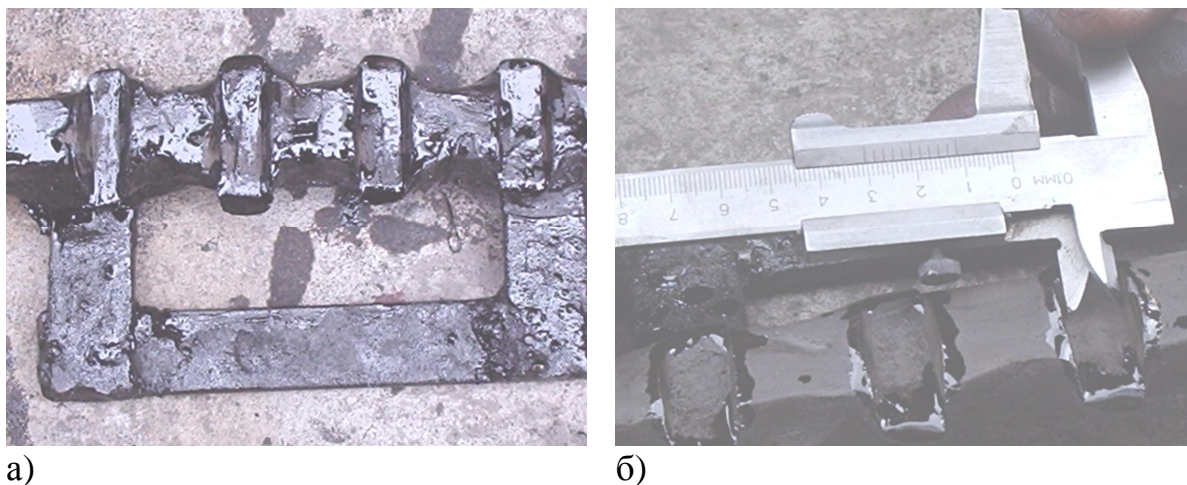


Рисунок 1. – Оттиск (а) и измерение размеров (б) витков бронзовой гайки стрипперного крана

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

$$L = 2 \cdot h \cdot \operatorname{tg}(\alpha/2),$$

где α – угол между наклонными поверхностями лунки.

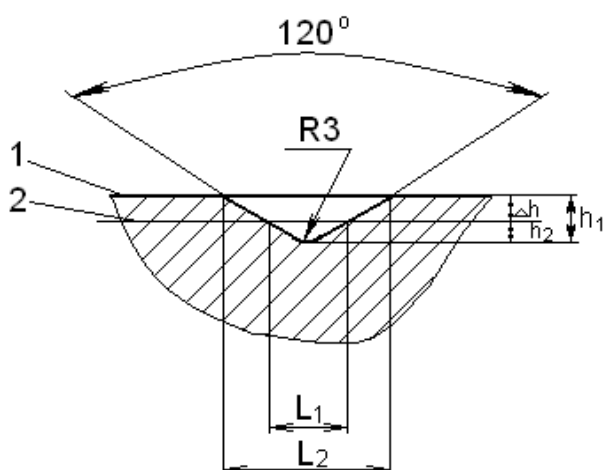
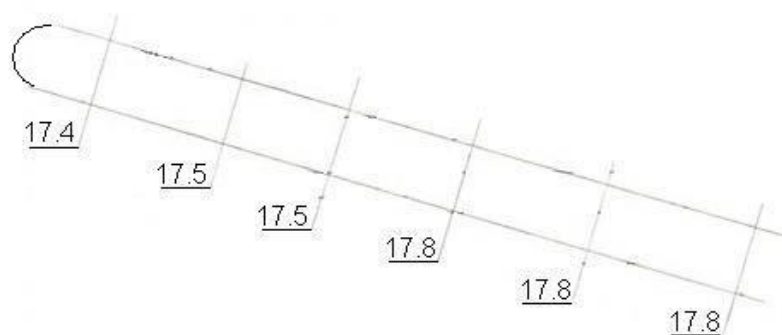


Рисунок 2 - Измерение износа по глубине вырезанных лунок. 1 и 2 – первоначальная и изношенная поверхность тела. L_1 и L_2 – начальная и конечная ширина лунок, h_1 и h_2 – начальная и конечная глубина лунок, Δh – линейный износ.

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



а)



б)

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

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

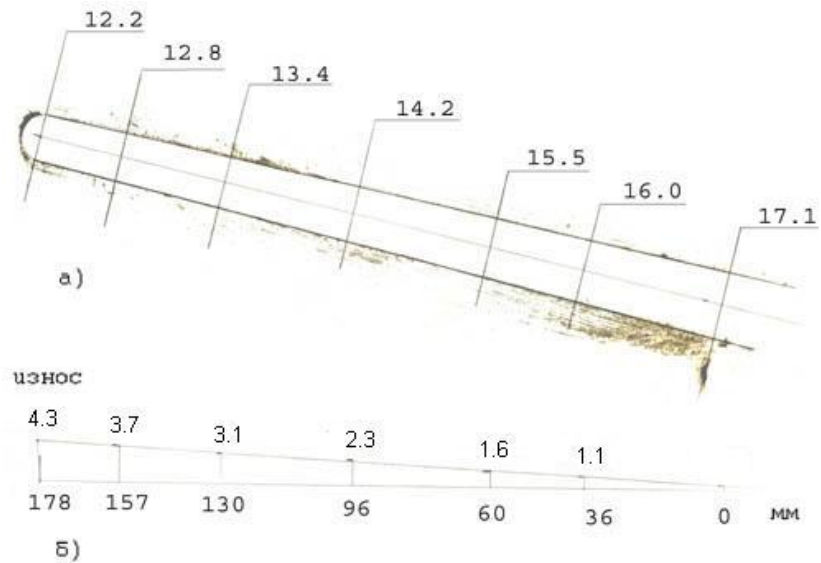


Рисунок 4 – Изменение ширины канала для подачи смазки:
 а) форма канала; б) график зависимости износа от длины канала

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



Рисунок 5 – Начальный вид изношенной поверхности со следами оспидного выкрашивания



Рисунок 6 - Вид обработанной поверхности

Качественное подтверждение процесса в виде визуальной картины не может определить количественные параметры происходящих изменений. Визуальный осмотр обрабатываемых поверхностей и регистрация изображения являются обязательным, но недостаточным доказательством.

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

Таблица 2 – Изменение компрессии дизельного двигателя

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

На процессы изнашивания элементов механизма влияют процессы: силового воздействия; температурного воздействия; воздействия окружающей среды; трения. Силовое воздействие определяется не только

количеством отработанных моточасов, но и вибрационным воздействием, определяемым техническим состоянием механизма.

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

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

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

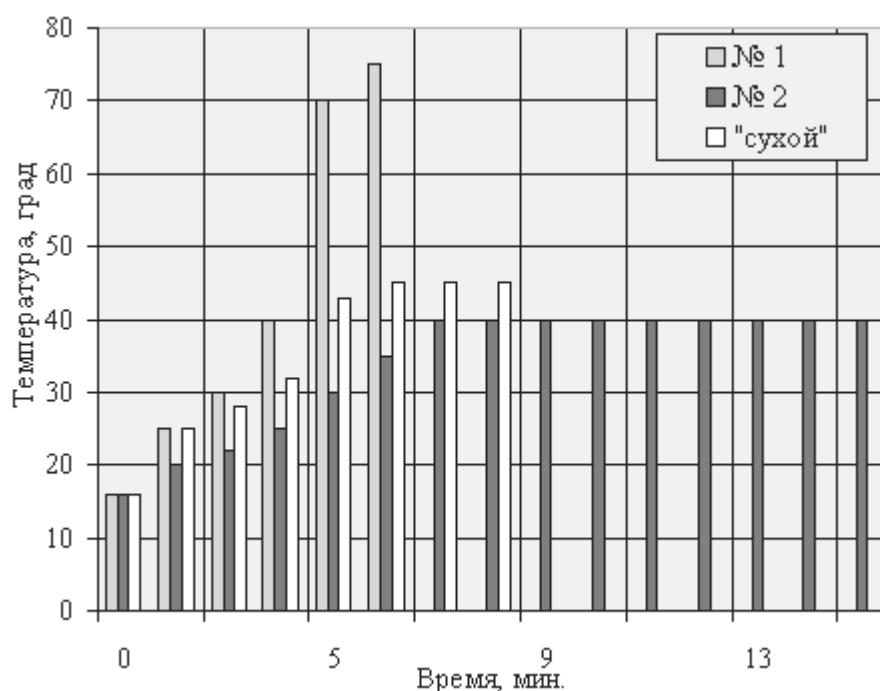


Рисунок 7 – Изменение скорости нагрева подшипников: №1 - подшипник, работающий на штатной смазке; №2- подшипник, работающий на штатной смазке с добавлением модификатора; «сухой» - подшипник, проработавший на штатной смазке с добавлением модификатора 15 минут, промытый керосином и пущенный в работу на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

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

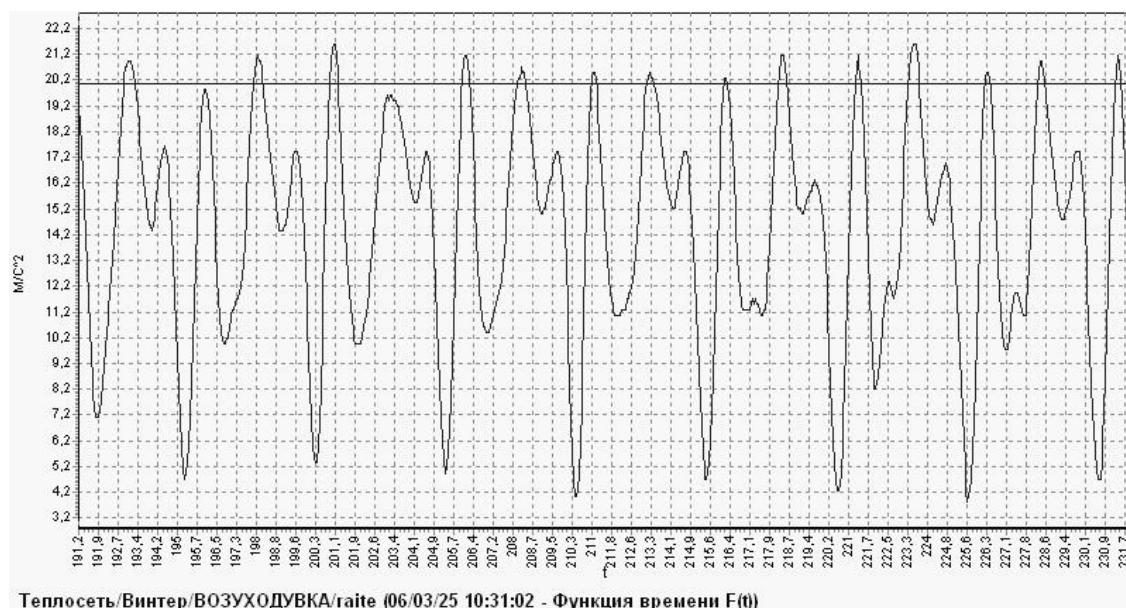
Пример - сравнение значений общего уровня вибрации работы гильотинных ножниц, находящихся в аварийном состоянии, с параметрами после применения геомодификаторов для восстановления работоспособности (таблица 3).

Таблица 3 – Вибрационные параметры работы гильотинных ножниц

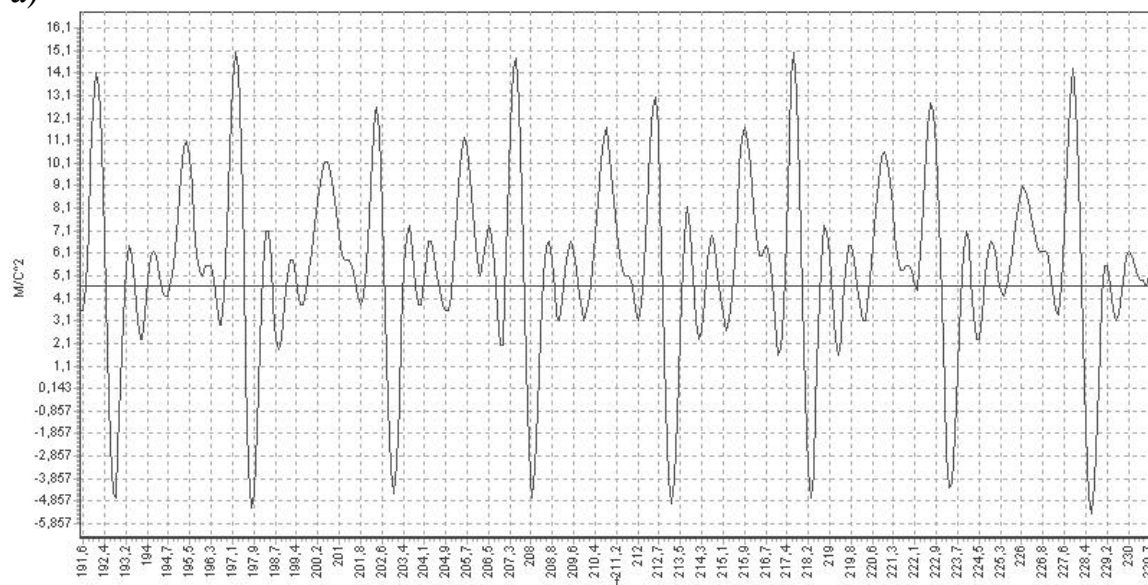
Расположение точек измерения	Значение виброскорости, V(мм/с)			Значение виброускорения, A (м/с ²)		
	до обработки	через 30 дней	через 90 дней	до обработки	через 30 дней	через 90 дней
Подшипник шестерни – радиальная составляющая	1,9	1,0	0,9	2,1	2,6	1,9
Подшипник шестерни – осевая составляющая	1,8	0,9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

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

частотном диапазоне 10...4000 Гц (рисунок 9). Это пример использования относительного метода сравнения.



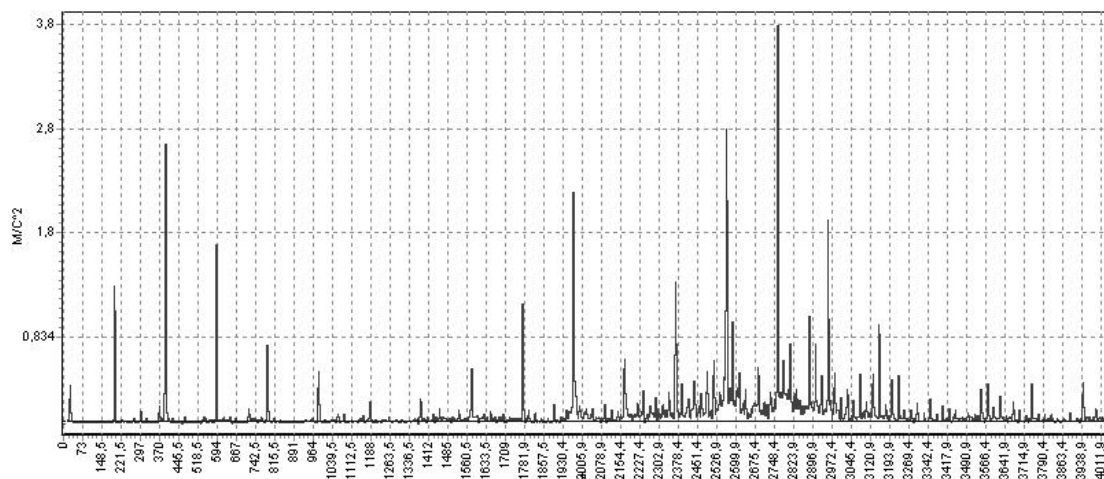
а)



б)

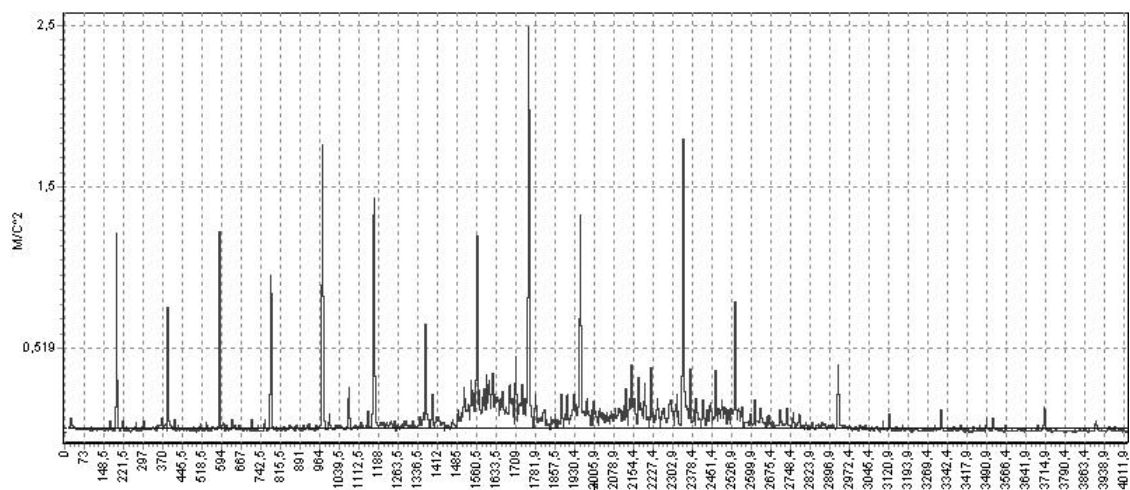
Рисунок 8 – Сравнение временных реализаций вибрационного сигнала:

а) – до обработки; б) после обработки



Теплосеть/Винтер/AIR/гаite (06/03/25 11:38:55 - БПФ Линейн (1600))

а)



Теплосеть/Винтер/06МАЯ/1Г (06/05/06 09:37:49 - БПФ Линейн (1600))

б)

Рисунок 9 – Сравнение спектров виброускорения:
а) – до обработки; б) после обработки

Выводы.

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

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

3. Из рассмотренных методов наиболее достоверным в производственных условиях является измерение параметров вибрации (виброускорения) при относительном сравнении значений.

Рассмотрены методы оценки эффективности использования геомодификаторов в смазке механизмов. Определены области использования методов. Показаны преимущества вибрационного контроля.

Methods of an estimation of efficiency of use of geomodifiers in greasing of mechanisms are considered. Areas of use of methods are determined. Advantages of the vibrating control are shown.

Библиографический список.

1. Трение, износ и смазка (трибология и триботехника) А.В. Чичинадзе, Э.М. Берлинер, Э.Д. Браун и др.: Под общ. Ред. А.В. Чичинадзе. – М.: Машиностроение, 2003. – 576 с.

2. Гаркунов Д.Н. Триботехника: Износ и безысность. Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. И доп. – М.: Изд-во МСХА 2001. -618 с.

3. Трибология. Физические основы, механика и технические приложения Учебник для вузов/ И.И. Беркович, Д.Г. Громаковский; Под ред. Д.Г. Громаковского: - Самар. гос. техн. ун-т. Самара, 2000, - 268 с.

4. Гурвич И.Б., Сыркин П.Э. Эксплуатационная надежность автомобильных двигателей. – М.: Транспорт, 1984. – 141 с.

СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ПОТЕРЬ ТЕПЛА В НИЖНЕЙ ЧАСТИ ШАХТЫ, РАСПАРА И ЗАПЛЕЧИКОВ

Приведені результати розробки системи контролю втрат тепла у нижній частині шахти, розпару та заплечиків.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Точное и достоверное измерение потерь тепла через кладку на печи, имеющей водяное охлаждение, не представляется возможным. Иная ситуация на печах, которые снабжены испарительной системой охлаждения.

Оползания гарниссажа уменьшают толщину защитного слоя кладки печи, что сопровождается увеличением потерь тепла через стенки футеровки и приводит к увеличению количества образованного пара. Поэтому по изменению расхода пара с исходящего коллектора системы можно с достаточной точностью определить потери тепла через кладку, момент оползания гарниссажа, а кроме того, косвенно оценить его количество, которое придет в горн совместно с шихтовыми материалами [1].

Обычные штатные средства контроля параметров работы испарительной системы охлаждения не пригодны для наблюдения за состоянием гарниссажа на стенках печи, поскольку измерение расхода пара с исходящего коллектора при помощи сужающих устройств затруднено из-за большого диапазона изменения расхода, а кроме того – из-за низкой точности контроля, обусловленной тем, что через исходящий коллектор отводится пароводяная смесь, имеющая два агрегатных состояния хладагента.

Анализ возможности контроля потерь тепла через кладку низа печи.

Увеличение расхода пара при оползании гарниссажа сопровождается увеличением расхода воды, идущей на подпитку баков-сепараторов.

На каждом баке-сепараторе расход воды, идущей на охлаждение доменной печи, определяют раз в смену. Для этого полностью на 30 минут закрывают подпитку воды и, по изменению уровня хладагента в баке, определяют ее расход. Недостатком является то, что такой способ не обеспечивает возможности непрерывного контроля за параметрами работы системы.

Учитывая эти трудности, было решено определить потери тепла в шахте, распаре и заплечиках доменной печи не по количеству пара, получаемого в системе испарительного охлаждения, а по количеству воды, идущей на подпитку уровня хладагента в баке-сепараторе этой системы. Поскольку уровень воды изменяется пропорционально количеству выработанного пара, предложенный контроль дает те же результаты, что и контроль расхода пара.

Реализация предложенного контроля облегчается тем, что расход воды на подпитку уровня в баках-сепараторах системы испарительного охлаждения обязательно контролируется и регистрируется на всех доменных печах.

Однако непосредственное применение получаемой в результате такого контроля информации для оценки потерь тепла в шахте, распаре и заплечиках невозможно, так как подпитка производится дискретно и, кроме того, используется обычно как минимум два подвода питающей воды.

Таким образом, нужно суммировать расходы воды по используемым подводам и производить усреднение полученной информации во времени.

Постановка задачи. Разработать систему, способную обработать сигнал, формируемый дифманометрами-расходомерами, установленными на водоводах подпитки баков-сепараторов и обеспечить непрерывный контроль расхода воды, испаряемой в холодильниках системы охлаждения, и потерь тепла через футеровку печи.

Блок-схема разработанной системы приведена на рисунке 1.

Электрические сигналы с датчиков двух дифманометров – расходомеров (называемые в дальнейшем информативным сигналом), измеряющих расходы воды, идущей на подпитку баков-сепараторов испарительной системы охлаждения, на двух подводах, (называемые в дальнейшем контролируемым параметром), поступают на фазочувствительные детекторы 1, где, с учетом фазы поступающих сигналов, производится их преобразование в напряжение постоянного тока соответствующей полярности.

Сигналы с фазовых детекторов поступают в накапливающий сумматор 2, где они суммируются, с заданной частотой производятся выборки величины суммарного сигнала и накапливается суммарная величина этих выборок, полученная за время обработки одного периода информативного сигнала.

Сигнал с выхода накапливающего сумматора 2 поступает в делитель 3, коэффициент деления которого равен количеству выборок в обрабатываемом периоде.

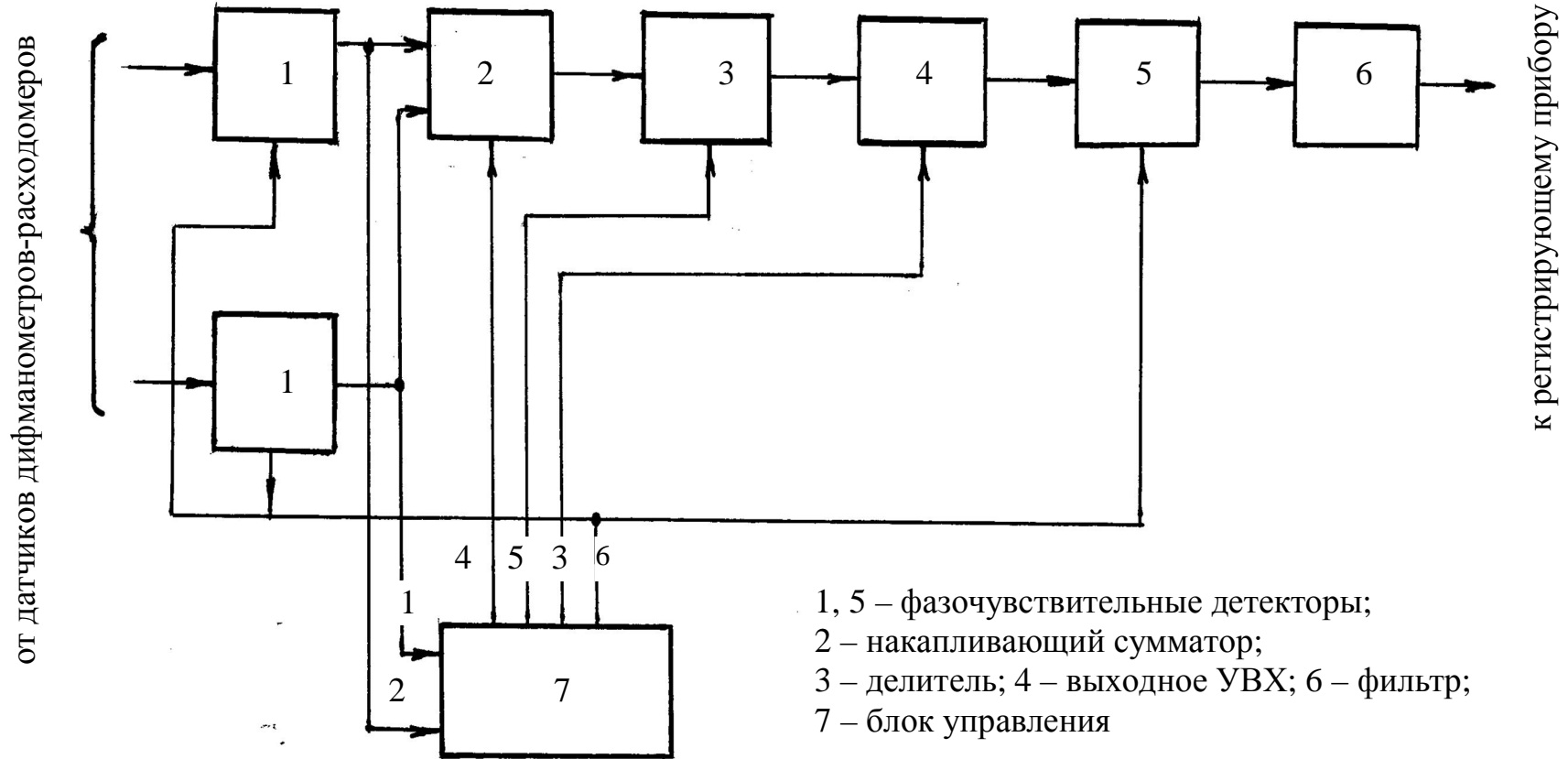


Рисунок 1 – Блок-схема устройства контроля расхода воды на баки-сепараторы

С выхода делителя 3 сигнал, пропорциональный среднему за время обрабатываемого периода значению контролируемого параметра, поступает в выходное устройство выборки-хранения (УВХ) 4, где запоминается до получения результата обработки следующего периода информативного сигнала.

Зафиксированное в выходном УВХ 4 напряжение постоянного тока преобразуется фазочувствительным детектором 5 в колебания прямоугольной формы промышленной частоты, амплитуда которых равна величине напряжения на выходе УВХ 4, а фаза зависит от полярности этого напряжения.

В фильтре 6 происходит выделение первой гармоники из прямоугольных колебаний и усиление полученного сигнала по мощности. В результате получается сигнал переменного тока, амплитуда и фаза которого зависит от среднего за время обработанного периода значения контролируемого параметра. Этот сигнал может быть подан непосредственно на вход вторичного прибора ферродинамической системы, применяемого для регистрации контролируемого параметра.

Требуемый алгоритм работы устройства обеспечивается блоком управления 7.

Совмещенная временная диаграмма работы устройства приведена на рисунке 2.

При появлении информативного сигнала по одному из контролируемых каналов или по обоим каналам одновременно, этот сигнал или сигналы поступают на входы 1, 2 блока управления 7, после чего с выхода 3 блока управления 7 на вход УВХ 4 выдается сигнал «Запись» с длительностью, определяемой временем занесения информации, полученной в предыдущем цикле обработки, в память.

После этого с выхода 4 блока управления 7 в накапливающий сумматор 2 начинают поступать тактовые импульсы, по которым производится выборка значений информативного сигнала. Синхронно с тактовыми импульсами на выходе 5 блока управления изменяется сигнал, величина которого пропорциональна количеству тактовых импульсов. Он подается в делитель 3 и определяет величину коэффициента деления.

Кроме того, с выхода 6 блока управления 7 выдается сигнал, управляющий работой фазовых детекторов 1, 5.

Описанное устройство имеет модульную структуру и реализовано на цифровых и аналоговых микросхемах средней степени интеграции.

На регистрирующем приборе непрерывно осуществляется индикация суммарного расхода воды, идущей на подпитку баков-сепараторов.

Для определения потерь тепла через кладку нижней части шахты, распара и заплечиков используем формулу:

$$\Sigma Q = Q_1 + Q_2, \quad (1)$$

где Q_1 – тепло, затраченное на нагрев воды, кДж/час;

Q_2 – тепло, затраченное на испарение воды, кДж/час.

Количество тепла, затраченное на нагрев воды, определяем по выражению:

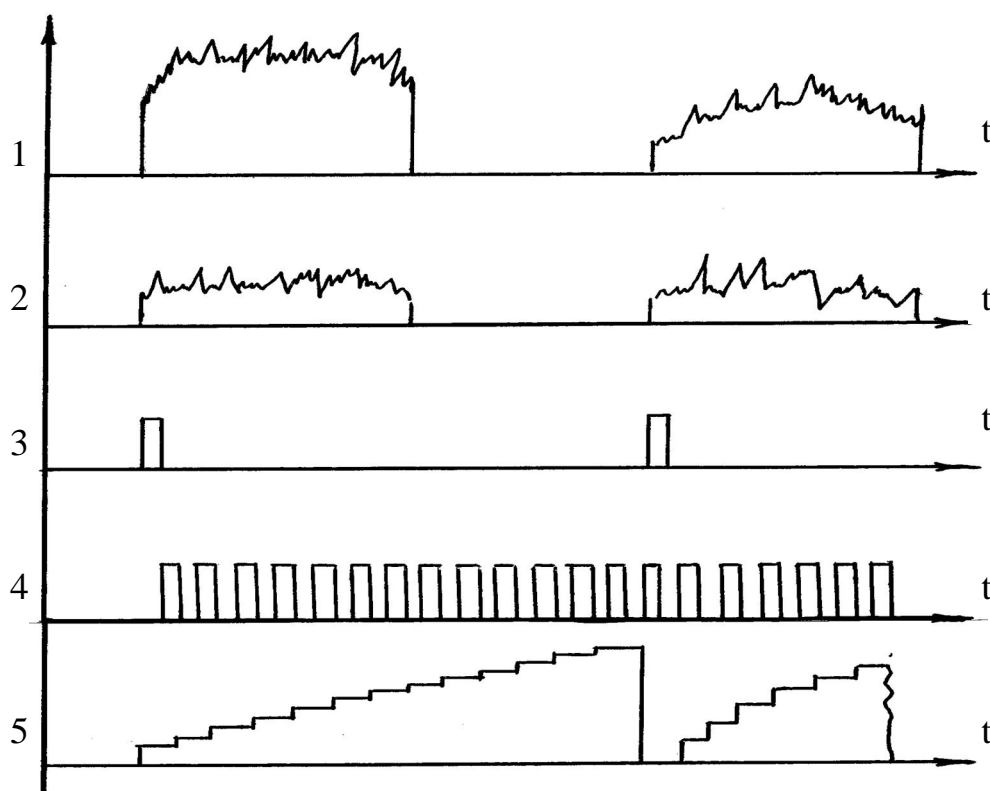
$$Q_1 = 4,186 q_{\text{в}}(t_{\text{к}} - t_{\text{н}}), \quad (2)$$

где 4,186 – удельная теплоемкость воды, кДж/кг·°С;

$q_{\text{в}}$ – расход воды, кг/час;

$t_{\text{к}}$ – нагрев воды до температуры кипения, °С;

$t_{\text{н}}$ – начальная температура воды, °С.



- 1- информативный сигнал 1-го канала;
- 2- информативный сигнал 2-го канала;
- 3- сигнал "Запись УВХ";
- 4- тактовые импульсы;
- 5- коэффициент деления.

Рисунок 2 – Совмещённая временная диаграмма работы системы

Количество тепла, затраченное на испарение воды определяется по выражению:

$$Q_2 = 2202,3 q_g, \quad (3)$$

где 2202,3 – теплота парообразования, кДж/кг.

Имея данные потерь тепла через кладку печи можно корректировать расход кокса. Кроме того, при оползаниях гарниссажа, можно оценить дополнительные потери тепла, а также относительную массу непроплавленных масс, которые попадут в горн печи.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, разработана система, позволяющая непрерывно контролировать расход воды идущей на подпитку баков-сепараторов испарительной системы охлаждения низа шахты, распара и заплечиков доменной печи. Приведенные формулы (1,2,3) позволяют рассчитать потери тепла через кладку печи.

Имея разработанную и внедренную систему, необходимо провести дальнейшие исследования динамики разгара кладки, образования и оползания гарниссажа и способа регулирования хода доменной печи.

Приведены результаты разработки системы контроля потерь тепла в нижней части шахты, распара и заплечиков.

Achived results on design of the system for controlling the heat losses in the lower part of stack, belly and bosh are given.

Библиографический список.

1. Бовкун К.А., Бардадым А.Г. Контроль нагрева нижней части доменной печи // *Металлургия и коксохимия.* – 1965, №1. – С. 153-161.

*Канд. техн. наук, доцент Должиков В.В.,
канд. техн. наук, доцент Кравченко В.М.,
канд. техн. наук, доцент Лепило Н.Н.,
канд. техн. наук, доцент Шур А.Б.,
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСА ДОМЕННАЯ ПЕЧЬ-КОНВЕРТЕР

Розроблено методику комп'ютерного моделювання комплексної технології «Доменна піч – конвертерна плавка» з метою досягнення найменшої собівартості сталі. Задача комплексної оптимізації параметрів доменної і конвертерної плавок, з урахуванням заданих обмежень, вирішувалася як задача нелінійного програмування за допомогою засобу “Пошук рішення” Microsoft Excel. Для визначення коефіцієнтів використовувалися математичні моделі доменного і конвертерного процесів із зосередженими параметрами. Приведено результати оптимізації.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Главным критерием эффективности промышленного производства является себестоимость конечного продукта. В существующей схеме получения стали доменный и конвертерный процессы являются взаимозависимыми и потому должны рассматриваться как части единой системы. В настоящее время, как правило, оптимизация технологий доменной и конвертерной плавок осуществляется отдельно, поэтому проблему оптимизации этих технологий в комплексе нужно признать актуальной. Возможно, что при комплексной оптимизации отдельные части системы не будут достигать наилучших показателей, но обеспечивать минимальную себестоимость конечного металла в целом.

Анализ исследований и публикаций. Общие принципы решения задач оптимизации параметров доменной плавки, оптимального использования и распределения ресурсов при производстве чугуна изложены в работах [1,2 и др.]. Однако рассмотренные проблемы не полностью исчерпывают комплекс задач, связанных с оптимизацией доменной плавки, а некоторые вопросы имеют постановочный характер. Кроме того, доменная плавка рассматривается изолированно от последующего сталеплавильного передела.

В работе [3] предложена методика определения оптимальных значений параметров комбинированного дутья, позволяющая задавать различные ограничения, для минимизации удельного расхода кокса. Для вычисления применяемых при оптимизации коэффициентов, зависящих нелинейно от определяемых параметров, рекомендовано использовать модель доменного процесса с сосредоточенными параметрами (МСП). В работах [4-5] предложена методика, позволяющая распределить выделенные доменному цеху ресурсы природного газа между печами таким образом, чтобы достигался наименьший расход кокса по цеху, и соблюдались заданные ограничения. В работе [6] та же задача рассмотрена для случая определения минимальной себестоимости чугуна по доменному цеху. Во всех рассмотренных работах оптимизация доменной плавки производилась только путем изменения параметров комбинированного дутья, и не учитывались требования последующего сталеплавильного передела.

Известны попытки решения задачи определения оптимального состава чугуна для цеха-потребителя (т. е. сталеплавильного) [7]. Рассмотренный подход, правильный в целом, однако не позволяет решить конкретную задачу: какой чугун (химический состав, себестоимость, температура, другие параметры) обеспечит выплавку стали с минимальной себестоимостью.

Постановка задачи. Разработать методику моделирования и оптимизации технологий комплекса "доменная печь-конвертер". Для этого необходимо проанализировать существующие связи между содержаниями основных компонентов химического состава чугуна и стали, разработать математические модели, адекватно описывающие эти связи и, увязав модели между собой, использовать известные методы оптимизации систем.

Изложение материала и его результаты. На основе проведенных теоретических исследований разработаны методики расчетных оценок влияния технологических параметров на колебания химического состава чугуна, связи колебаний состава чугуна, конвертерного металла и готовой стали.

Методику расчетной оценки влияния технологических параметров на состав чугуна (на теоретической основе) предложил И.С. Куликов [8]. Приводимый им пример [8, с. 625], где расчетное содержание кремния отличается от фактического в 1,86 раза, сопровождается следующим комментарием: "Учитывая точность термодатных данных, химических анализов и измерений температуры, можно считать, что расхождения... не слишком велики". Для целей технико-экономического анализа такую точность расчетов нельзя считать достаточной. Но ее можно повысить и довести до приемлемого уровня, преобразовав те же

алгоритмы в дифференциальную форму и дополнив их учетом эмпирических данных для конкретных условий плавки [9].

Теоретические исследования влияния технологических параметров конвертерной плавки на химический состав металла приведены в [10].

Для практической проверки теоретических исследований и рабочих гипотез о взаимосвязи химического состава стали, конвертерного металла и чугуна был проведен статистический анализ металла одного из металлургических заводов (ОАО ЕМЗ).

Анализ распределений показал, что – за исключением содержания фосфора и углерода в конвертерном металле – возможна аппроксимация нормальным распределением (вероятность верности гипотезы $p > 95\%$). Это позволяет утверждать, что при последующем статистическом анализе были получены достоверные несмещенные оценки.

Распределения фосфора и углерода могут отклоняться от нормального распределения с вероятностью $p < 15\%$. При последующем анализе статистические оценки по этим факторам принимались также несмещенными, однако доверительные интервалы увеличивались.

В таблице 1 приведены рассчитанные статистические характеристики выборок элементов химического состава чугуна и стали. В таблице 2 приведены рассчитанные парные коэффициенты корреляции, характеризующие связи между компонентами чугуна, а также между компонентами чугуна и доменного шлака (с индексом $чуг$ указаны компоненты чугуна, с индексом $шл$ – компоненты шлака). Курсивом выделены коэффициенты с уровнем значимости менее 95 %.

Таблица 1 – Выборочные статистические характеристики элементов чугуна и стали

Элемент	Количество плавков	Среднее	Минимум	Максимум	Стандартное отклонение
[Si] _{чуг}	443	0,80	0,43	1,13	0,13
[P] _{чуг}	443	0,09	0,06	0,14	0,01
[Mn] _{чуг}	443	0,36	0,22	0,56	0,06
[S] _{чуг}	443	0,04	0,02	0,11	0,01
[P] _{ст}	443	0,01	0,00	0,04	0,01
[C] _{ст}	441	0,06	0,02	0,25	0,03
[Mn] _{ст}	441	0,10	0,01	0,26	0,05
[S] _{ст}	441	0,04	0,02	0,08	0,01

Таблица 2 – Парные коэффициенты корреляции между компонентами чугуна и шлака

Элемент	Коэффициенты корреляции			
	[Si] _{чуг}	[Mn] _{чуг}	[S] _{чуг}	[P] _{чуг}
[Si] _{чуг}	1,00	0,31	-0,58	0,00
[Mn] _{чуг}	0,31	1,00	-0,33	0,67
[S] _{чуг}	-0,58	-0,33	1,00	0,10
[P] _{чуг}	0,00	0,67	0,10	1,00
SiO ₂ _{шл}	-0,17	-0,18	0,37	-0,03
CaO _{шл}	0,11	-0,05	-0,33	-0,12
MgO _{шл}	-0,03	0,06	-0,06	-0,18
Al ₂ O ₃ _{шл}	-0,07	0,05	0,00	0,06

Из полученных данных следует, что между содержанием Si, Mn и S в чугуне существует тесная связь. Содержание P взаимосвязано только с содержанием Mn. Это объясняется использованием в шихте доменной плавки на этом заводе шлаков конвертерного производства, имеющих высокое содержание CaO и Fe, что позволяет экономить флюс и руду. Однако вместе с этими элементами в конвертерном шлаке содержится повышенное содержание Mn и P.

Между компонентами шлака и чугуна установлена статистическая связь по парам Si-SiO₂, Si-CaO, Mn-SiO₂. По вредным примесям установлены связи между содержаниями S и CaO, SiO₂, а также основностью шлака. Наличие связей между P и содержаниями CaO и MgO в шлаке требует дальнейших уточнений. В качестве гипотезы можно выдвинуть предположение, что это также связано с использованием в шихте доменной плавки конвертерного шлака. Повышение основности достигалось, вероятно, дополнительным вводом известняков, вместо конвертерного шлака, что снижало поступление фосфора в доменную печь.

Для изучения влияния расхода и химического состава чугуна на выход жидкого металла, его температуру и химический состав по окончании продувки выполнен статистический анализ одной кампании (443 плавки) 160-т конвертера. Результаты статистической обработки данного массива плавки приведены в таблицах 3, 4 (с индексом *ст* представлены компоненты стали).

Результаты анализа показали, что с увеличением содержания кремния в чугуне повышается остаточное содержание марганца и фосфора в металле, но снижается содержание серы. В соответствии с теоретическими положениями, с ростом содержания фосфора и серы в чугуне увеличивается и их содержание в стали.

Таблица 3 – Парные коэффициенты корреляции между элементами химического состава чугуна и стали

Элемент	Коэффициенты корреляции			
	[P] _{ст}	[C] _{ст}	[Mn] _{ст}	[S] _{ст}
[Si] _{чуг}	0,11	0,13	0,22	-0,28
[P] _{чуг}	0,11	-0,04	0,09	0,02
[Mn] _{чуг}	0,13	0,02	0,19	-0,15
[S] _{чуг}	-0,13	-0,16	-0,23	0,41

Таблица 4 – Парные коэффициенты корреляции между элементами химического состава металла и некоторыми параметрами плавки в конвертере

Переменные	Коэффициенты корреляции						
	[P] _{ст}	M _{чуг}	T _{пр}	[C] _{ст}	[Mn] _{ст}	[S] _{ст}	ВЫХОД стали
[P] _{ст}	1,00	0,10	0,35	0,04	0,62	0,15	0,04
M _{чуг}	0,10	1,00	0,13	0,07	0,13	-0,03	-0,25
T _{пр}	0,35	0,13	1,00	-0,04	0,30	-0,25	0,04
[C] _{ст}	0,04	0,07	-0,04	1,00	0,45	-0,27	0,04
[Mn] _{ст}	0,62	0,13	0,30	0,45	1,00	-0,17	0,09
[S] _{ст}	0,15	-0,03	-0,25	-0,27	-0,17	1,00	0,01
Выход стали, %	0,04	-0,25	0,04	0,04	0,09	0,01	1,00

С увеличением расхода чугуна на плавку ($M_{\text{чуг}}$) существенно снижается выход жидкой стали, повышается остаточное содержание марганца в металле и температура металла ($T_{\text{пр}}$). Изменение содержания фосфора в металле в пределах 0,057-0,191% влияет только на выход жидкого металла, который с увеличением содержания фосфора в чугуне снижается. Увеличение содержания марганца в чугуне ведет к увеличению содержания остаточного марганца и снижению содержания серы в металле и выхода жидкого металла.

С повышением температуры металла по окончании продувки повышается содержание фосфора и марганца в металле и снижается содержание серы. Чем выше содержание углерода, тем выше содержание марганца и ниже содержание серы в металле. Чем выше содержание остаточного марганца, тем выше содержание фосфора, углерода, температура и выход жидкого металла, но ниже содержание серы в металле. Снижению содержания серы в металле способствуют повышенное содержание углерода и марганца, а также повышение температуры металла.

На базе [9] разработана модель доменного процесса с сосредоточенными параметрами, позволяющая для конкретных условий плавки определить влияние заданных содержаний кремния и марганца в чугуна и основности шлака на технико-экономические показатели доменной плавки и содержание серы в чугуна. В отличие от [9], дополнительно введен алгоритм определения содержания серы. В нем учтены влияния температуры и эквивалентной основности шлака, а также, ориентировочно, влияние вязкости шлака. Последнее, в свою очередь, связывается с его температурой и составом, а также с наличием коксовой мелочи.

Основными факторами доменной плавки, влияющими на получение заданного металла в конвертере, являются содержание в чугуна кремния и марганца и основность доменного шлака. Они влияют на технико-экономические показатели плавки (удельный расход кокса на печи K_i и производительность доменной печи P_i), содержание серы и фосфора в чугуна. Особенностью доменного процесса является то, что значения K_i и P_i зависят от большинства параметров процесса нелинейно, причем коэффициенты, характеризующие это влияние, существенно зависят от условий плавки и различны для разных печей цеха.

Для их определения использована МСП. При этом для оценки совместного влияния нескольких факторов на показатели плавки для каждой печи выполняется серия расчетов в окрестности базового режима. Одновременно изменяются три фактора (расчет типа "план") в соответствии с принципами теории планирования факторного эксперимента [11] с автоматическим построением полиномиальных моделей, которые целесообразно использовать при решении задачи оптимизации.

Для оценки совместного влияния содержания в чугуна кремния, марганца и основности доменного шлака, выполнены серии расчетов типа "план" в окрестности базового режима при одновременном изменении этих трех факторов с автоматическим построением полиномиальных моделей. Результаты этих расчетов в форме полиномиальных моделей второго порядка приведены в табл. 5. Коэффициенты полиномов характеризуют влияние трех перечисленных параметров на удельный расход кокса, относительную производительность доменной печи и содержание серы в чугуна. В указанных таблицах аргументы 1,2,3 соответствуют содержанию кремния в чугуна (%), содержанию марганца в чугуна (%), основности шлака (доли).

Полученные полиномиальные модели используются впоследствии при оптимизации комплексной технологии "доменная плавка – конвертерная плавка".

Разработана математическая модель конвертерной плавки на базе уравнений, выражающих зависимость каждого из параметров плавки от технологического режима. В отличие от обычных методик расчета в

модели учтены современные технологические решения, используемые на предприятиях. Сущность и новизна алгоритма состоит в комплексном использовании материального и теплового балансов конвертерной плавки. Математическая модель реализована в программе Excel.

Таблица 5 – Коэффициенты полиномиальных моделей

Коэффициент	Функции		
	<i>K</i> , кг/т чугуна	<i>P</i> ₀ , доли	<i>S</i> , %
<i>b</i> ₀	547	0,9811	0,027
<i>b</i> ₁	39	-0,0913	-0,01215
<i>b</i> ₂	11,92	-0,027	-0,01352
<i>b</i> ₃ ·10 ³	91,6	-0,2425	-0,0388
<i>b</i> ₁₁	0,6515	-1,51·10 ⁻³	-0,0225
<i>b</i> ₂₂	0,2106	-4,83·10 ⁻³	-0,0280
<i>b</i> ₃₃ ·10 ⁶	2844,72	-7,504	-1,1183
<i>b</i> ₁₂	0,3963	-8,9397·10 ⁻⁴	-4,8027·10 ⁻⁴
<i>b</i> ₁₃ ·10 ³	3,163	-8,154·10 ⁻³	-0,1413·10 ⁻⁴
<i>b</i> ₂₃ ·10 ³	3,145	-8,282·10 ⁻³	-1,151·10 ⁻⁴

Исходными данными расчета конвертерной плавки являются расход чугуна и скрапа в шихту; химический состав всех материалов, участвующих в плавке конечного металла; температура чугуна; характеристика скрапа по окисленности и загрязненности; расход материалов, не определяемых расчетом (футеровки, миксерного шлака и некоторых других); емкость конвертера.

Используемый для плавки скрап необходимо оценивать по содержанию в нем мусора и окалины. В настоящее время нет надежной методики определения этих характеристик скрапа, а также не проводится анализ его химического состава. Поэтому окисленность и замусоренность скрапа оцениваются ориентировочно по виду скрапа. Химический состав скрапа при расчетах выплавки нелегированных марок стали можно принимать равным среднему составу выплавляемой стали.

При расчетах необходимы также сведения о количестве и составе миксерного шлака, поступающего в конвертер с чугуном. При теоретических расчетах можно принимать средние значения количества и состава миксерного шлака по производственным данным, а при расчете конкретной плавки необходимо каждый раз определять эти данные.

В производственных условиях расход футеровки, плавикового шпата или боксита обычно бывает известен. Поэтому их количеством задаются в начале расчета.

Для поиска минимального значения себестоимости полупродукта воспользовались алгоритмом нелинейной оптимизации (метод Ньютона) с помощью средства «Поиск решения» Microsoft Excel. Целевой функцией является себестоимость полупродукта.

Изменяемыми параметрами доменного процесса являются химический состав чугуна и основность доменного шлака. Для учета влияния этих параметров на показатели доменной плавки используются полиномиальные модели. Изменяемыми параметрами конвертерного процесса являются химический состав полупродукта, способ обработки/разливки, основность конечного конвертерного шлака.

Ограничениями служат допустимые пределы изменения содержания основных элементов в чугуне, содержания углерода, серы и фосфора в полупродукте, основности доменного и конвертерного шлаков.

Результаты моделирования с целью оптимизации комплексной технологии "доменная плавка – конвертерная плавка" для двух вариантов расчета приведены в табл. 6.

Таблица 6 – Результаты оптимизации комплексной технологии "Доменная плавка – конвертерная плавка"

Наименование	Вариант 1		Вариант 2	
Марка стали	Ст 3		Ст 10	
Содержание в стали С	0,18		0,1	
S	0,040		0,010	
P	0,040		0,012	
Состав чугуна, %	оптимизация		оптимизация	
	до	после	до	после
Si	1	0,6	1	1,4
Mn	0,7	0,7	0,7	0,7
Основность доменного шлака	1,25	1,23	1,25	1,29
Изменение себестоимости полупродукта, грн./т	0 (база)	-18,6	не обеспечиваются заданные параметры полупродукта	+28,3

Из приведенных данных видно, что в процессе оптимизации формируются требования к химическому составу чугуна для получения заданного состава полупродукта. При выплавке простых марок сталей (вариант 1) рекомендуется поддерживать в доменном цехе минимально возможное содержание кремния в чугуне и минимально возможную основность доменного шлака, что позволяет значительно уменьшить себестоимость готовой стали.

При выплавке качественных марок стали (вариант 2) требования к химическому составу чугуна значительно ужесточаются, что приводит к увеличению себестоимости чугуна и росту себестоимости готовой стали. Так, в варианте 2 без оптимизации параметров доменной плавки вообще невозможно получить заданный состав стали, поэтому повышение себестоимости полупродукта с оптимизацией параметров максимальное.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Разработана методика моделирования формирования себестоимости стали, позволяющая находить резервы ее снижения за счет изменения технологических параметров доменной и конвертерной плавки с учетом марки стали и конъюнктуры цен. Расчет на разработанной модели оптимизации комплексной технологии «доменная печь – конвертер» для условий ОАО «ЕМЗ» показал возможность снижения себестоимости стали на 1,5-2 %. В дальнейших исследованиях предусматривается учесть возможности предварительной подготовки чугуна к сталеплавильному переделу.

Разработана методика компьютерного моделирования комплексной технологии «доменная печь – конвертерная плавка» с целью достижения наименьшей себестоимости стали. Задача комплексной оптимизации параметров доменной и конвертерной плавки, с учетом заданных ограничений, решалась как задача нелинейного программирования с помощью средства «Поиск решения» Microsoft Excel. Для определения коэффициентов использовались математические модели доменного и конвертерного процессов с сосредоточенными параметрами. Приведены результаты оптимизации.

The technique of PC modelling of complex technology “A blast furnace – converter melting” is developed with the purpose of decreasing the cost of steel. The task of complex optimization of blast furnace and converter melting parameters in view of the set restrictions was solved as one of nonlinear programming with the help of «Search of the decision» Microsoft Excel. For definition of coefficients heeded mathematical models of blast furnace and

converter processes with the concentrated parameters were used. The result of optimization are considered in the article.

Библиографический список.

1. *Математические модели оптимального использования ресурсов в доменном производстве/ А.В. Бородулин, Х.Н. Гизатуллин, А.Д. Обухов, В.Л. Советкин и др.// Свердловск: УНЦ АН СССР, 1985. – 148 с.*

2. *Товаровский И.Г. Совершенствование и оптимизация параметров доменного процесса. – М.: Металлургия, 1987. – 192 с.*

3. *Лепило Н.Н. Об оптимизации технико-экономических показателей доменной плавки при работе на комбинированном дутье// Вестник МАНЭБ. – Санкт-Петербург, 2002. – Т. 7, №3 (51). – С. 75–77.*

4. *Лепило Н.Н. К вопросу об оптимизации технико-экономических показателей работы доменных печей// Вісник СНУ. – Луганськ, СНУ, 2001. – С. 248-252.*

5. *Лепило Н.Н. К вопросу об оптимальном распределении ресурсов природного газа между печами доменного цеха// Сб. науч. тр. – Алчевск: ДГМИ, 2001. – Вып. 14. – С. 307–313.*

6. *Лепило Н.Н. К вопросу об экономически целесообразном распределении ресурсов природного газа// Вестник МАНЭБ. – 2002. – Т. 7, № 7 (55). – С. 121–124.*

7. *Глухов В.В., Спасов А.А. Экономико-математические методы и модели в планировании и управлении на металлургических предприятиях. - М.: Металлургия, 1992. – 224 с.*

8. *Доменное производство: Справочник/ Под ред. И.П. Бардина. – М.: Металлургиздат, 1963. – Т. 2. – 646 с.*

9. *Шур А.Б., Лепило Н.Н. Модель с сосредоточенными параметрами для оценки влияния входных факторов на показатели доменной плавки// Сб. науч. тр. – Алчевск: ДГМИ, 1998. – Вып. 8. – С. 90-96.*

10. *Бигеев А. М., Колесников Ю.А. Основы математического описания и расчеты кислородно-конвертерных процессов. – М.: Металлургия, 1970. –232 с.*

11. *Винарский М.С., Жадан В.Т., Кулак Ю.Е. Математическая статистика в черной металлургии. – К.: Техніка, 1973. – 220 с.*

*Канд. физ.- мат. наук, доцент Мочалин Е.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕЧЕНИЙ ВЯЗКОЙ ЖИДКОСТИ В РАБОЧЕЙ ПОЛОСТИ РОТАЦИОННОГО ФИЛЬТРА

В інтересах оптимізації гідродинамічних фільтрів з обертовим фільтроелементом одержано чисельне розв'язання, яке дозволяє моделювати закручені внутрішні течії зі складною вихровою структурою в областях різної геометрії. Проведені дослідження точності та збіжності отриманого розв'язання.

Характеристика проблемы. Фильтры для очистки жидкостей с вращающимся фильтроэлементом или ротационные фильтры относятся к классу гидродинамических самоочищающихся фильтров, которые имеют целый ряд преимуществ, позволяющих во многих случаях существенно снизить себестоимость очистки жидкостей от механических примесей. В работе [1] отмечаются такие преимущества ротационных фильтров перед гидродинамическими фильтрами других конструкций, как отсутствие постоянного сброса части жидкости на слив для обеспечения самоочистки и возможность получения более высокой тонкости очистки. Однако опыт применения и специальные экспериментальные исследования показывают, что далеко не всегда удастся реализовать эти потенциальные преимущества на практике.

Анализ известных результатов и определение задач исследования. Особенностью гидродинамических фильтров является наличие у очищаемой жидкости вблизи фильтрующей поверхности касательной составляющей относительной скорости. Чем больше отношение касательной скорости относительного движения к нормальной, определяющей скорость фильтрования, тем выше гидродинамический эффект очистки. В работе [2] аналитическим методом получено решение задачи об определении поля скоростей несущей жидкости в ламинарном установившемся потоке снаружи вращающегося отсасывающего цилиндра, а в [3] исследовано движение взвешенных частиц вблизи поверхности цилиндра. Результаты этих исследований показывают, что для частиц с размерами $\geq 10^{-5}$ м в ротационных фильтрах может быть получено преобладание касательной составляющей относительной скорости частицы над нормальной, вблизи поверхности сетки, более чем в 10 раз. Соглас-

но данным, приведенным в работе [1], при этом через фильтроэлемент не должны проходить частицы, размер которых меньше размера отверстий в фильтрующей перегородке в три и более раз.

Однако данные экспериментальных исследований, полученные в работе [4], показывают, что с применением 40 – микронной сетки при очистке воды от частиц электрокорунда во всем диапазоне возможных режимов не удалось достичь повышения тонкости очистки более чем в 1.5 раза по сравнению с размером ячеек сетки. Это свидетельствует об ограниченном проявлении гидродинамического эффекта в ротационном фильтре. Сопоставление экспериментальных данных [4] с результатами исследования гидродинамической устойчивости в рабочей полости ротационного фильтра, полученными в работе [5], свидетельствуют о том, что однозначной связи между эффективностью очистки ротационным фильтром и устойчивостью ламинарного течения в зоне очистки нет.

Таким образом, для реализации потенциальных преимуществ ротационных фильтров и расширения области их применения необходимы дальнейшие теоретические исследования, связанные с моделированием сложных макровихревых движений вязкой жидкости в рабочей полости ротационного фильтра.

Целью настоящей работы является обоснование и реализация численного решения задачи о закрученном внутреннем нестационарном течении вязкой жидкости, на основе которого возможно дальнейшее исследование переходных течений в зоне отделения примесей ротационного фильтра.

Формулировка исходных уравнений. Учитывая особенности рассматриваемой задачи, наиболее удобным является анализ течения относительно вращающейся вместе с фильтроэлементом цилиндрической системы координат. В системе (r, φ, z) , которая вращается с угловой скоростью Ω относительно оси z , уравнения движения вязкой жидкости в случае постоянных значений плотности ρ и динамической вязкости μ имеют следующий вид

$$\begin{aligned} \frac{\partial(\rho V_r)}{\partial t} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}(r \rho U_r V_r) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}(\rho U_\varphi V_r) + \frac{\partial}{\partial z}(\rho U_z V_r) = -\frac{\partial p}{\partial r} + \\ + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}\left(r \mu \frac{\partial V_r}{\partial r}\right) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}\left(\frac{\mu}{r} \frac{\partial V_r}{\partial \varphi}\right) + \frac{\partial}{\partial z}\left(\mu \frac{\partial V_r}{\partial z}\right) + \frac{\rho U_\varphi V_\varphi}{r} + \frac{\mu V_r}{r^2} - \frac{2\mu}{r^2} \frac{\partial V_\varphi}{\partial \varphi} + \rho \Omega V_\varphi, \end{aligned} \quad (1)$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial(\rho V_\varphi)}{\partial t} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}(r \rho U_r V_\varphi) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}(\rho U_\varphi V_\varphi) + \frac{\partial}{\partial z}(\rho U_z V_\varphi) = -\frac{1}{r} \frac{\partial p}{\partial \varphi} + \\ + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}\left(r \mu \frac{\partial V_\varphi}{\partial r}\right) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}\left(\frac{\mu}{r} \frac{\partial V_\varphi}{\partial \varphi}\right) + \frac{\partial}{\partial z}\left(\mu \frac{\partial V_\varphi}{\partial z}\right) - \frac{\rho U_\varphi V_r}{r} - \frac{\mu V_\varphi}{r^2} + \frac{2\mu}{r^2} \frac{\partial V_r}{\partial \varphi} - \rho \Omega V_r, \end{aligned} \quad (2)$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial(\rho V_z)}{\partial t} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}(r \rho U_r V_z) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}(\rho U_\varphi V_z) + \frac{\partial}{\partial z}(\rho U_z V_z) = \\ = -\frac{\partial p}{\partial z} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}\left(r \mu \frac{\partial V_z}{\partial r}\right) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}\left(\frac{\mu}{r} \frac{\partial V_z}{\partial \varphi}\right) + \frac{\partial}{\partial z}\left(\mu \frac{\partial V_z}{\partial z}\right), \end{aligned} \quad (3)$$

где p – давление, а $U_r, U_\varphi, U_z, V_r, V_\varphi, V_z$ – компоненты относительной и абсолютной скоростей жидкости соответственно.

Система (1)–(3) дополняется уравнением неразрывности

$$\frac{\partial(r V_r)}{\partial r} + \frac{\partial V_\varphi}{\partial \varphi} + \frac{\partial(r V_z)}{\partial z} = 0. \quad (4)$$

Уравнения (1) – (3) можно представить в следующей обобщенной форме:

$$\frac{\partial(\rho V_i)}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \mathbf{U} V_i) = -\nabla p \cdot \mathbf{e}_i + \nabla \cdot (\mu \nabla V_i) + S_i \quad (i = 1, 2, 3), \quad (5)$$

где $\mathbf{e}_1 = \mathbf{i}_r, \mathbf{e}_2 = \mathbf{i}_\varphi, \mathbf{e}_3 = \mathbf{i}_z$ – единичные векторы; $V_1 = V_r, V_2 = V_\varphi, V_3 = V_z$ – проекции скорости; а источниковые члены имеют вид:

$$\begin{aligned} S_1 = S_r = \frac{\rho U_\varphi V_\varphi}{r} + \frac{\mu V_r}{r^2} - \frac{2\mu}{r^2} \frac{\partial V_\varphi}{\partial \varphi} + \rho \Omega V_\varphi, \\ S_2 = S_\varphi = -\frac{\rho U_\varphi V_r}{r} - \frac{\mu V_\varphi}{r^2} + \frac{2\mu}{r^2} \frac{\partial V_r}{\partial \varphi} - \rho \Omega V_r, \quad S_3 = S_z = 0, \end{aligned} \quad (6)$$

и обусловлены криволинейностью и подвижностью системы координат.

Дискретизация по методу конечных объемов. Одним из наиболее эффективных подходов к дискретизации исходных уравнений в задачах динамики жидкости является метод конечных объемов, с основами применения которого можно ознакомиться, например, в работах [6],[7],[8].

Основные аспекты дискретизации по методу конечных объемов удобно рассматривать на примере общего уравнения переноса скалярной величины ϕ :

$$\frac{\partial(\rho \phi)}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \phi \mathbf{U}) = \nabla \cdot (\Gamma \nabla \phi) + q, \quad (7)$$

где \mathbf{U} – вектор скорости в рассматриваемой системе координат, Γ – коэффициент диффузии.

Так как коэффициентом диффузии в уравнениях переноса импульса является вязкость μ , то уравнение (7) отличается от уравнений (5) только отсутствием слагаемого с давлением и другим обозначением источников члена (q).

Интегрирование уравнения (7) по объему контрольной ячейки с центром в т. P с применением теоремы Гаусса-Остроградского (теоремы о дивергенции) и с последующим применением теоремы о среднем дает следующее равенство:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho\phi)_P A_P + \sum_f^{N_{faces}} (\rho\phi U_n)_f S_f = \sum_f^{N_{faces}} \Gamma_f \left(\frac{\partial\phi}{\partial n} \right)_f S_f + q_P A_P, \quad (8)$$

где индексы P, f отмечают значения в центре ячейки и в центре грани соответственно; N_{faces} – число граней ячейки, A_P, S_f – соответственно объем ячейки и площадь поверхности ее граней; n – внешняя нормаль к грани.

Общий подход таков, что в качестве средних по объему ячейки значений принимаются значения в центре ячейки, а для средних значений на каждой грани выбираются значения в центрах граней.

На сегодняшний день сложилось представление [8] о необходимости использования для представления конвективных членов противоположных схем высокого порядка точности с контролем монотонности решения во избежание появления ложных экстремумов аппроксимируемой функции. В общем виде противоположная разностная схема для определения значения переносимой величины на грани f контрольного объема, может быть представлена следующим образом:

$$\phi_f = R_f \left[\phi_P + \frac{1}{2} \lim(\gamma_{f+})(\phi_E - \phi_P) \right] + (1 - R_f) \left[\phi_F + \frac{1}{2} \lim(\gamma_{f-})(\phi_P - \phi_E) \right], \quad (9)$$

$$R_f = \frac{1}{2} \left(1 + \frac{|U_n|}{U_n} \right)_f,$$

где U_n – проекция относительной скорости на внешнюю нормаль к грани, $\lim(\gamma)$ – ограничивающая функция (ограничитель потока), использование которой необходимо для обеспечения монотонности решения. Аргумент γ представляет собой отношение производных ϕ вдоль прямой, соединяющей центры смежных ячеек, вычисленных по двум сеточным шагам против потока.

При исследовании внутренних течений в областях сложной конфигурации построение неравномерной структурированной сетки, отражающей основные особенности исследуемого течения, представляет очень большую сложность. Характерной особенностью неструктурированных сеток является произвольное расположение узлов в физической области. Для неструктурированных сеток легче реализуются локальные сгущения и адаптация в зависимости от поведения решения. Однако использование неструктурированных сеток представляет некоторые дополнительные трудности при дискретизации конвективных и диффузионных слагаемых. Следуя идее, нашедшей отражение в работе [8], выберем для определения производных вместо центров ячеек, смежных с ячейками, разделяющими грань f , точки, расположенные на прямой PF (т. P' и F' на рис.1). При этом $P'P = PF = FF'$. Значения $\phi_{P'}$ и $\phi_{F'}$ можно определить через градиенты в точках P и F на основе следующих соотношений:

$$\phi_{P'} = \phi_F + (\nabla\phi)_P \cdot \mathbf{r}_{FP'}, \quad \phi_{F'} = \phi_P + (\nabla\phi)_F \cdot \mathbf{r}_{PF'}.$$

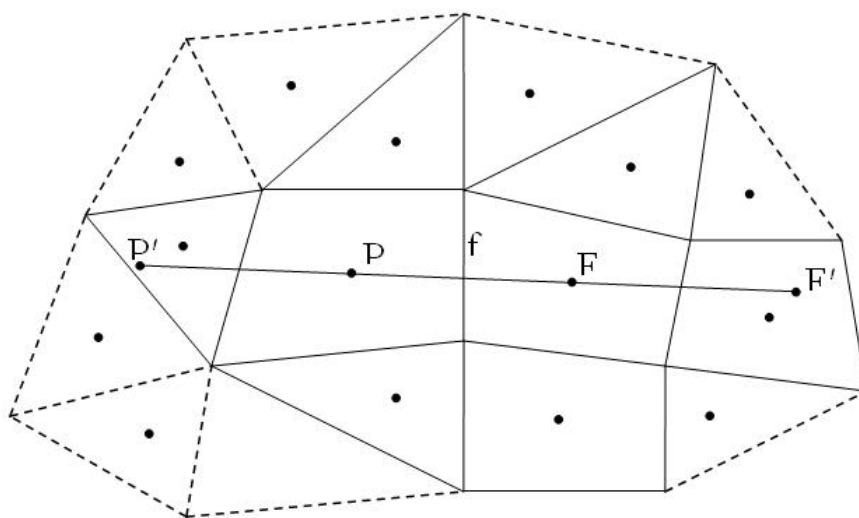


Рисунок 1 – Разностный шаблон для определения конвективного потока через грань неструктурированной сетки.

С учетом $\mathbf{r}_{FP'} = -2\mathbf{r}_{PF} = -\mathbf{r}_{PF'}$ имеем:

$$\gamma_{f+} = \frac{\phi_P - \phi_{P'}}{\phi_F - \phi_P} = \frac{2(\nabla\phi)_P \cdot \mathbf{r}_{PF}}{\phi_F - \phi_P} - 1, \quad \gamma_{f-} = \frac{\phi_{F'} - \phi_F}{\phi_F - \phi_P} = \frac{2(\nabla\phi)_F \cdot \mathbf{r}_{PF}}{\phi_F - \phi_P} - 1. \quad (10)$$

Градиенты $(\nabla\phi)_P, (\nabla\phi)_F$ в центрах смежных ячеек можно определить с применением теоремы о дивергенции следующим образом:

$$(\nabla\phi)_P = \frac{1}{A_P} \sum_f^{N_{faces,P}} \phi_f \mathbf{n}_f S_f, \quad (\nabla\phi)_F = \frac{1}{A_F} \sum_f^{N_{faces,F}} \phi_f \mathbf{n}_f S_f. \quad (11)$$

Значения ϕ_f на каждой из рассматриваемых граней определяются как средние арифметические значений в центрах смежных ячеек. Так, для грани f , отмеченной на рис. 1 имеем:

$$\phi_f = \frac{1}{2}(\phi_P + \phi_F). \quad (12)$$

Формулы (10)–(12) позволяют рассчитать параметр γ_f на грани f как в случае вытекания жидкости через грань из рассматриваемой ячейки с центром P (γ_{f+}), так и в случае втекания (γ_{f-}).

В настоящей работе остановимся на использовании двух схем. Одна из них – схема QUICK (Quadratic Upstream Interpolation for Convective Kinetics) Леонарда [9]. Ограничивающая функция для этой схемы имеет вид [8]:

$$\lim(\gamma) = 0.75 + 0.25\gamma. \quad (13)$$

Для неструктурированных либо сильно искривленных сеток будем использовать противопоточную схему второго порядка (LUDES) [8], которая имеет вид:

$$\lim(\gamma) = \gamma. \quad (14)$$

После определения разностной схемы на основе соотношений (9) – (14), конвективный поток через грани контрольного объема, входящий в уравнение (8), можно записать следующим образом:

$$\sum_f^{N_{faces}} (\rho\phi U_n)_f S_f = \sum_f^{N_{faces}} \dot{m}_f [R_f \phi_P + (1 - R_f)\phi_F] + q_{P,conv}, \quad (15)$$

$$q_{P,conv} = \sum_f^{N_{faces}} \dot{m}_f \left[\frac{1}{2} R_f \lim(\gamma_{f+})(\phi_F - \phi_P) + \frac{1}{2} (1 - R_f) \lim(\gamma_{f-})(\phi_P - \phi_F) \right]^{\text{expl}}, \quad (16)$$

где $\dot{m}_f = (\rho U_n)_f S_f$ – поток массы через грань f .

Наличие второго слагаемого $q_{P,conv}$, повышающего порядок схемы, как следует из равенств (10) – (14), (16), приводит к расширению вычислительной молекулы (ячейки, входящие в соответствующий расчетный шаблон, изображены на рис. 1 сплошными линиями). В связи с этим, как обычно поступают [8], будем трактовать второе слагаемое явным образом, то есть вычислять на основе значений, определенных на предыдущем шаге итерационного процесса. Это обстоятельство подчеркивает верхний индекс «expl».

Для представления диффузионного члена в уравнении (8) будем использовать центрально-разностную схему второго порядка, предложенную в работе [7] и использованную в монографии [8]. Схема применима для любого типа сеток и определяется следующим образом.

Проведем через центры смежных ячеек, разделяющих грань f (рис. 2), отрезки, перпендикулярные нормали \mathbf{n}_f к грани, и найдем точки пересечения P', F' . Нормальная производная в центре грани может быть оценена следующим разностным соотношением:

$$\left(\frac{\partial \phi}{\partial n}\right)_f \approx \frac{\phi_{F'} - \phi_{P'}}{|\mathbf{r}_{F'} - \mathbf{r}_{P'}|} = \frac{\phi_{F'} - \phi_{P'}}{|\mathbf{r}_{P'F'}|}. \quad (17)$$

Значения $\phi_{P'}, \phi_{F'}$ могут быть вычислены на основе градиентов в центрах соответствующих ячеек:

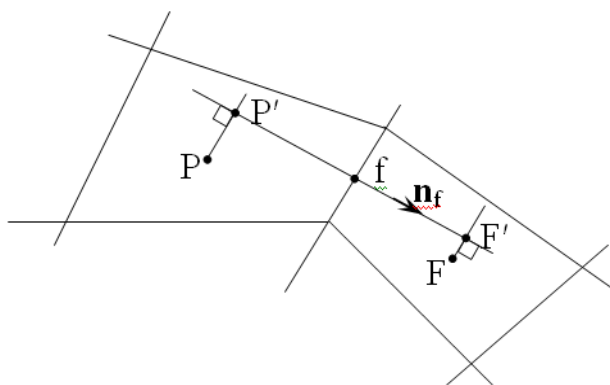


Рисунок 2 – Разностный шаблон для определения нормальной производной в центре грани.

$$\phi_{P'} = \phi_P + (\nabla \phi)_P \cdot \mathbf{r}_{PP'}, \quad \phi_{F'} = \phi_F + (\nabla \phi)_F \cdot \mathbf{r}_{FF'}. \quad (18)$$

На основе (17),(18) с учетом соотношений (11) приходим к следующему представлению диффузионного слагаемого:

$$\sum_f^{N_{faces}} \Gamma_f \left(\frac{\partial \phi}{\partial n} \right)_f S_f = \sum_f^{N_{faces}} \Gamma_f S_f \frac{\phi_F - \phi_P}{|\mathbf{r}_{P'F'}|} + q_{P,diff}, \quad (19)$$

$$q_{P,diff} = \sum_f^{N_{faces}} \Gamma_f S_f \left[\frac{(\nabla \phi)_F \cdot \mathbf{r}_{FF'} - (\nabla \phi)_P \cdot \mathbf{r}_{PP'}}{|\mathbf{r}_{P'F'}|} \right]^{\exp 1}. \quad (20)$$

Выражение, определяемое равенством (20) трактуется явным образом.

В общем случае в источниковый член могут входить значения переносимой величины и ее производных (см. равенства (6)), поэтому для вычисления значения q_P необходимо иметь значения ϕ_P и $(\partial \phi / \partial x_i)_P$. Источник обычно трактуется явным образом [8], поэтому указанные выше значения берутся с предыдущего шага итерационного цикла. При использовании центрированного разностного шаблона для определения производных в центре ячейки можно использовать следующее равенство:

$$\left(\frac{\partial \phi}{\partial x_i} \right)_P = \frac{1}{A_P} \sum_f^{N_{faces}} \phi_f \mathbf{n}_f \cdot \mathbf{e}_i S_f. \quad (21)$$

При этом значения ϕ_f в центре каждой грани определяются в соответствии с равенством (12).

Использование разностной схемы 2-го порядка для представления производной по времени в случае несжимаемой жидкости и недеформируемой сетки дает следующее представление для нестационарного члена в равенстве (8):

$$\frac{d}{dt} (\rho \phi)_P A_P = \frac{3\rho A_P}{2\Delta t} \phi^{n+1} - \frac{2\rho A_P}{\Delta t} \phi^n + \frac{\rho A_P}{2\Delta t} \phi^{n-1}, \quad (22)$$

где верхние индексы относятся к моментам времени $t_{n-1} = t_n - \Delta t$, t_n , и $t_{n+1} = t_n + \Delta t$ соответственно.

Подстановка в уравнение (8) равенств (15),(19),(22) в сочетании с полностью неявной трактовкой дискретизации по времени, дает следующее соотношение:

$$\begin{aligned} & \left[\frac{3\rho A_P}{2\Delta t} + \sum_f^{N_{faces}} \left(\dot{m}_f (R_f - 1) + \frac{\Gamma_f S_f}{\Delta n_f} \right) \right] \phi_P^m - \left[\sum_f^{N_{faces}} \left(\dot{m}_f (R_f - 1) + \frac{\Gamma_f S_f}{\Delta n_f} \right) \right] \phi_F^m = \\ & = \frac{2\rho A_P}{\Delta t} \phi_P^n - \frac{\rho A_P}{2\Delta t} \phi_P^{n-1} - q_{P,conv}^{m-1} + q_{P,diff}^{m-1} + q_P^{m-1} A_P - \phi_P^{m-1} \sum_f^{N_{faces}} \dot{m}_f, \end{aligned} \quad (23)$$

где обозначено (см. рис. 2) $\Delta n_f = |\mathbf{r}_{P^*F}|$, а индексом « m » отмечены значения, соответствующие m – ой итерации в текущий момент времени (t_{n+1}). Для начала итераций на текущем шаге по времени ($m=1$) принимается $\phi^{m-1} = \phi^n$.

При получении равенства (23) к правой и левой частям добавлено выражение $-\phi_P^m \sum_f^{N_{faces}} \dot{m}_f + \phi_P^{m-1} \sum_f^{N_{faces}} \dot{m}_f$, которое стремится к нулю в процессе итераций. Таким образом обеспечивается диагональное преобладание в матрице коэффициентов системы линейных уравнений, формируемой из уравнений (23), записанных для каждой расчетной ячейки. В стандартной сокращенной записи уравнение (23) выглядит следующим образом:

$$a_P^{m-1} \phi_P^m - \sum_f^{N_{faces}} a_f^{m-1} \phi_f^m = Q_P^{m-1}. \quad (24)$$

Как уже было отмечено выше, уравнения переноса импульса (5) отличаются от модельного уравнения (7) добавочным слагаемым, содержащим давление. Поэтому, обобщая уравнение (24) с добавлением дискретного выражения для слагаемого с давлением, получим:

$$a_P^{m-1} V_{iP}^m - \sum_f^{N_{faces}} a_f^{m-1} V_{iF}^m = Q_{iP}^{m-1} - A_P \left(\nabla p^m \right)_P \cdot \mathbf{e}_i \quad (i = 1, 2, 3). \quad (25)$$

Интегрирование уравнения неразрывности (4) по объему ячейки с применением теорем о дивергенции и о среднем дает соотношение

$$\sum_f^{N_{faces}} \rho V_{nf} S_f = 0. \quad (26)$$

В конечно-объемной технологии базовой итерационной процедурой взаимосвязанного определения значений скорости и давления в узлах расчетной сетки является алгоритм SIMPLE (Semi-Implicit Method for Pressure-Linked Equations), предложенный Патанкарком и Сполдингом и детально описанный в работе [6]. Согласно этому алгоритму на каждом шаге итерационного цикла решается система из уравнений (25), записанных для всех расчетных ячеек, и система линейных уравнений

для определения поправок к значениям давления в центрах всех ячеек. Последняя система формулируется на основе уравнений (25), (26). Не будем здесь останавливаться на подробностях применения метода SIMPLE, заметим только, что в настоящей работе используется его модифицированный вариант – согласованная процедура SIMPLER [10], которая в ряде случаев ускоряет сходимость решения.

В настоящей работе используется совмещенный центрированный расчетный шаблон, при использовании которого дискретные значения компонент скорости и давления определяются и хранятся в центрах расчетных ячеек. При этом, как известно [6], могут возникать осцилляции давления нефизического характера. Для предотвращения осцилляций, которые обусловлены погрешностью линейной интерполяции давления на грани через значения давления в центрах ячеек при определении значений нормальной скорости на гранях, в работе [11] был предложен подход, заключающийся в использовании сглаживающей поправки (поправки Рхи – Чоу) к значению нормальной скорости на грани.

В интерпретации, изложенной работе [8], коррекция скорости на грани записывается следующим образом:

$$V_{nf} = (V_{nf}) - C_{rch} \frac{1}{B_f} [S_f (p_F - p_P) - A_f (\overline{\nabla p})_f \cdot \mathbf{n}], \quad (\overline{\nabla p})_f = \frac{1}{2} [(\nabla p)_P + (\nabla p)_F],$$

$$A_f = S_f \Delta n_f, \quad \frac{1}{B_f} = \frac{1}{2} \left(\frac{1}{B_P} + \frac{1}{B_F} \right), \quad B_P = a_P^{m-1} - \sum_f^{N_{faces,P}} a_f^{m-1},$$

$$B_F = a_F^{m-1} - \sum_f^{N_{faces,F}} a_f^{m-1}.$$

Коэффициент C_{rch} предназначен для регулирования доли поправки Рхи-Чоу в общей величине нормальной скорости и на основе рекомендаций [8] принимается равным 0.1.

На каждом шаге итераций для получения уточненных значений зависимых переменных решаются системы линейных уравнений, в которых неизвестными являются значения искомым величин в центрах расчетных ячеек. Поэтому эффективность численного решения в целом во многом определяется решением больших систем линейных уравнений с разреженной матрицей коэффициентов. В настоящей реализации высокая эффективность обеспечивается использованием итерационной процедуры Гаусса – Зейделя в сочетании с методом алгебраического многосеточного ускорителя (Algebraic Multigrid – AMG). Последний реализован на основе обобщения теории аддитивной коррекции (AC –

стратегия), описанной применительно к структурированным сеткам в работе [11].

Для контроля над сходимостью численного решения используется техника нижней релаксации, которая основана на введении релаксационных коэффициентов, корректирующих новые значения зависимых величин при переходе к следующей итерации.

На каждом шаге по времени итерации, в ходе которых уточняются значения компонент скорости и давления, продолжаются до тех пор, пока не удовлетворятся условия, играющие роль критериев сходимости. В качестве таких условий принимается достижение нормализованными погрешностями или невязками в выполнении дискретных уравнений количества движения и неразрывности величин меньших, чем заранее принятые граничные значения. Невязки (или дисбаланс) в уравнениях количества движения на m – ом шаге итераций определяются следующим образом (основываясь на уравнениях (25)):

$$\delta_{V_i}^m = \frac{\sum_P^{N_{cells}} \left| a_P^{m-1} V_{iP}^m - \sum_f^{N_{cells}} a_f^{m-1} V_{iF}^m - Q_{iP}^{m-1} + A_P (\nabla p^m)_P \cdot \mathbf{e}_i \right|}{\sum_P^{N_{cells}} \left| a_P^{m-1} V_P^m \right|}, \quad (27)$$

где V_P^m – величина вектора скорости в центре ячейки на текущем (m – ом) шаге итераций.

Невязку в уравнении неразрывности будем определять равенством

$$\delta_c^m = \frac{\sum_P^{N_{cells}} \left| (\delta_P^{m*}) \right|}{\max_{n=1,2,\dots,5} \left(\sum_P^{N_{cells}} \left| (\delta_P^{n*}) \right| \right)}, \quad (28)$$

где δ_P^{m*} – источник массы в ячейке с центром P на m – ом шаге итераций, определяемый невязкой в выполнении равенства (26).

Нормировка в определении (28) осуществляется на основе максимального суммарного дисбаланса в уравнении неразрывности, определяемого по пяти первым итерациям.

Обычно критериями сходимости считают уменьшение невязок $\delta v_i^m, \delta c^m$ на 3-4 порядка по сравнению с их значениями на первых итерациях. Однако современные исследования показывают [8], что далеко не всегда достаточная точность решения достигается сразу после выполнения сформулированных выше условий. Поэтому кроме контроля над поведением невязок необходимо следить за изменением в процессе итераций характерных интегральных параметров исследуемого течения, например, коэффициентов гидродинамических сил, суммарной кинетической энергии потока в области и т.д.

Верификация численного решения. Для подтверждения точности численного решения в вычислительной гидромеханике обычно принято исследовать поведение решения при измельчении сетки и сравнивать численные результаты с известными данными для модельной задачи. Поскольку основной целью является исследование течений в рабочей полости ротационных фильтров, то в качестве модельной задачи целесообразно взять течение Тейлора–Куэтта между соосными цилиндрами. Расчетная схема этой задачи приведена на рис. 3.

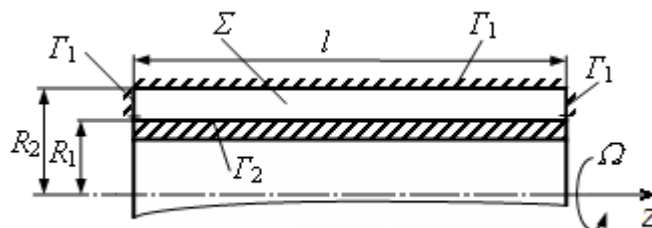


Рисунок 3 – Расчетная схема модельной задачи.

Решение ищется в области Σ , границы Γ_1 неподвижны, граница Γ_2 является поверхностью цилиндра, вращающегося с угловой скоростью Ω . Характерным размером области является высота кольцевого зазора $h = R_2 - R_1$. Для расчетов принято $h = 0.005, R_1 = 10h, R_2 = 11h, l = 22h$. Для рассматриваемого случая течение будем считать осесимметричным. Граничные условия формулируются следующим образом:

$$\text{граница } \Gamma_1: V_r = V_\varphi = V_z = 0; \quad \text{граница } \Gamma_2: V_r = V_z = 0, V_\varphi = \Omega r.$$

На рис. 4 приведено разбиение области течения структурированной неравномерной сеткой с общим числом ячеек $N_{cells} = 15210$ и пристеночным шагом в направлении нормали к стенкам $2 \cdot 10^{-3} h$. Будем исследовать численное решение для случая $\Omega = 10 \text{ с}^{-1}$, что соответствует числу Тейлора $Ta = 752$. По данным, приведенным в монографии [12], в этом случае имеет место режим течения с волнистыми вихрями Тейло-

ра, для которого характерна установившаяся вихревая картина. С учетом этого обстоятельства будем искать стационарное решение.

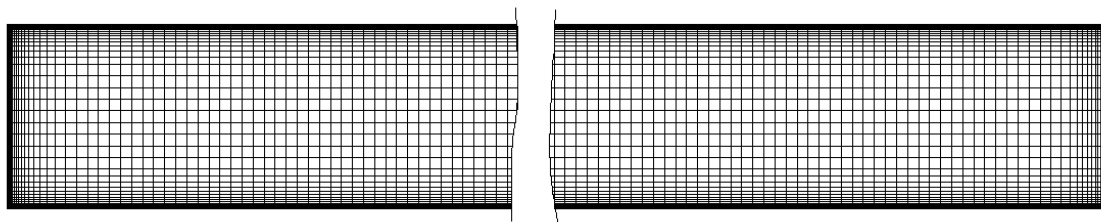


Рисунок 4 – Разбиение области течения расчетной сеткой.

На рис. 5а представлены графики изменения в ходе итераций погрешностей в выполнении разрешающих уравнений, определяемых равенствами (27),(28), а на рис. 5б – графики изменения таких интегральных характеристик, как коэффициент трения c_{x2} в осевом направлении на поверхности неподвижного цилиндра радиусом R_2 и максимальное в области значение функции тока ψ_{\max} .

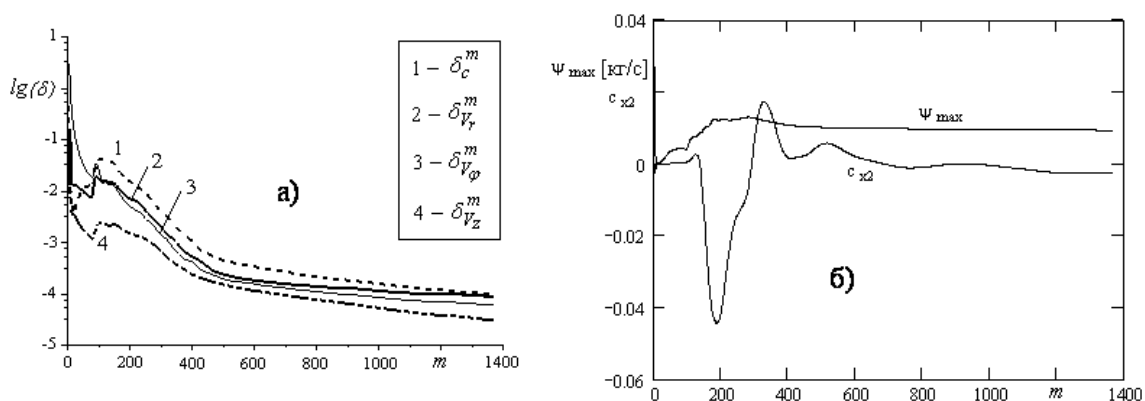


Рисунок 5 – Кривые сходимости итерационного процесса.

Приведенные результаты иллюстрируют хорошую сходимость численного решения и подтверждают наличие при выбранных исходных данных установившегося макровихревого ламинарного движения жидкости.

В таблице 1 приведены данные, характеризующие изменение интегральных параметров течения с измельчением сетки. При этом кроме упоминавшихся выше величин c_{x2}, ψ_{\max} рассматриваются также максимальное в области значение осевой компоненты скорости $V_{z\max}$ и коэффициент момента гидродинамического трения на поверхности вращающегося цилиндра c_{m1} .

Таблица 1 – Данные исследования сходимости по сеткам.

N_{cells}	ψ_{max} , кг/с	$V_{z,max}$, м/с	c_{x2}	c_{m1}
15210	0.009336608	0.07302162	-3.153466e-06	-0.0003095731
60840	0.009143867	0.0727481	-3.158382e-06	-0.0003159324

Как видно из приведенных результатов, при измельчении сетки в 4 раза результаты расчетов не претерпевают существенных изменений, что подтверждает как приемлемость использовавшейся сетки, так и сходимость решения в целом.

Выводы. Получено численное решение задачи о течении вязкой несжимаемой жидкости, позволяющее путем непосредственного расчетного моделирования исследовать как установившиеся, так и неустановившиеся закрученные внутренние течения. Используемые схемные подходы в рамках конечно-объемной технологии дискретизации разрешающих уравнений соответствуют современным достижениям вычислительной гидродинамики. Исследована сходимость полученного решения и продемонстрирована его адекватность физическому процессу на примере макровихревого течения Тейлора – Куэтта.

Продолжение исследований в данном направлении предполагает использование полученного численного решения для расчетного исследования течений несущей жидкости в рабочих полостях ротационных фильтров.

В интересах оптимизации гидродинамических фильтров с вращающимся фильтроэлементом получено численное решение, которое позволяет моделировать закрученные внутренние течения со сложной вихревой структурой в областях различной геометрии. Проведены исследования точности и сходимости полученного решения.

The numerical solution is obtained in the interests of optimization of hydrodynamic filters with rotating filter element which enable simulating swirl internal flows with complex vortex structure in domains of various geometry. The investigations of accuracy and convergence of the solution are accomplished.

Библиографический список.

1. Финкельштейн З.Л. Применение и очистка рабочих жидкостей для горных машин — М.: Недра, 1986 — 232 с.

2. Мочалин Е.В. Движение жидкости в окрестности вращающегося проницаемого цилиндра// Вісник Східноукраїнського національного університету. – 2003. – Ч.2. – №12(68). – С.197-2002.

3. Мочалин Е.В. Исследование движения взвешенных частиц вблизи вращающегося отсасывающегося отсасывающего цилиндра// Промислова гідравліка і пневматика – 2005. – №2(8). – С. 81-85.

4. Мочалин Е.В. Исследование эффективности тонкой очистки жидкостей ротационными фильтрами/ Е.В. Мочалин, А.В. Петренко, П.Н. Кривошея, Е.О. Иванова// Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета.– Алчевск: ДонГТУ, 2006. – Вып. 20. – С 292 – 304.

5. Мочалин Е.В. Гидродинамическая устойчивость в рабочей полости ротационного фильтра// Промислова гідравліка і пневматика.–2005.– №4(10).– С. 50-54.

6. Патанкар С. Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкости.– М.: Энергоатомиздат, 1984.– 152с.

7. Ferziger J.H., Peric M. Computational methods for fluid dynamics.– Berlin, Heidelberg, 1999.– 389 p.

8. Численное моделирование вихревой интенсификации теплообмена в пакетах труб/ Ю.А. Быстров, С.А. Исаев, Н.А. Кудрявцев, А.И. Леонтьев.– СПб.: Судостроение, 2005.– 392с.

9. Leonard B.P. A stable and accurate convective modeling procedure based on quadratic upstream interpolation// Comp. Meth. Appl. Mech. Eng.– 1979. – V.19. – №1. – P.59 – 98.

10. Van Doormaal J.R., Raithby G.D. Enhancement of the SIMPLE method for predicting incompressible fluid flow// Numer. Heat Transfer.– 1984. – V.7. – № 2. – P.147 – 163.

11. Hatchinson B.R., Raithby G.D. A Multigrid Method Based on the Additive Correction Strategy// Numerical Heat Transfer.–1986.– №9.– P.511–537.

12. Халатов А.А. Теплообмен и гидродинамика в полях центробежных массовых сил: в 4-х т./ А.А. Халатов, А.А. Авраменко, И.В. Шевчук.– Киев: Ин-т техн. теплофизики НАН Украины, 1996 – Т. 2: Вращающиеся системы – 289 с.

*Канд. техн. наук, доцент Ершов В.М.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

КРИСТАЛЛОГЕОМЕТРИЯ ПРЕВРАЩЕНИЯ ЦЕМЕНТИТА В АУСТЕНИТ

Запропоновано механізм перебудови кристалічних ґрат цементиту в ґрати аустеніту. Показано, що вихід атомів вуглецю із цементитної фази приводить до стимуляції процесу утворення аустеніту.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Известно, что большинство методов термического упрочнения и разупрочнения предполагает нагрев сталей и сплавов до аустенитного состояния. Однако механизм превращения перлитной структуры сталей в аустенит изучен слабо, а , именно, он определяет получение мелкого начального зерна металлического материала и , следовательно, влияет на комплекс его механических свойств.

Анализ исследований и публикаций.

В работе [1] авторы наблюдали образование кристаллов аустенита в пластинах первичного цементита белого чугуна. Было замечено, что аустенитные кристаллы возникают внутри цементитных пластин и ориентируются параллельно боковым граням цементитного кристалла.

Пластинчатая форма высокотемпературной фазы заставляет предположить возможность образования аустенита из цементита посредством сдвиговых процессов в кристаллической решетке. Стимулом для сдвигов может быть отток атомов углерода в ферритную фазу при нагреве.

В последующих работах автора [2,3] было исследовано явление аустенитизации цементита при отводе атомов углерода во внешнюю среду, представленную разнообразными металлами (Fe. Ti. Ni).

Постановка задачи.

Целью настоящей работы является поиск возможного механизма перестройки кристаллической решетки цементитной фазы (сложная ромбическая решетка) в аустенитную (гранецентрированная кубическая решетка), при этом нужно учесть ориентационную связь сопрягающихся объемов.

Изложение материала и его результаты.

Еще в ранних исследованиях Мейла, Баррета и Смита, а затем и Слизвика [4], было указано на схожесть в расположении атомов железа плоскости (113) аустенита и плоскости (001) цементита. Слизвик предложил схему атомной структуры цементита в виде чередующихся гексагональных сеток А, В, С, слегка сдвинутых одна относительно другой (рис.1)

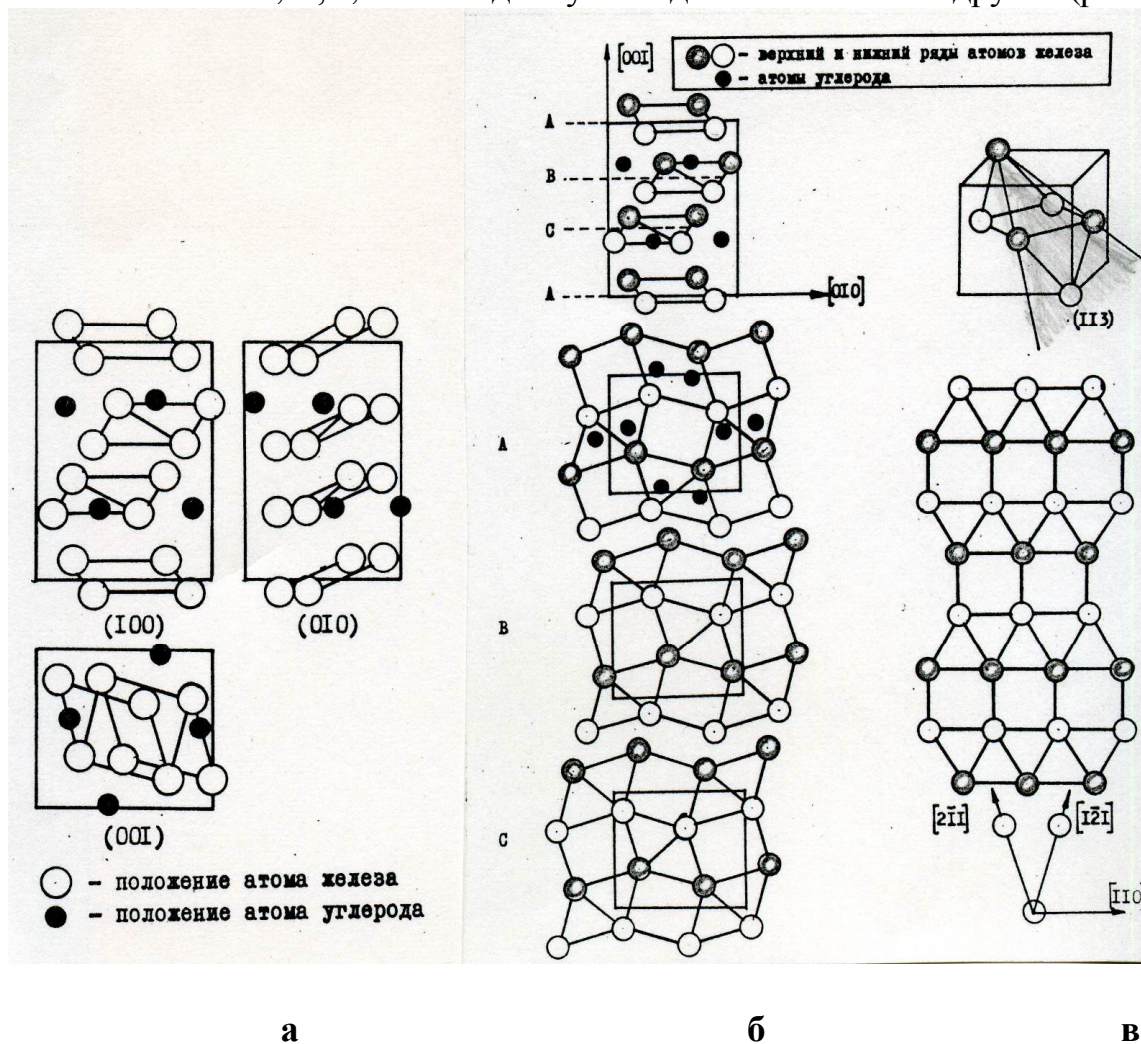


Рисунок 1 – Три проекции кристаллической решетки цементита (а), сетки атомов его слоевого строения (б) и строение атомной плоскости (113) аустенита (в).

Из рис.1 видно, что правильные гексагональные сетки аустенита встречаются и в цементите, при этом их позиции повторяются в цементите через один ряд в направлении [010]. Если представить когерентную связь решеток аустенита и цементита при превращении, то сама перестройка может быть представлена как сдвиг атомов железа во всех сетках А, В, С цементита в направлении [100].

Схема перестройки атомной структуры цемента в аустенит представлена на рис. 2.

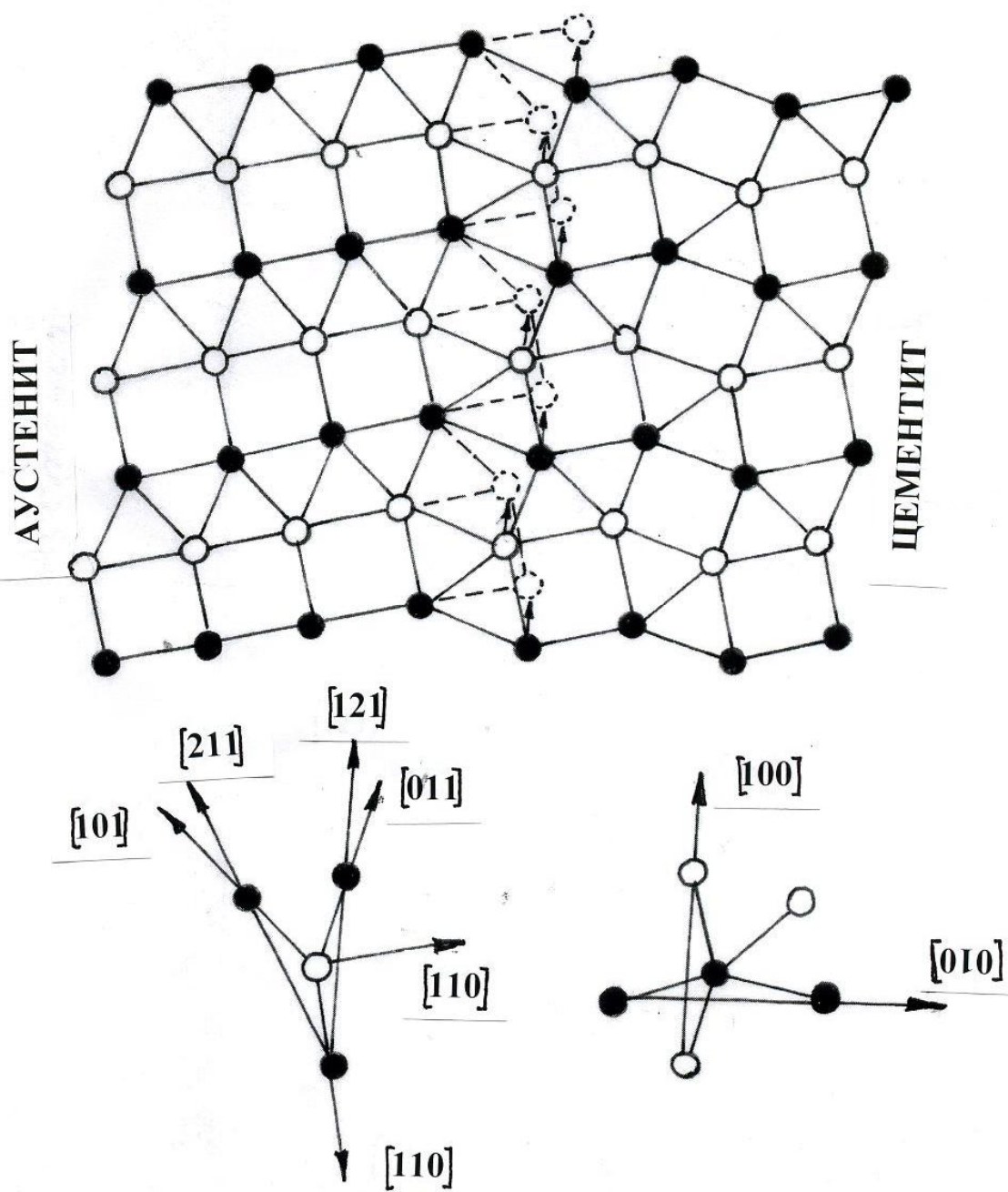


Рисунок 2 – Схема перестройки атомной структуры плоскости (010) цемента в структуру атомной плоскости (113) аустенита с указанием ориентировок в сопрягающихся фазах.

Учитывая смещение в цементитной решетке атомных слоев А,В и С друг относительно друга, перестроечный сдвиг не может быть однородным. В этом случае движение атомов на межфазовой границе можно представить сложным неоднородным смещением, которое инициируется выходом атомов углерода из кристаллической решетки цементита.

Действительно, атом углерода в решетке цементита сильно изменяет расстояние между атомами железа [4] и, соответственно, между атомными слоями. Так, по данным работы [5], между слоями А и В, А и С это расстояние равно 0.23 нм, а между В и С – всего 0.213 нм. Следовательно, выход атома углерода из решетки цементита должен вызвать движение атомов железа в позиции, отвечающие наиболее близкой по структуре упаковке атомов – ГЦК.

При высоких температурах, достаточно близких к точке Ас1, ферритная фаза увеличивает растворимость углерода и насыщается им за счет цементитной фазы, что стимулирует образование аустенита в мономерном слое цементита.

Переориентация в расположении атомов при переходе от цементита к аустениту дает возможность формально вычислить параметр решетки образующегося аустенита. Для кристаллографического направления [121] в аустените $a = 2 a_{\gamma} / \sqrt{6} = 0.369 \text{ нм}$; для направления [110] - $a = b_{\gamma} / \sqrt{2} = 0.360 \text{ нм}$; для направления [123] - $a = 2 c_{\gamma} / \sqrt{14} = 0.360 \text{ нм}$. Эти значения периодов решетки γ – твердого раствора близки к реальным [3].

Полученные значения параметров сдвига при перестройке решетки цементита в аустенит делают возможным запись матрицы соответствия в виде:

$$\begin{vmatrix} H \\ K \\ L \end{vmatrix}_A = \begin{vmatrix} 111 \\ 212 \\ 103 \end{vmatrix} \cdot \begin{vmatrix} h \\ k \\ l \end{vmatrix}_C$$

где НКL – индексы направлений в аустените, а hkl – в цементите.

Полученная матрица соответствия близка к реальным значениям ориентационных соотношений, полученных в работе Кутелия [6].

Выводы и направления дальнейших исследований.

Полученные результаты позволяют утверждать, что в цементитной фазе, при растворении ее мономерных слоев, может осуществляться процесс образования аустенита .

Дальнейшие исследования должны раскрыть пространственный механизм сдвига в сопрягающихся решетках цементита и аустенита.

Предложен механизм перестройки кристаллической решетки цементита в решетку аустенита. Показано, что выход атомов углерода из цементитной фазы приводит к стимуляции процесса образования аустенита.

It is the method of reformation of lattice of cementite into austenite lattice. Output of carbon atoms from cementite phase results in stimulation of the process of austenite formation is shown

Библиографический список.

1. Бунин К.П., Еришов В.М. О превращении цементита в аустенит // *Металловедение и термическая обработка металлов.* – 1976, - №5, - С. 50 – 52.

2. Еришов В.М. Высокотемпературное рентгеновское исследование превращения цементита в аустенит. // *Физика металлов и металловедение.* – 1983, том 55, вып. 3. – С. 605-607.

3. Еришов В.М. Высокотемпературное рентгеновское исследование процесса аустенитизации железо-углеродистых сплавов. // *Физика металлов и металловедение.* – 1982, том 54, вып. 6. С. 1147-1152.

4. Sleeswyk A.W. The Crystallography of the Austenite – cementite Transition. // *Philosop. Mag.* – vol. 13, 1966, №126. S. 1223 – 1238

5. Григорович В.К. – Электронное строение и термодинамика сплавов железа. – М.: Наука. 1970. С. 202.

6. Кутелия Э.Р. О кристаллографических соотношениях решеток аустенита и цементита. // *Физика металлов и металловедение.* – 1969, том 28, вып. 28. С. 883.

*Канд. техн. наук, доцент Левченко Э.П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ В ДРОБИЛЬНЫХ МАШИНАХ РАЗГОННО-УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Розглянуті основні шляхи підвищення ефективності роботи відцентрово-ударних машин, що працюють за принципом розгінно-ударної дії руйнування матеріалів.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В настоящее время для разрушения различных материалов широкое распространение получили дробильно-измельчительные машины молоткового типа, в которых процесс дробления характеризуется многократным соударением дробимого материала с рабочими органами – молотками и декой [1].

В силу многократности циклов нагружения материала в молотковых дробилках допускается значительное его переизмельчение, что приводит к лишним затратам энергии на разрушение.

При использовании дробильно-измельчительных машин в различных областях народного хозяйства приоритетным направлением является снижение энергозатрат на переработку материала, а также повышение качества готового продукта.

Анализ исследований и публикаций. Научный анализ известных публикаций показывает, что центробежно-ударные измельчительные машины разгонного типа обеспечивают благоприятные условия разрушения частиц однократным ударом или точно заданным количеством ударов [2-4]. Преимуществом этого является то, что практически вся кинетическая энергия, запасенная материалом во время его разгона, переходит в работу разрушения, а переизмельчение снижается. Поэтому актуальным является разработка, совершенствование и исследование машин такого типа.

В.В. Товаров и Г.Н. Оскаленко [5] при выяснении влияния коэффициента трения на скорость вылета материала из ротора исходили из того, что при разгоне лопастным ротором частица участвует в двух движениях: окружном (переносном) вместе с лопастным колесом и относительном (относительно лопасти). Геометрическая сумма этих двух

скоростей определяет абсолютную скорость выброса материала и определяется таким образом:

$$V_b = V_{ok} \cdot m = \omega R \times \sqrt{1 + \frac{\left(\sqrt{1 - \frac{r_n^2}{R^2} - \frac{r_n}{R} \cdot f} \right)^2}{\sqrt{f^2 + 1 + f}}} + \frac{2 \left(\sqrt{1 - \frac{r_n^2}{R^2} - \frac{r_n}{R} \cdot f} \right) \frac{r_n}{R}}{\sqrt{f^2 + 1 + f}}, \quad (1)$$

где V_{ok} - окружная скорость;
 m - коэффициент скорости;
 r_n - радиус нормальной окружности в месте начала лопасти;
 R - радиус ротора;
 f - коэффициент трения материала о поверхность лопасти.

Постановка задачи. Целью данной статьи является развитие известных конструктивных схем дробилок такого типа для повышения эффективности и интенсификации их работы.

Из вышеизложенного видно, что развитие конструкций разгонно-ударных машин в настоящее время происходит по двум направлениям:

- с дисковым ротором;
- с ротором в виде труб.

По виду воздействия на материал развитие конструкций разгонных дробилок осуществляется по двум направлениям:

- многократного ударного воздействия;
- единичного ударного воздействия.

Основным недостатком работ в развитии конструкций таких машин является недостаточное уделение внимание совершенствованию рабочих органов и рабочей камеры.

Изложение материала и его результаты. По условию бездемпферного разрушения (свободный удар) величина подачи сыпучих зерновых материалов в разгонно-ударную машину может определяться по формуле [6]:

$$Q = \frac{M_{1000} \pi D}{1000 t d}, \quad (2)$$

где M_{1000} - масса тысячи зерен мелкозернистого материала;
 D - диаметр отбойного кольца;

t – время, за которое последующая частица долетает от ротора до отбойной плиты, при условии, что осколки разрушения покидают зону соударения;

d – наибольший характеризующий размер исходного материала.

$$t = -t_n - t_0 + \sqrt{(t_n + t_0)^2 + \frac{2d}{g}}, \quad (3)$$

где t_n – время, характеризующее начальные условия подхода частицы к лопасти;

$t_0 = \frac{2\pi}{N\omega}$ – время одного оборота ротора;

N – количество лопастей на роторе;

ω – угловая частота вращения ротора.

Окончательно оптимальная подача определится подстановкой времени (3) в формулу (2) с учетом времени одного оборота ротора:

$$Q = \frac{M_{1000}\pi D}{1000d \left(-t_n - \frac{2\pi}{N\omega} + \sqrt{(t_n + t_0)^2 + \frac{2d}{g}} \right)} \quad (4)$$

Минимальная предупредная скорость, гарантирующая разрушение материала при свободном ударе определяется [6]:

$$V_{13} = \sqrt{\frac{1000Fd_{\min}}{M_{1000}}}, \quad (5)$$

где F – сила сопротивления зерна разрушению;

d_{\min} – размер наименьшего поперечного сечения частицы.

Таким образом эффективность работы дробилки зависит от многих факторов, определяющую роль из которых играют следующие:

- величина подачи материала в рабочую камеру;
- скорость вылета частицы из ротора;
- расстояние от ротора к отбойной поверхности.

В соответствии с изложенным можно сделать вывод о том, что усовершенствование конструкций таких машин должно осуществляться за счет создания условий более равномерного распределения частиц внутри ротора и по всему сечению отбойных поверхностей при его вы-

лете из ротора. При этом должно обеспечиваться однослойное соударение частиц зерна об отбойные поверхности, так как взаимное столкновение частиц друг с другом и с продуктами разрушения демпфирует удар, тем самым снижая эффективность работы.

Другим направлением усовершенствования является повышение концентрации ударной нагрузки за счет ее многократности и улучшения условий встречи материала с преградой.

Эти способы реализованы в конструкциях центробежно-ударных дробильно-измельчительных машин, принципиальная новизна которых подтверждена восемью авторскими свидетельствами СССР и одним патентом Российской Федерации (Рис. 1).

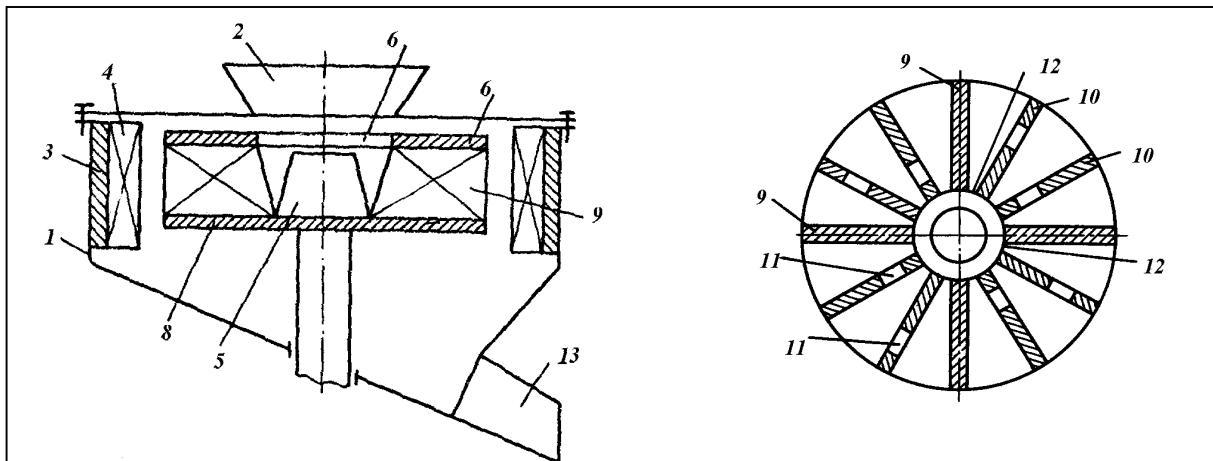
Одним из способов улучшения распределения зерна внутри ротора и по всей площади отбойного кольца является использование центробежной и гравитационной сил. Центробежная сила (как наиболее значимая по величине) может использоваться при высоких скоростях вращения ротора, а гравитационная – при низких.

В центробежной мельнице по а.с. СССР № 1768284 [7] равномерное распределение материала достигается разделением его потоков внутри ротора на несколько частей под действием центробежной силы путем прохода его через окна в лопатках ротора. Более полное разрушение материала происходит благодаря тому, что он выбрасывается из ротора не всей массой, а постепенно, при этом частичное измельчение происходит внутри ротора благодаря проходу через окна одних лопаток и ударе о другие лопатки.

Аналогично, но с использованием силы тяжести достигается распределение материала в измельчителе по а.с. СССР № 1797995 [8], где частицы при вращении ротора проходят через окна горизонтальных перегородок. Этим достигается более равномерное распределение частиц по всей высоте рабочей камеры. Главным недостатком является слабое действие силы тяжести по сравнению с центробежной силой, в результате чего при значительной угловой скорости вращения ротора, зерна могут получать большие ускорения и не успевают проходить в окна горизонтальных перегородок, тем самым, нарушая нормальный режим работы машины.

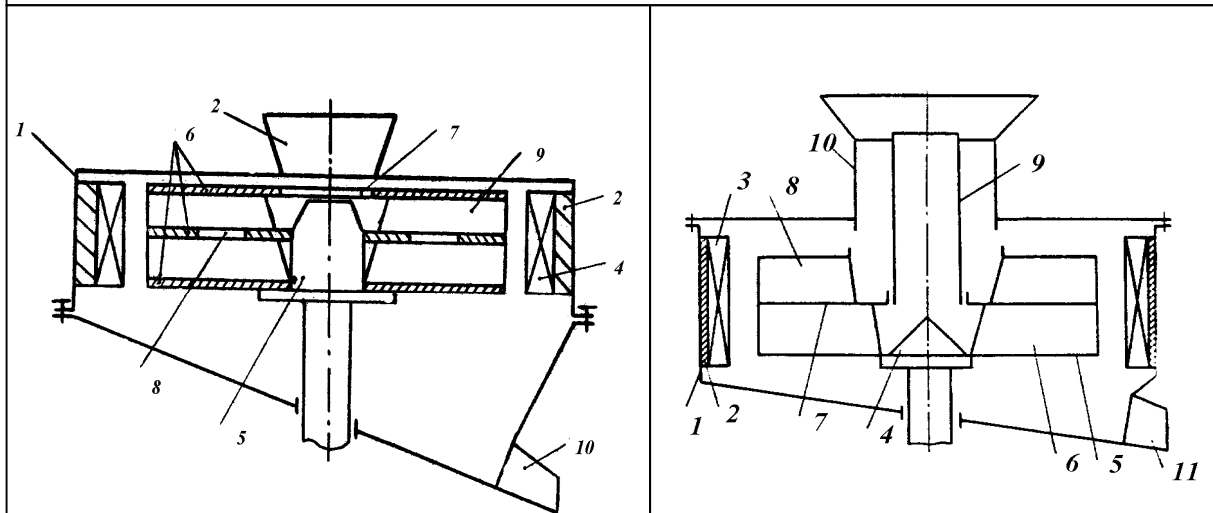
Устранить недостаток, присущий данной схеме позволяет центробежная дробилка по а.с. СССР № 1827286 [9], в которой сырье подается на каждую горизонтальную перегородку ротора отдельными потоками, чем достигается равномерное его распределение по всей высоте отбойного кольца, а также решается вопрос повышения пропускной способности ротора.

№	Технологический эффект	Элементы конструкций								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
И/П	Повышение степени измельчения	+	+	+		+	+	+	+	
2	Выровненность гранулометрического состава	+	+		+	+	+	+	+	
3	Снижение энергозатрат								+	
4	Повышение производительности			+	+					+
5	Повышение надежности						+			+
6	Снижение переизмельчения				+					



1. А.с. СССР № 1768284

1-корпус, 2-конус, 3-отбойное кольцо, 4-зубчатый профиль, 5-ротор, 6-отверстие, 7, 8-диски, 9-лопатки, 10-лопатки с окнами, 11-окна, 12-канал, 13-течка.



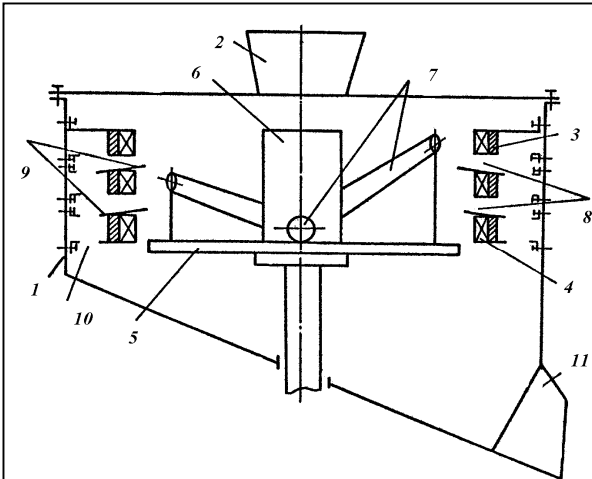
2. А.с. СССР № 1797995

1-корпус, 2-воронка, 3-отбойное кольцо, 4-футеровка, 5-ротор, 6-диски, 7-отверстие, 8-отверстия, 9-лопатки, 10-течка.

3. А.с. СССР № 1827286

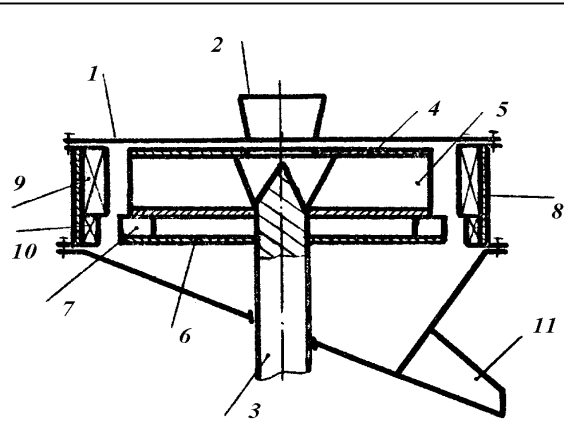
1-корпус, 2-отбойное кольцо, 3-зубчатый профиль, 4-ротор, 5, 7-диски, 6, 8-каналы, 9, 10-патрубок, 11-течка.

Рис. 1, лист 1. - Матрица вариантов элементов конструкций новых центробежно-ударных мельниц в связи с их эффективностью



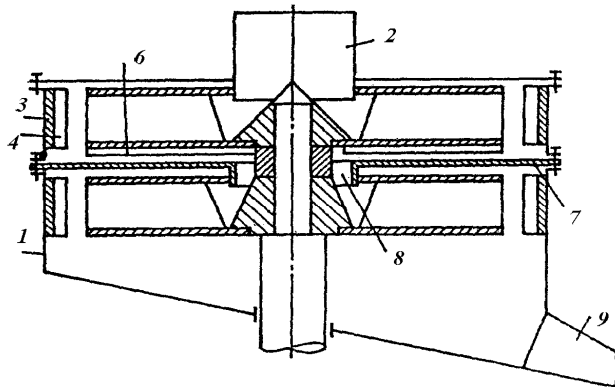
4 А.с. СССР № 1796248

1-корпус, 2-воронка, 3-отбойное кольцо, 4-футеровка, 5-ротор, 6-цилиндр, 7-трубы, 8-зазор, 9-течка, 10-окно, 11-отвод.



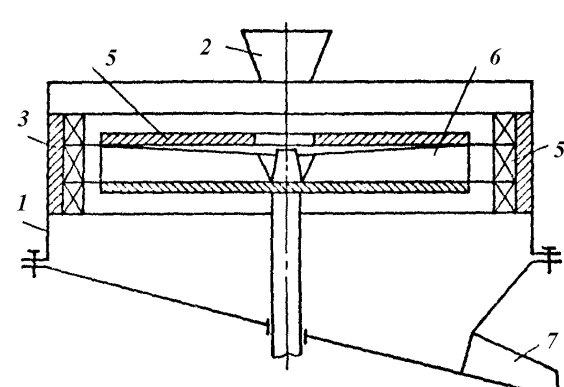
5 А.с. СССР № 1791006

1-корпус, 2-воронка, 3-вал, 4-ротор, 5-канал, 6-диск, 7-билы, 8-отбойное кольцо, 9, 10-зубчатый профиль, 11-течка.



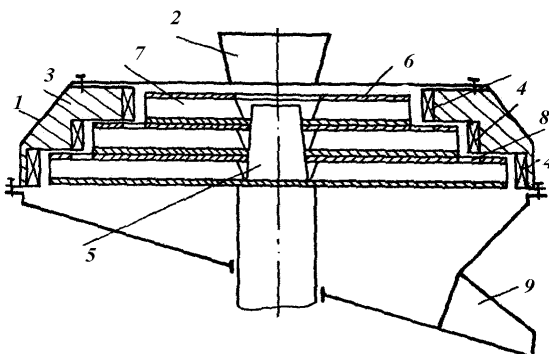
6 Патент России № 2029618

1-корпус, 2-воронка, 3-отбойное кольцо, 4-зубчатый профиль, 6-ротор, 7-перегородка, 8-отверстие, 9-течка.



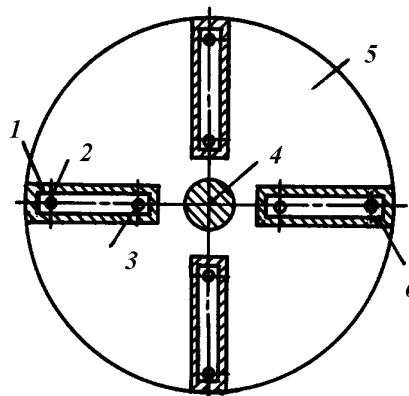
7 А.с. СССР № 1759456

1-корпус, 2-воронка, 3-отбойное кольцо, 4-зубчатый профиль, 5-ротор, 6-лопасть, 7-течка.



8 А.с. СССР № 1787532

1-корпус, 2-воронка, 3-отбойное кольцо, 4-зубчатый профиль, 5-ротор, 6-диски, 7-лопасти, 8-окна, 9-течка.



9 А.с. СССР № 1827285

1, 6-рабочие органы, 2-клинья, 3-болт, 4-ротор, 5-диск, 6-штифт.

Рис. 1. лист 2

В НИПКИ "Параметр" при Донбасском горно-металлургическом институте были разработаны, изготовлены и испытаны опытные образцы двухпоточных ударных дробилок производительностью 5 и 10 тонн в час, предназначены для переработки горнорудных материалов. Испытания показали, что частицы, полученные в режиме одного потока, отличаются более высокой крупностью. Это объясняется тем, что при работе двумя потоками происходит дополнительное дробление материала как боковыми поверхностями лопаток нижнего ротора, так и вылетающим из него материалом [10, 11].

Эта же цель достигается и в центробежной мельнице по а.с. СССР № 1796248 [12], где отбойное кольцо выполнено из нескольких частей, не сообщенных между собой, а материал выбрасывается на них из ротора через патрубки под различными углами наклона таким образом, что каждый из них может обеспечить подачу материала только на соответствующее ему отбойное кольцо. Такая схема устраняет недостатки предыдущих тем, что исключает контакт материала, поступающего из верхней части отбойного кольца с материалом, поступающим с нижней его части.

Три следующие схемы центробежных машин позволяют повысить эффективность измельчения путем обеспечения многоступенчатого измельчения. Так, центробежная мельница по а.с. СССР № 1791006 [13] благодаря наличию на нижней части ротора дополнительных бил, обладающих большей окружной скоростью чем верхние, позволяет получить готовый продукт более мелких фракций. Центробежная дробилка по патенту Российской Федерации № 2029618 [14] и центробежная мельница по а.с. СССР № 1787532 [15] позволяют проводить последовательное многоступенчатое измельчение исходного материала, чем достигается его более полное разрушение.

Центробежная мельница по а.с. СССР № 1759456 [16] позволяет эффективно измельчать материалы различных видов и обладающих разными физико-механическими свойствами, например, коэффициентом трения. По этой причине частицы различных материалов вылетают из ротора под различными углами к отбойной поверхности. Установить рациональный угол встречи материалов с преградой позволяет многоступенчатая конструкция отбойного кольца. При этом для каждого конкретного вида материала подбирается та ступень, для которой угол встречи наиболее близок к прямому, чтобы обеспечить "лобовой" удар.

Одним из определяющих факторов работы центробежных машин является износостойкость рабочих органов ротора, которые подвергаются значительным фрикционным нагрузкам.

Центробежная дробилка по а.с. СССР № 1827285 [17] позволяет повысить надежность работы за счет применения быстросменных пере-

устанавливаемых лопаток ротора. Эта схема (в варианте замены лопаток на конических штифтах) также была реализована в НИПКИ “Параметр” при ДГМИ [18].

Выводы и направления дальнейших исследований. В качестве центробежно-ударных дробильно-измельчительных машин в промышленности получили широкое распространение молотковые дробилки, допускающие переизмельчение материалов и большие энергозатраты.

Разгонно-ударные машины являются перспективными с точки зрения снижения энергозатрат на разрушение материала, при этом закономерности их работы остаются малоизученными.

Для повышения эффективности дробления необходимо дальнейшее совершенствование конструкций центробежно-ударных дробильно-измельчительных машин разгонного типа.

Рассмотрены основные пути повышения эффективности работы центробежно-ударных машин, работающих по принципу разгонно-ударного действия разрушения материалов.

The basic ways of increase of an overall performance of the centrifuga-shock machines working by a principle of dispersal-shock action of destruction of materials are considered.

Библиографический список.

1. Клушанцев Б. В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации. – М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.

2. Елисеев В.А. Исследование процесса измельчения зерна ударом: Автореферат диссертации канд. техн. наук: 05.20.01 / Моск. технол. ин-т пиц. пром-ти. - М., 1962. - 11 с.

3. Багян Э.Р. Исследование и разработка способа механического дробления хрупких материалов свободным ударом с использованием центробежного ускорителя: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.05.06 / Ин-т геотехнич. мех. АН УССР. - Днепропетровск, 1977. - 24 с.

4. Сокур Н. И., Учитель С.А., Калиниченко А.Ф. Разработка и испытание центробежной дробилки для мелкого дробления магнетитовых руд // Сборник тезисов докладов Всесоюзной научно-практической конференции “Комплексное освоение техногенных месторождений”. - Ч. 2. - Челябинск, 1990. - С. 110.

5. Товаров В.В., Оскаленко Г.Н. Исследование вылета частиц из лопастных роторов центробежных измельчающих машин: Труды института Гипроцемент. - Днепропетровск: Госстройиздат, 1962. - С. 64 - 91.

6. Левченко Э.П. Интенсификация технологического процесса измельчения зерна на комбикорм в центробежно-ударной мельнице. Дис-

сертификация на соискание научной степени кандидата технических наук. - Алчевск: 2001. - 288 с.

7. А.с. № 1768284. СССР. Центробежная мельница / А.Н. Онопченко, А.М. Зинченко, Э.П. Левченко, Р.М. Сухомлин (СССР). - № 4910402/33; Заявлено 13.12.90; Оpubл. 15.10.92, Бюл. № 38.

8. А.с. № 1797995. СССР. Измельчитель / Р.М. Сухомлин, Э.П. Левченко, А.М. Зинченко и др. (СССР). - № 4887067/ 33; Заявлено 04.12.90; Оpubл. 28.02.93, Бюл. № 8.

9. А.с. № 1827286. СССР. Центробежная дробилка / П.П. Королев, А.Н. Онопченко, Э.П. Левченко, С.В. Сергиенко (СССР). - № 4925557/33; Заявлено 08.04.91; Оpubл. 15.07.93, Бюл. № 26.

10. Исследование режимов работы и разработка опытных образцов двухпоточной роторной ударной дробилки производительностью 5 и 10 тонн в час: Отчет о НИР/ Науч.-исслед. проектн.-констр. ин-т "Параметр"; № ГР 0295U003812; - Алчевск, 1996. - 47 с.

11. П.П. Королев, В.Н. Алтухов, Э. П. Левченко. Разработка и исследование роторно-ударной дробилки. Сборник научных трудов Национальной горной академии Украины. № 13. Том 3. - Днепрпетровск, "Навчальна книга". 2002. с. 36 - 39.

12. А.с. № 1796248. СССР. Центробежная мельница / Э.П. Левченко, А.Н. Онопченко, А.М. Зинченко, Р.М. Сухомлин (СССР). - № 4890240/33; Заявлено 13.12.90; Оpubл. 23.02.93, Бюл. № 7.

13. А.с. СССР № 1791006. СССР. Центробежная мельница / А.Н. Онопченко, А.М. Зинченко, Э.П. Левченко, Р.М. Сухомлин (СССР). - № 4882162/ 33; Заявлено 16.11.90; Оpubл. 30.01.93, Бюл. № 4.

14. Пат. № 2029618. Россия. МКИ В 02 С 13/14. Центробежная дробилка / А.Н. Онопченко, А.М. Зинченко, Э.П. Левченко, Р.М. Сухомлин. (Россия); - №4882162/33; Заявл. 16.11.90; Оpubл. 30.01.93; Бюл. № 6.

15. А.с. № 1787532. СССР. Центробежная мельница / Э.П. Левченко, А.М. Зинченко, А.Н. Онопченко, Р.М. Сухомлин (СССР). - № 4904058/33; Заявлено 22.01.91; Оpubл. 15.01.93, Бюл. № 2.

16. А.с. др. № 1759456. СССР. Центробежная мельница / Э.П. Левченко, А.М. Зинченко, Р.М. Сухомлин и др. (СССР). - № 4881156/ 33; Заявлено 11.11.90; Оpubл. 07.09.92; Бюл. № 33.

17. А.с. № 1827285. СССР. Центробежная дробилка/ П.П. Королев, А.Н. Онопченко, Э.П. Левченко (СССР). - № 4920795/33; Заявлено 21.03.91; Оpubл. 15.03.91; Бюл. № 26.

18. Создание опытного образца роторно-ударной дробилки для рудных и нерудных материалов производительностью до 10 т/ч. Отчет о НИР (заключительный) / Научн.-исслед. проектн.-констр. ин-т "Параметр"; № ГР 0295U003812. - Алчевск, 1993. - 18 с.

*Канд. техн. наук, доцент Мицык В.Я.
(ВНУ им. В. Даля, г. Луганск, Украина)*

ВЛИЯНИЕ ФОРМЫ РЕЗЕРВУАРА ВИБРОУСТАНОВКИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ И КАЧЕСТВО ОБРАБОТКИ

Запропоновано удосконалення віброустановок з горизонтальною віссю вібробуджувача, що до вибору геометричної форми робочих поверхонь резервуару. Встановлено та обґрунтовано підвищення ефективності резервуару з еліпсоподібною формою поперечного перетину.

Эффективность виброобработки, определяемая достижением требуемого технологического результата за минимальный промежуток времени во многом зависит от степени динамического воздействия рабочих поверхностей колеблющегося резервуара на помещенную в него рабочую среду и обрабатываемые детали. Такое воздействие создает взаимное давление и относительное перемещение гранул и деталей, что формирует протекающие при виброобработке процессы микрорезания и упругопластического деформирования [1].

В этой связи при проектировании нового виброобрабатывающего оборудования и модернизации существующего перспективным направлением представляются конструкторские усовершенствования, касающиеся геометрической формы рабочих поверхностей резервуара виброустановки [2, 3].

В металлообрабатывающих производствах применяется разнообразие моделей виброустановок продольного типа с горизонтальной осью вибровозбудителя, оснащенных резервуарами, имеющими различную форму поперечного сечения. Так, известен резервуар с «U» - образной формой поперечного сечения. В отдельных случаях, например, при работе на повышенных до 5...6 мм амплитудах колебаний, с целью устранения паразитных завихрений рабочей среды «U» - образную форму обечайки резервуара в верхней его части незначительно изменяют за счет скругления во внутрь одной или двух вертикальных прямолинейных стенок [4]. Энергетическое воздействие рабочих поверхностей таких резервуаров на среду не превышает 65...70 % периода колебаний, что делает их малоэффективными для современного производства [5].

Для оценки степени влияния рабочих поверхностей резервуара, в данном случае его стенок, на интенсивность циркуляционного движе-

ния среды была использована физическая модель, состоящая из двух равных по объему резервуаров, изготовленных из оргстекла в масштабе 1:10 и имеющих «U» - образную и эллипсообразную с коэффициентом эллипсности 1,5 форму поперечного сечения. Резервуары монтировались на одной площадке, которая жестко закреплялась на вибраторе направленного действия модели ВЭДС-10 (рис. 1).

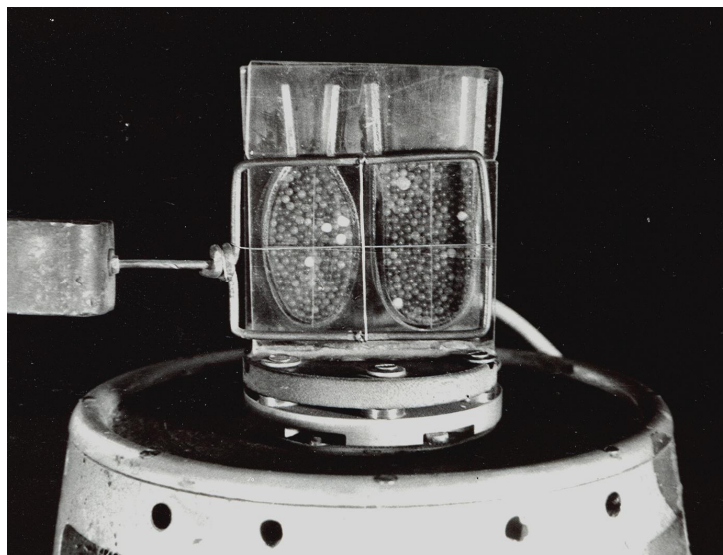


Рисунок 1 – Физическая модель резервуаров «U» - образного и эллипсообразного поперечного сечения

Частота колебаний принималась равной 40 Гц при амплитуде 0,5 мм. В качестве среды использовались стеклянные шары диаметром 1,8...2,0 мм, что примерно составило 0,1 часть размера гранул среды, применяемых при виброобработке.

Для создания неподвижной системы координат перед резервуарами устанавливалась, не связанная с вибростендом, рамка с взаимноперпендикулярными струнами. Пересечение струн принималось за начало координат. Для фиксирования процесса применялась скоростная киносъемка, скорость которой выбиралась из условия охвата одного периода колебания модели не менее 16 кадрами.

На основании покадрового измерения положения гранул на фотоотпечатках, полученных в результате скоростной киносъемки, были построены графики движения гранул вблизи рабочих поверхностей, то есть боковых стенок, для «U» - образного и эллипсообразного резервуаров (рис. 2).

Анализ характера перемещения гранул под воздействием рабочих поверхностей резервуаров при строго вертикальных линейных колебаниях стола вибростенда показал следующее:

– для «U»-образного резервуара (рис. 2, а) горизонтальное перемещение гранулы за один период незначительно и составляет 6 % от вертикального перемещения;

– для эллипсообразного резервуара (рис. 2, б) характерно значительное горизонтальное перемещение гранулы, составляющая 34 % от ее вертикального перемещения.

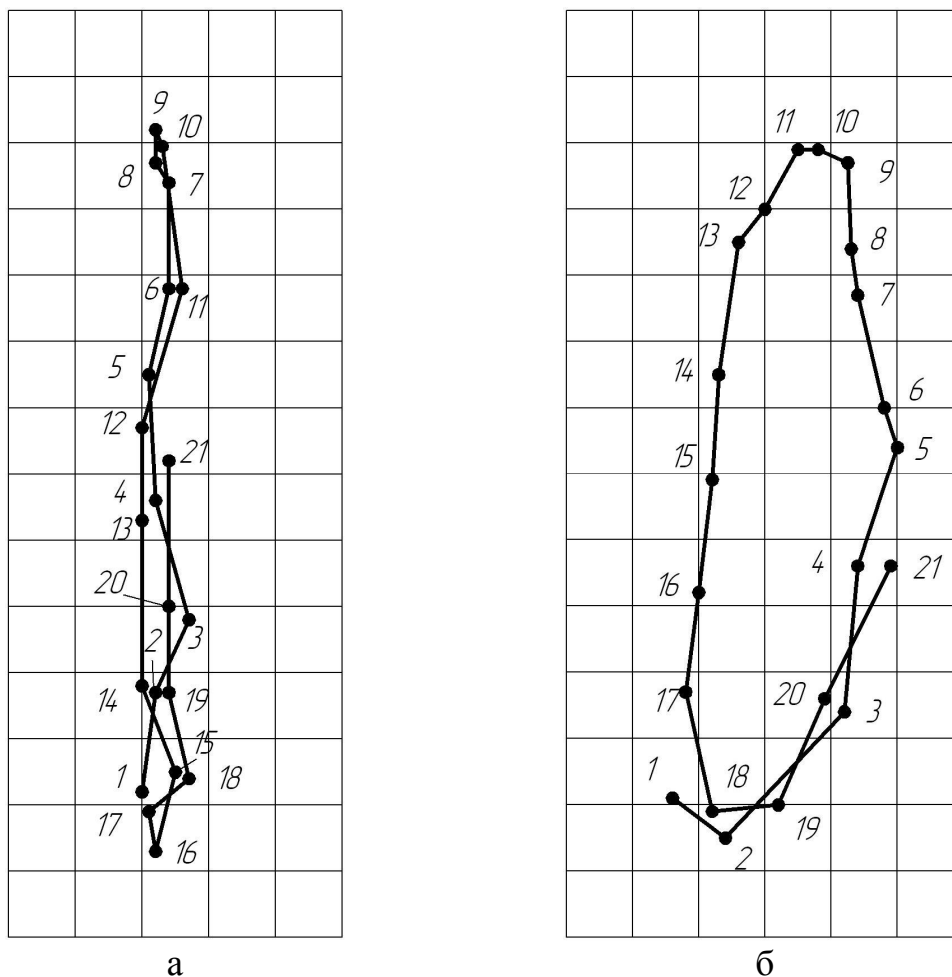


Рисунок 2 - Характер перемещения гранул под воздействием рабочих поверхностей резервуаров: (а) – «U» - образного; (б) - эллипсообразного

Степень воздействия стенок «U» - образного и эллипсообразного резервуаров на среду оценивалась путем измерения давления гранул среды на мембранный датчик [6]. Во всех экспериментах датчик располагался на одинаковом удалении от стенок резервуара, равном 80 мм (рис. 3).

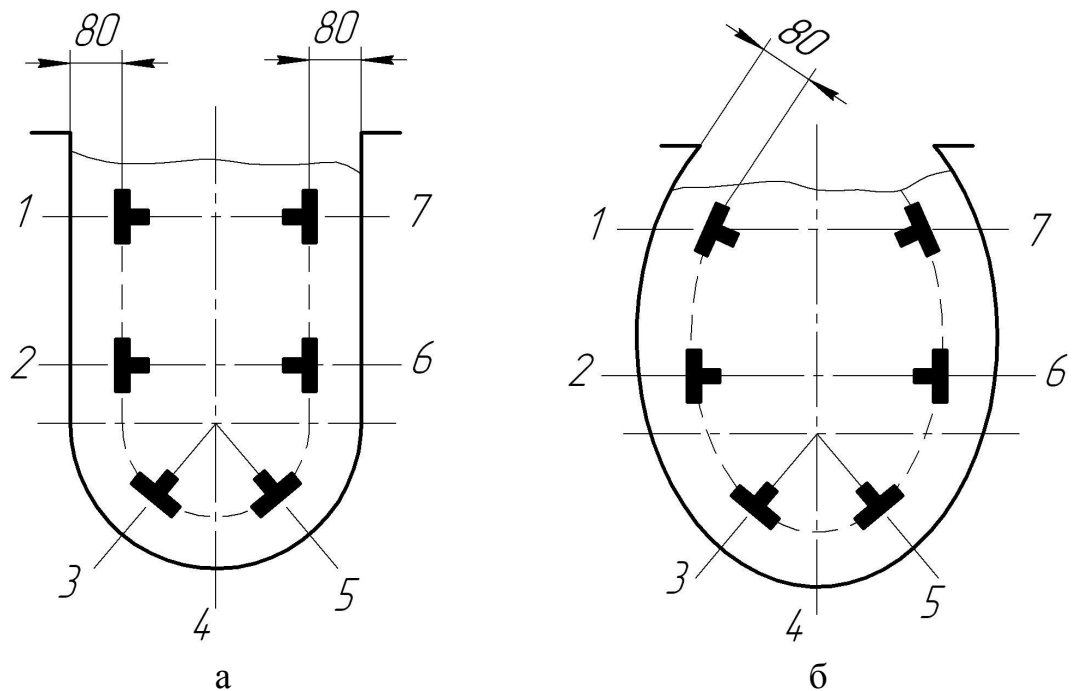


Рисунок 3 – Схема расположения датчика давления в различных зонах резервуаров: (а) – «U»-образного; (б) – эллипсообразного

Положение точек расположения датчика выбиралось из условия измерения давления в наиболее характерных зонах резервуаров, в которых рабочая среда подвергалась различному динамическому воздействию стенок. По результатам оценки воздействия резервуаров на среду построены развертки эпюр давления стенок для «U» - образного и эллипсообразного резервуаров (рис. 4).

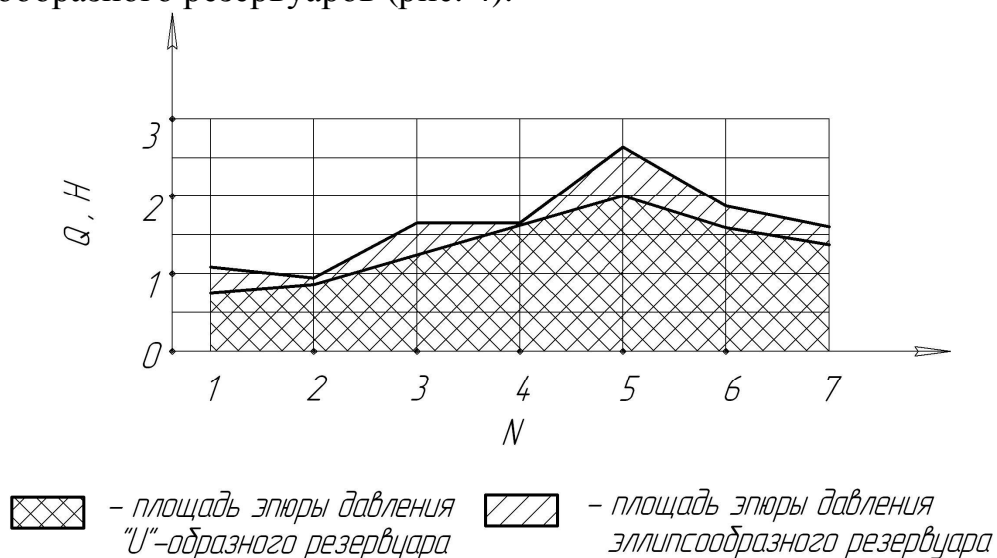


Рисунок 4 – Развертки эпюр давления стенок резервуаров на рабочую среду

Принимая во внимание, что площади, ограниченные эпюрами давлений, прямо пропорциональны энергетическим затратам на обработку, можно утверждать, что энергетическое воздействие эллипсообразного резервуара, то есть КПД виброустановки, возросло на 18 %. Справедливость утверждения подтвердилась исследованиями, на основании которых воздействие стенок на загруженную среду в эллипсообразном резервуаре возросло до 91...98 % периода его колебания. Кроме того, равномерная передача силового импульса от стенок резервуара к загруженной среде позволяет загрузить резервуар на 95...98 % его объема, что за счет увеличения количества одновременно обрабатываемых деталей положительно сказывается на повышении производительности обработки.

Экспериментальная обработка образцов-деталей в резервуарах с «U»-образным и эллипсообразным поперечным сечением показала, что съем металла в эллипсообразном резервуаре на 65 % больше чем в «U»-образном. Таким образом, вывод, полученный по результатам исследований на физической модели, получил подтверждение в условиях реальной обработки. Существенные различия шероховатости поверхности образцов-деталей, обработанных в «U»-образном и эллипсообразном резервуарах, не наблюдались.

На основании теоретических и экспериментальных исследований, проведенных в НИЛ «Обработка свободными абразивами» разработаны конструкции промышленных виброустановок модели ВМСИ-25М и ВМСИ-100, серийное производство которых организовано на ОАО «Ивановский станкостроительный завод». Использование в конструкциях виброустановок эллипсообразного резервуара, наряду с другими усовершенствованиями, позволило повысить производительность такого оборудования примерно на 140 % в сравнении с существующими аналогами.

Типовые технологии виброобработки реализуются на разработанных виброустановках и дают возможность при минимальных затратах машинного времени свести к минимуму ручной труд на операциях удаления заусенцев, облоя, скругления острых кромок, шлифования и полирования поверхностей деталей при их подготовке под гальванические и лакокрасочные покрытия. Обработке возможно подвергать детали, заготовки которых получены различными методами штамповки и литья, а также детали после обработки на металлорежущих станках. Материал деталей – углеродистые и нержавеющие стали, латуни, цинковые и алюминиевые сплавы, и др. Достижимая шероховатость поверхности: после виброшлифования (с исходной $R_a = 10...5$ мкм) составляет 0,63...0,32 мкм при матовой поверхности с естественным оттенком ме-

талла; после виброполирования - $R_a = 0,32...0,16$ мкм при глянцевой поверхности.

Предложено усовершенствование виброустановок с горизонтальной осью вибровозбудителя, касающееся выбора геометрической формы рабочих поверхностей резервуара. Установлено и обосновано повышение эффективности резервуара с эллипсообразной формой поперечного сечения.

The perfection of vibration installations with a horizontal axis of vibration exciter relating to the choice of geometric shape of reservoir working surfaces has been offered. The rise of the efficiency of a reservoir with the ellipse-shaped cross-section has been ascertained and grounded.

Библиографический список.

1. Мицык В. Я. Классификация резервуаров вибростанков отделочно-зачистной обработки по конструктивно-технологическим признакам // Сборник научных трудов НГУ № 19, том 4 - Днепрпетровск: Национальный горный университет, 2004. - С. 43 – 48.

2. Бабичев А. П., Рысева Т. Н., Давыдова Т. В, Саед Бакир Аля Совершенствование конструкции рабочих камер вибрационных станков // Вибрации в технике и технологиях. – 1995. - № 1 (2). – С. 8-11.

3. Мицык В.Я. и др. Совершенствование технологических процессов и оборудования для виброабразивной обработки деталей. Весник ВНУ им.В. Даля, №7(53) Луганск 2002, с.265-270.

4. Бабичев А. П. Вибрационная обработка деталей. – М.: Машиностроение, 1974. – 134 с.

5. Обработка деталей свободными абразивами в вибрирующих резервуарах / И. Н. Карташов, М. Е. Шаинский, В. А. Власов, Б. П. Румянцев, П. С. Банатов, Е. С. Кислица - К.: Высшая школа, 1975. – 188 с.

6. Мицык В.Я. Аппаратурное оформление для оценки динамических свойств рабочей среды в резервуаре вибростанка // Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні. Частина 1. - Луганськ: вид - во СНУ, 2004. - С. 105 - 110.

*Канд. техн. наук, доцент Пупков В.С.
(ДонДТУ, г. Алчевск, Украина)*

ГЕНЕРИРОВАНИЕ ИМПУЛЬСОВ ДАВЛЕНИЯ ОБЛАДАЮЩИХ КРУТЫМ ФРОНТОМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЯВЛЕНИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО УДАРА

Розроблено принципову конструкцію пристрою для створення імпульсів підвищеного тиску маючих крутий фронт с застосуванням явища гідравлічного удару.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Современные тенденции развития фильтров с фильтров с противоточной регенерацией (ФПР) заключаются в оснащении их конструкций устройствами, интенсифицирующими процесс регенерации сетки. При этом практически всегда возникает проблема использования дополнительного источника энергии, например сжатого воздуха или высоковольтного напряжения. Что далеко не всегда удобно и осуществимо.

Анализ исследований и публикаций. Анализ показывает, что можно выделить три основных способа интенсификации процесса противоточной регенерации [1, 2]:

1. повышением перепада давления при регенерации, за счет увеличения скорости промывной жидкости;
2. применением кавитации;
3. воздействием импульсов повышенного давления.

Первый способ неэкономичен из-за недопустимо больших затрат промывочной жидкости, однако в зарубежных фильтрах именно он нашел наибольшее распространение [3, 4]. Объяснением может служить тот факт, что эти фильтры рассчитаны на работу с суспензиями содержание твердых веществ, в которых не превышает 0,2 г/л. При использовании кавитации, возникают большие трудности, связанные с повышенным давлением внутри фильтра, что осложняет создание кавитации и разрушающем действии самой кавитации на элементы конструкции фильтра [5]. Поэтому, наиболее перспективным является применение ИПД. Поскольку только у этого способа эффективность не зависит от степени загрязнения регенерируемого участка сетки.

Существуют технические решения, в которых для создания импульсов повышенного давления используют либо энергию сжатого воздуха, либо электрогидравлический эффект [6]. Общий недостаток обоих

способов – необходимость использования дополнительных источников энергии. Поэтому для создания импульсов давления целесообразно применять явление гидравлического удара [7].

В работе [8] показано, что эффективность гидроимпульсной интенсификации в решающей степени определяется крутизной фронта импульса давления.

Постановка задачи. Целью настоящего исследования является обоснование конструкции гидроударного устройства, создающего импульсы давления с требуемой амплитудой P_a и крутизной фронта τ ($P_a \in (30\text{МПа} \text{--} 60\text{МПа})$; $\tau \leq 20\text{мкс}$).

Изложение материала и его результаты. Проектирование конструкции гидроударного устройства основывалось на прямой связи крутизны фронта импульса повышенного давления (ИПД) с быстротой торможения жидкости. Возможная конструкция ударного устройства представлена на рисунке 1.

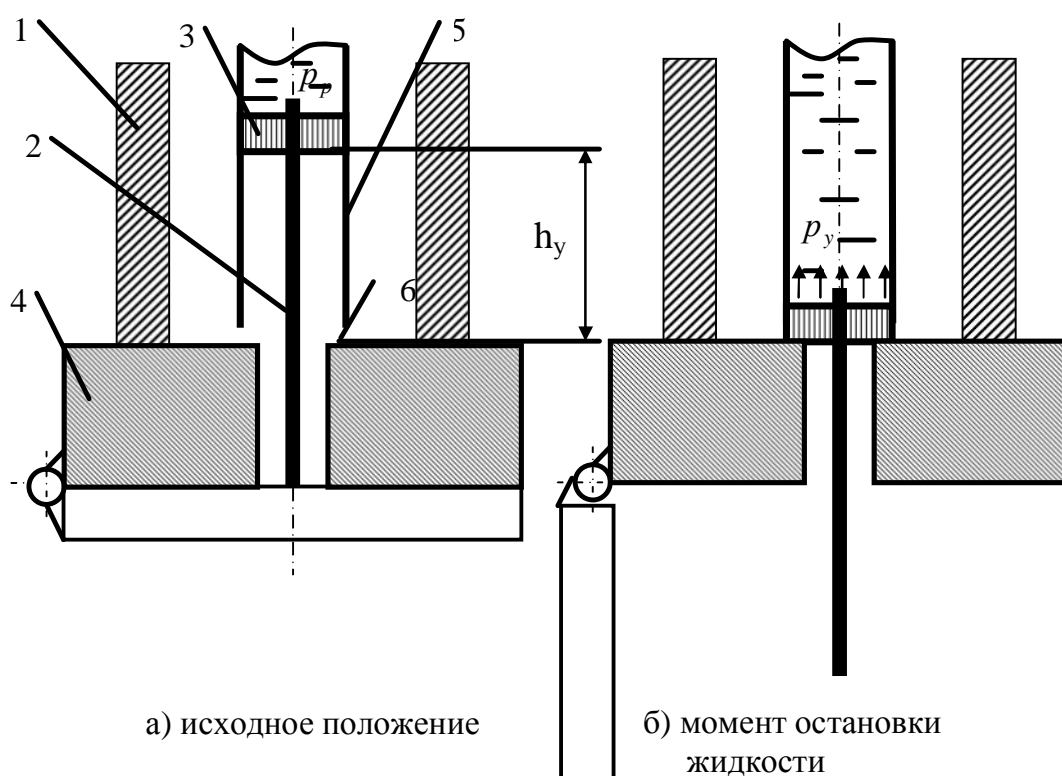


Рисунок 1 – Конструкция гидроударного устройства.

Его работа заключается в следующем: при освобождении штока 2 поршень 3 под действием рабочего давления жидкости начинает движение. Разгон продолжается до момента остановки поршня 3 ударной плитой 4. При этом возникает ИПД распространяющийся по волноводу 5 к

регенерируемому участку сетки. Для устранения влияния воздушной подушки, в подпоршневой полости выполнены отверстия для выхода воздуха б. Для обеспечения жесткости всей системы используется массивный каркас 1.

Регулирование амплитудного значения импульса давления можно осуществлять за счет изменения длины штока, так как это влечет за собой изменение финальной скорости жидкости. Динамику разгона жидкости совместно с поршнем описывается следующими зависимостями, которые можно получить путем решения уравнения неустановившегося движения несжимаемой жидкости:

$$V_n(t) = V_u \frac{e^{\frac{t}{\Omega}} - 1}{e^{\frac{t}{\Omega}} + 1}, \quad (1)$$

$$h_y(t) = \int_0^t V_n(\zeta) d\zeta \quad (2)$$

где V_u – скорость установившегося движения жидкости, Ω – константа времени разгона.

Определив из зависимостей (1) и (2) скорость жидкости, по формуле Жуковского можно получить величину максимального давления, создаваемого при гидроударе:

$$p_a = \rho \cdot c \cdot V_n(t), \quad (3)$$

где c – скорость звука в жидкости.

Так как в реальной конструкции нам необходимо знать какое давление P_a соответствует определенному значению h_y , использовать такую связь (1 – 3) на практике довольно неудобно, поэтому подберем аппроксимирующую зависимость, которая бы связывала значения $P_a = f(h_y)$ при использовании минимального числа коэффициентов. Зависимость

$$p_a = q_1 \cdot h_y^{q_2}, \quad (4)$$

хорошо подходит для наших целей. В частности зависимость (4) может достаточно аппроксимирует $P_a = f(h_y)$ при $q_1 = 18.239$ и $q_2 = 0.474$. Коэффициенты получены методом наименьших квадратов на основании

данных, рассчитанных по (1 – 3). Оправданность такого подхода проиллюстрирована на рис. 2.

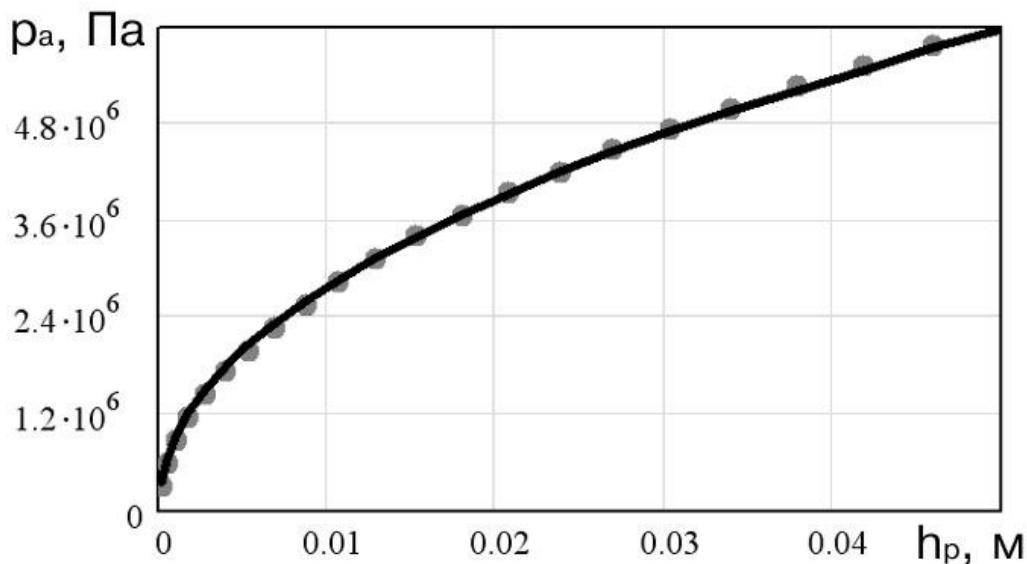


Рисунок 2 – Зависимость P_a от величины h_y (• • • по формулам (1 – 3), – по формуле (4)).

В реальной конструкции варьирование высотой подвеса h_y осуществляется за счет резьбового соединения поршня и штока.

Крутизна нарастания фронта ИПД для такой конструкции – величина постоянная, определяемая временем торможения поршня $\tau = t_{top}$. С учетом того, что ударная плита выполнена массивной $m_{pl} > 20m_n$, можно считать, что торможение поршня происходит о неограниченную плиту, испытывающую местные деформации. При этом t_{top} определяется только массой поршня m_n и приведенной жесткостью системы k_u

$$t_{top} = \frac{\pi}{2} \sqrt{\frac{m_n}{k_u}}. \quad (3)$$

В реальной конструкции (рис. 3) значение времени торможения t_{top} в 4.3 раза превышает расчетное, что можно объяснить наличием неровностей на контактируемых поверхностях. В результате получено значение времени нарастания ИПД $\tau_e = 18$ мкс. Для удержания штока использовался электромагнит.

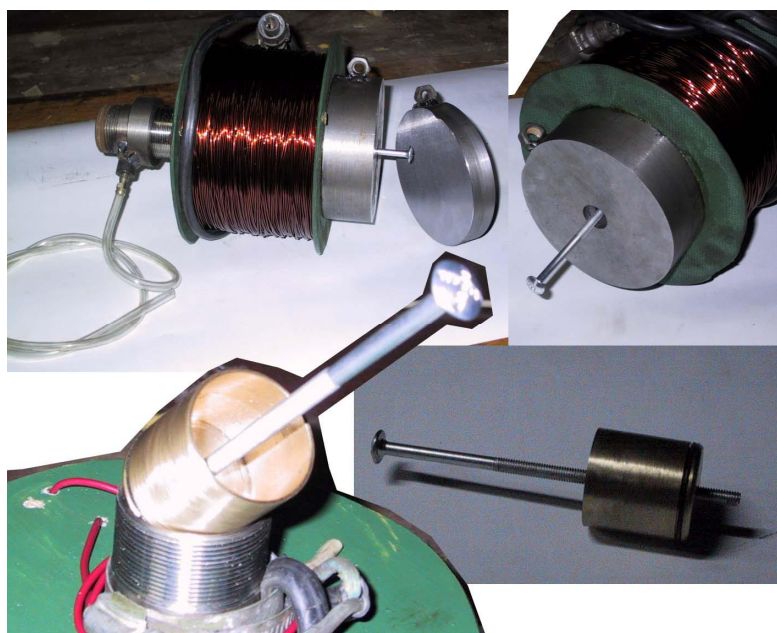


Рисунок 3 – Ударное устройство.

Сравнение амплитудных значений давления, полученных при тестировании ударного устройства, с расчетными значениями приведено на рис. 4.

Измерение ИПД осуществлялось датчиком давления, представляющим собой прямоугольную мембрану, имеющую начальную кривизну равную радиусу волновода. С обратной стороны мембраны крепился тензорезистор, усиленный сигнал которого через АЦП передавался на ПК для дальнейшей обработки. Тарировка датчика осуществлялась методом падающего груза.

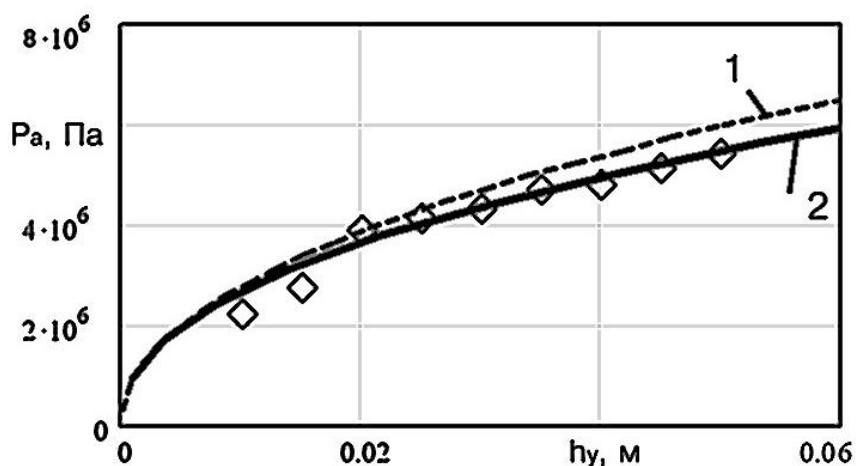


Рисунок 4 – Зависимость P_a от величины h_y (1 – теоретически рассчитанная, 2 – экспериментальная).

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, показано, что необходимые для интенсификации противоточной регенерации параметры импульсов повышенного давления можно обеспечить на основе использования гидравлического удара. Обоснована конструкция устройства создания гидроударных импульсов и приведена методика расчета такого устройства. В дальнейших исследованиях требуется существенно уточнить расчет времени торможения поршня.

Разработана принципиальная конструкция устройства для создания импульсов повышенного давления имеющих крутой фронт с применением явления гидравлического удара.

The of principle construction of device for creation of impulses of enhanceable pressure is developed having steep front with the use of the phenomenon of water-hammer.

Библиографический список.

1. Берестюк Г.И. Регенерация фильтров для разделения суспензий. – М.: Химия, 1978. – 96с.
2. Пупков В.С. Пути обеспечения интенсификации процесса самоочистки сетчатого фильтроэлемента // Сб. научн. тр. ДГМИ Вып. 15 – Алчевск: ДГМИ, 2002. – С. 123–130.
3. Сетчатые фильтры filtomat-M302L-316P
<http://www.filto.com.ua/pagesrus/filtomatM302L.htm>
4. Фильтры Amiad. <http://www.armatura.ru/catalog.php>
5. Кочетов А.Н., Аль-Тибби В.Х., Кочетов Г.Н Теоретические основы интенсификации процесса регенерации фильтроэлементов с использованием комплексного акустического поля // Вестник ДГТУ, 2001.– Т.1. №3(9) – С.140-146
6. Юткин Л.А. Электрогидравлический эффект. –Л.: Машиностроение, 1986. –253 с.
7. Павлихин Г.П., Рынсков Ю.О. Влияние гидравлического удара на расходные и фильтровальные характеристики фильтроэлемента //Известия высших учебных заведений МВ и ССО СССР Вып. № 11.: Машиностроение. – 1988. – С. 54 – 59
8. Пупков В.С. Влияние кинетической энергии частиц на процесс загрязнения сетчатого фильтроэлемента // Сборник ИГТМ НАН Украины Геотехническая механика, 2004. – Вып. № 50. – С. 212-218.

УДК 621.924.6.115; 621.833

*Канд. техн. наук, доцент Чекалов А.Н.
канд. техн. наук, доцент Мосягин Н.А.
ст. преп. Стародубов С.Ю.
студент Омельченко А.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РАСЧЕТ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МЕХАНИЗМОВ ОБКАТА ЗУБОШЛИФОВАЛЬНЫХ СТАНКОВ

Наведено результати теоретичних досліджень, складено математичні моделі, які описують поведінку коливальної системи механізмів обкату та дозволяють визначити динамічні характеристики та ступінь впливу окремих параметрів системи.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Зубошлифование на станках с эталонным барабанно-ленточным механизмом обката распространено в различных отраслях машиностроения при обработке широкой номенклатуры высокоточных зубчатых колес.

На точность и производительность зубошлифования существенное влияние оказывает процесс резания и податливость технологической системы, которые влияют на устойчивость при зубошлифовании. В связи с этим весьма важной является задача составления объективной расчетной схемы, позволяющей с достаточной точностью определить основные динамические характеристики механизма на стадии проектирования, оценить влияние конструктивных особенностей механизмов на поведение динамической системы и ее выходные характеристики - точность и производительность.

Анализ исследований и публикаций. Реальная конструкция зубошлифовального станка является весьма сложной системой, в которой неизбежно наличие зазоров, обуславливающих в определенные моменты разрывы кинематической цепи. В общем случае динамическая система станка является нелинейной, но при тщательной регулировке зазоров и отладке станка она с достаточной точностью может быть представлена в виде линейной системы [1].

Постановка задачи. Целью работы является создание расчетной схемы, удовлетворительно описывающей поведение применяемых зубошлифовальных станков с регулируемыми барабанно-ленточными ме-

ханизмами обката, а также определение степени влияния элементов конструкции на динамические характеристики станка.

Изложение материала и его результаты. Согласно данным исследований, изгибная и крутильная система зубшлифовального станка слабо связаны между собой, что позволяет представить динамическую систему станка состоящей из двух независимых контуров: изгибного и крутильного.

С учетом данных [2] поведение изгибного контура будет определяться в основном деформациями оправки с изделием, установленной в центрах станка и характеризуется, независимо от того, регулируемый механизм обката, или нет, уравнением их движения:

$$m_u \dot{x}_u + h_u \dot{x}_u + c_u x_u = P(\tau) + c_u x_u(\tau),$$

где $P(\tau) = k_p t_\phi(\tau)$ – усилие резания,

где $t_\phi(\tau) = \Delta bx - [r\varphi + x_u + x_{ш.к.}]$ – фактическая подача на глубину;

$x_{ш.к.} = P(\tau)/C_{ш.к.}$ – смещение шлифовального круга;

k_p – коэффициент жесткости резания;

Δbx – входное воздействие;

c_u – жесткость изгибной системы;

$x_u(\tau)$ – кинематическое возбуждение в изгибной системе.

Для составления математической модели, удовлетворительно описывающей поведение крутильной системы, необходимо иметь данные о инерционных, жесткостных и диссипативных характеристиках элементов системы и стыков, инерционные характеристики и парциальные частоты элементов модели могут быть определены по известным методикам [3, 4, 5]. При расчете демпфирование принимается вязким, поэтому в качестве диссипативных характеристик в уравнениях движения берутся коэффициенты перед первыми производными соответствующих смещений.

Расчетные схемы механизмов обката приведены на рисунке 1.

Динамическая система регулируемого механизма обката, позволяющего шлифовать как прямо-, так и косозубые колеса, включает в себя обкатный барабан, натяжные ролики и стальные ленты, связывающие дополнительную каретку с обкатным барабаном; регулирующее устройство (рычаг или кривошип), связывающее движение кареток обката и дополнительной, а также оправку с изделием в центрах.

Учитывая, что реальный диапазон частот сил возмущения невелик и обычно не превышает 100 Гц, то знание высших собственных частот системы и форм колебаний на этих частотах не представляет практического интереса. В связи с этим систему целесообразно упростить, т.е.

свести к системе с меньшим числом степеней свободы у которой собственные частоты и формы колебаний лежат в интересующем частотном диапазоне и с достаточной точностью совпадают с соответствующими характеристиками полной системы.

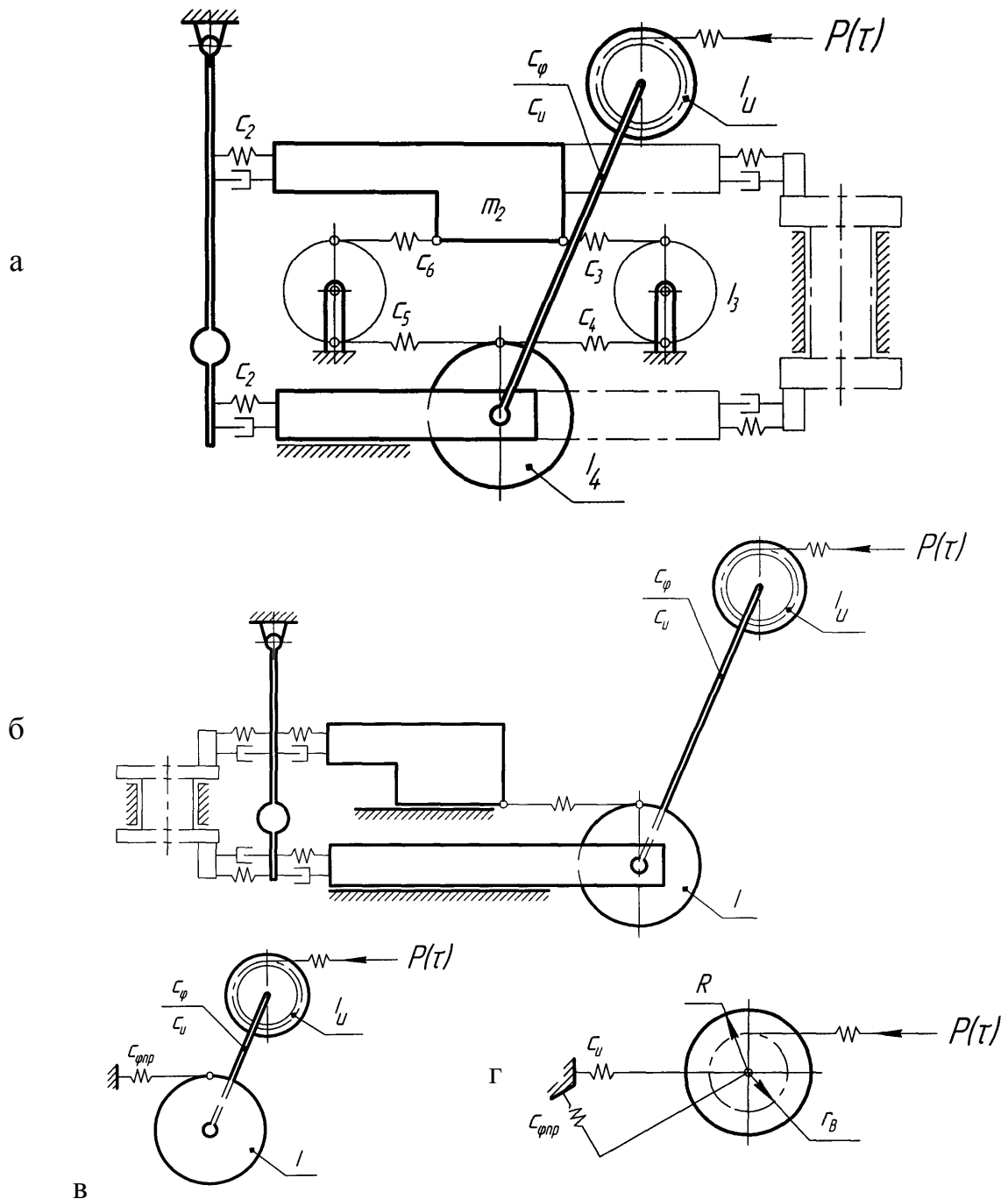


Рисунок 1 – Расчетные схемы

Для составления упрощенной расчетной схемы необходимо оценить взаимное влияние парциальных систем, входящих в динамическую систему механизма обката при помощи коэффициента связанности G

$$G = \frac{\gamma(n_1 n_2)}{(n_1^2 - n_2^2)} \leq 1. \quad [6]$$

Коэффициент G показывает, что характер взаимодействия двух подсистем определяется как величиной сил связи γ , так и близостью парциальных частот n_1, n_2 .

При составлении расчетной схемы необходимо оценить влияние натяжения роликов. Ролики поворачиваются за счет трения перемещающимися и деформирующимися при этом лентами. В то же время в зоне контакта лента-ролик могут существовать как зоны скольжения, так и зоны относительного покоя. Вследствие реверсивного движения и переменной силы натяжения лент величина и расположение этих зон меняется. Если повторно-циклическая нагрузка при обкате не вызывает полного проскальзывания лент относительно ролика, то ленты можно считать жестко закрепленными с роликами на границах зон относительного покоя, т.е. в верхней и нижней точках на роликах. Расчетная длина деформируемой ветви ленты должна быть увеличена на величину соответствующих зон скольжения. В результате фрикционного проскальзывания лент относительно натяжных роликов осуществляется дополнительное демпфирование колебаний.

При увеличении сил, вызывающих относительное проскальзывание системы лента-ролик может произойти общее относительное скольжение, т.е. пробуксовывание.

В связи с изложенным, возможно появление двух парциальных частот и форм колебаний обкатного барабана: с более высокой частотой – при работе коротких ветвей лент между обкатным барабаном и нижними точками натяжных роликов и с более низкой частотой, когда при пробуксовывании работает вся лента.

Предварительный расчет парциальных частот элементов динамической системы показывает их значительные различия. В зависимости от диаметра ролика появляются, соответственно, быстрозатухающие высокочастотные колебания ($f_c = 80 \dots 200$ Гц) и колебания с частотой $f_c = 30 \dots 80$ Гц. Поэтому можно предположить слабую связанность составляющих элементов и ограничиться рассмотрением системы лента-обкатной барабан с приведенными массами.

При описании поведения динамической системы привод движения обката и дополнительной каретки считается абсолютно жестким, влияние запаздывания не учитывается.

Расчетная модель крутильной системы, представленная на рисунке 1,а может быть описана системой из шести линейных дифференциальных уравнений, составленных на основе уравнения Лагранжа второго рода:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_i} \right) - \frac{\partial T}{\partial x_i} = Q_i - \frac{\partial \Pi}{\partial x_i}, \quad (1)$$

где T, Π – кинетическая и потенциальная энергия;
 x_i, \dot{x}_i – соответственно обобщенные координаты и скорости;
 $Q_i = -\frac{\partial \Phi}{\partial \dot{x}_i} = h\dot{x}_i^2$ – обобщенная диссипативная сила;
 Φ, h – соответственно диссипативная функция и коэффициент демпфирования.

Для поступательных перемещений:

$$h_{ii} = \frac{\Psi}{2\pi} \sqrt{m_i c_{ii}}.$$

При угловых деформациях:

$$h_{ii} = \frac{\Psi}{2\pi} \sqrt{I_i c_{\phi ii}}.$$

где m_i, I_i – соответственно приведенные массы и моменты инерции масс;

$c_{ii}, c_{\phi ii}$ – соответственно приведенные линейные и угловые жесткости;
 Ψ – коэффициент рассеяния энергии.

Для динамической модели механизма обката с рычагом (рисунок 1,а) кинетическая энергия находится из выражения:

$$T = \frac{1}{2} \left[I_1 \dot{\phi}_1^2 + m_2 x_2^2 + I_3 \dot{\phi}_2^2 + I_4 \dot{\phi}_4^2 + I_5 \dot{\phi}_5^2 + I_6 \dot{\phi}_6^2 \right] \quad (2)$$

Потенциальная энергия системы:

$$\Pi = \frac{1}{2} \left[m_g l_0 \phi_1^2 + c_1 (L_1 \phi_1)^2 + c_2 (l_x \phi_1 - x_2)^2 + c_3 (x_2 - r_3 \phi_3)^2 + c_4 (\phi_3 r_3 - \phi_4 R_4)^2 + \right. \\ \left. + c_5 (\phi_4 R_4 - \phi_5 r_5)^2 + c_6 (\phi_5 r_5 - x_2) + c_{\phi 7} (\phi_5 - \phi_6) \right]. \quad (3)$$

Диссипативная функция:

$$\Phi = \frac{1}{2} \left[h_1^2 (L \dot{\phi}_1)^2 + h_2 (l_x \dot{\phi}_1 - \dot{x}_2)^2 + h_3 (\dot{x}_2 - r_3 \dot{\phi}_3)^2 + h_4 (r_3 \dot{\phi}_3 - R_4 \dot{\phi}_4)^2 + \right. \\ \left. + h_5 (R_4 \dot{\phi}_4 - r_5 \dot{\phi}_5)^2 + h_6 (r_5 \dot{\phi}_5 - \dot{x}_2)^2 + h_{\phi 7} (\dot{\phi}_5 - \dot{\phi}_6) \right]. \quad (4)$$

После дифференцирования выражений (2, 3, 4) и подстановки результатов в уравнение Лагранжа, получаем уравнения движения системы:

$$\begin{aligned}
I_1\ddot{\phi}_1 + (m_1gl_0 + c_1L^2 + c_2l_x^2)\phi - c_2x_2 + (h_1L^2 + h_2l_x^2)\dot{\phi}_1 &= 0; \\
m_2\ddot{x}_2 - c_2x_1 + (c_2 + c_3 + c_6)x_2 - c_3r_3\phi_3 - c_6r_5\phi_5 + (h_2 + h_3 + h_6)\dot{x}_2 &= 0; \\
I_3\ddot{\phi}_3 - c_3r_3x_2 + (c_3 + c_4)r_3^2\phi_3 - c_4r_3R_4\phi_4 + (h_3 + h_4)r_3^2\dot{\phi}_3 &= 0; \\
I_4\ddot{\phi}_4 - c_4R_4r_3\phi_3 + (c_4R_4^2 + c_3R_4^2 + c_{\phi 7})\phi_4 - c_5R_4r_5\phi_5 - c_{\phi 7}\phi_6 + & \\
+ (h_4R_4^2 + h_5R_4^2 + h_{\phi 7})\dot{\phi}_4 &= 0; \\
I_5\ddot{\phi}_5 - c_6r_5x_2 - c_5r_5R_4\phi_4 + (c_5 + c_6)r_5^2\phi_5 + (h_5 + h_6)r_5^2\dot{\phi}_5 &= 0; \\
I_6\ddot{\phi}_6 - c_{\phi 7}\phi_4 + c_{\phi 7}\phi_6 + h_{\phi 7}\dot{\phi}_6 &= P(\tau)
\end{aligned} \tag{5}$$

Полученная система линейных дифференциальных уравнений представляет собой математическую модель колебательной системы механизма обката, которая описывает ее поведение и позволяет рассчитать динамические характеристики при соответствующих исходных параметрах, а также выявить степень влияния отдельных параметров системы.

После замены в выражении (5) значений коэффициентов при соответствующих перемещениях (и их производных):

$$\begin{aligned}
a_{11} = I_1; \quad a_{22} = m_2; \quad a_{33} = I_3; \quad a_{44} = I_4; \quad a_{55} = I_5; \quad a_{66} = I_6; \\
c_{11} = m_1gl_0 + c_1R_4^2 + c_{\phi 7}; \quad c_{22} = c_2 + c_3 + c_6; \quad c_{33} = c_3 + c_4; \\
c_{44} = c_4R_4^2 + c_5R_4^2 + c_{\phi 7}; \quad c_{55} = c_5 + c_6; \quad c_{66} = c_6; \\
h_{11} = \frac{\Psi_1}{2\pi} \sqrt{a_{11}c_{11}}; \quad h_{22} = \frac{\Psi_2}{2\pi} \sqrt{a_{22}c_{22}}; \quad h_{33} = \frac{\Psi_3}{2\pi} \sqrt{a_{33}c_{33}}; \\
h_{44} = \frac{\Psi_4}{2\pi} \sqrt{a_{44}c_{44}}; \quad h_{55} = \frac{\Psi_5}{2\pi} \sqrt{a_{55}c_{55}}; \quad h_{66} = \frac{\Psi_6}{2\pi} \sqrt{a_{66}c_{66}};
\end{aligned}$$

Можно записать матрицу инерционных характеристик M , демпфирования H , жесткости C и сил X :

$$M = \begin{vmatrix} a_{11} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & a_{22} & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & a_{33} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & a_{44} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & a_{55} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & a_{66} \end{vmatrix}; \quad H = \begin{vmatrix} b_{11} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & b_{22} & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & b_{33} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & b_{44} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & b_{55} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & b_{66} \end{vmatrix}$$

$$C = \begin{pmatrix} c_{11} & c_{12} & 0 & 0 & 0 & 0 \\ c_{21} & c_{22} & c_{23} & 0 & c_{25} & 0 \\ 0 & c_{32} & c_{33} & c_{34} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & c_{43} & c_{44} & c_{45} & c_{46} \\ 0 & c_{52} & 0 & c_{54} & c_{55} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & c_{64} & 0 & c_{66} \end{pmatrix}; \quad X = \begin{pmatrix} 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ P(\tau) \end{pmatrix}.$$

В общем виде система дифференциальных уравнений, описывающая расчетную модель станка с кривошипным регулирующим устройством, (см. рис. 1,а), будет отличаться от (5) только первым уравнением движения кривошипа:

$$I\ddot{\varphi}_1 + (c_1 R_H^2 + c_2 r_x^2)\dot{\varphi}_1 - c_2 x_2 + (h_1 R_H^2 + h_2 r_x^2)\dot{\varphi}_1 = 0. \quad (6)$$

Дифференциальные уравнения движения, описывающие поведение колебательной системы механизма обката в соответствии с расчетной схемой, показанной на рис. 1,б (в случае проскальзывания лент относительно ролика), по аналогии с предыдущим, запишутся:

$$\begin{aligned} I_1\ddot{\varphi}_1 + (mgl_0 + c_1 L^2 + c_2 l_x^2)\dot{\varphi}_1 - c_2 x_2 + (h_1 L_1^2 + h_2 l_x^2)\dot{\varphi}_1 &= 0; \\ m_2\ddot{x}_2 + c_2 x_1 + (c_2 + c_3)x_2 - c_3 R_3 \varphi_3 + (h_2 + h_3)\dot{x}_2 &= 0; \\ I_3\ddot{\varphi}_3 + (c_3 R_3 + c_{\varphi 4})\dot{\varphi}_3 - c_3 R_3 x_2 - c_4 \varphi_4 + (h_3 R_3 + h_{\varphi 4})\dot{\varphi}_3 &= 0; \\ I_4\ddot{\varphi}_4 - c_4 \varphi_3 + c_4 \varphi_4 &= P(\tau). \end{aligned} \quad (7)$$

Для станка с подвижной стойкой и горизонтально расположенным рычагом система дифференциальных уравнений, записанная в общем виде, будет отличаться от (7) только первым уравнением:

$$I\ddot{\varphi}_1 + (c_1 l_x^2 + c_2 l_1^2)\dot{\varphi}_1 - c_2 x_2 + (h_1 l_x^2 + h_2 l_1)\dot{\varphi}_1 = 0. \quad (8)$$

Приведение масс и жесткостей системы осуществлялось в соответствии с рекомендациями [4].

Для схемы по рис. 1,в дифференциальные уравнения системы запишутся:

$$\begin{aligned} m\ddot{x}_1 + (c_1 + c_2)x_1 - c_2 R \varphi_2 + (h_1 + h_2)\dot{x}_1 - h_2 R \dot{\varphi}_2 &= 0; \\ I_2\ddot{\varphi}_2 - c_2 R x_1 + c_2 R^2 \varphi_2 - h_2 R \dot{x}_1 + h_2 R^2 \dot{\varphi}_2 &= P(\tau). \end{aligned} \quad (9)$$

Движение системы в соответствии со схемой по рис. 1,г может быть описано уравнением:

$$m\ddot{x} + cx + h\dot{x} = P(\tau).$$

Выводы и направления дальнейших исследований. Анализ результатов вычислений показал, что наиболее существенное влияние оказывает изменение диаметра D обкатного барабана и соотношение диаметров обката d_g и ролика D (d_g/D). Уменьшение диаметра D ведет к пропорциональному уменьшению собственной частоты системы лентаролик и увеличению динамической податливости в зоне обработки. Увеличение жесткости лент ведет к снижению приведенной динамической чувствительности и росту собственных частот элементов системы. Практический интерес представляют расчеты по схеме 1,б. Здесь наблюдается наиболее точное совпадение собственных расчетных парциальных частот и динамической податливости. Анализ результатов расчетов показывает, что в случае настройки $d_g < D$ система остается устойчивой, а для роликов малых размеров при $d_g > D$ может иметь место потеря устойчивости. В дальнейшем необходимо более полное практическое исследование и разработка конкретных рекомендаций по проектированию и эксплуатации механизмов обката.

Приведены результаты теоретических исследований, составлены математические модели, описывающие поведение колебательной системы механизмов обката, позволяющие определить динамические характеристики и степень влияния отдельных параметров системы.

The results of theoretical researches are resulted, mathematical models describing the conduct of the oscillating system of mechanisms of rolling are made, allowing to define dynamic descriptions and degree of influencing of separate parameters of the system.

Библиографический список

1. Кудинов В.А. Динамика станков / В.А. Кудинов. – М.: Машиностроение, 1967. – 360 с.
2. Карабчиевский Л.П. Исследование вибраций в зубошлифовальных станках /Л.П. Карабчиевский, А.А. Аврамов, Г.М. Фатеев // Повышение качества, надежности и долговечности деталей машин технологическими методами: Тез. докл. канф., Пермь, 1971. – С. 114-116.
3. Никитин Б.В. Расчет динамических характеристик металло-режущих станков /Б.В. Никитин. – М.: Машигиз, 1962. – 112 с.
4. Расчет динамических характеристик упругих систем станков с ЧПУ: Методические рекомендации. М.: ЭНИМС, 1976. – 98 с.

5. Бидерман В.Л. Прикладная теория механических колебаний / В.Л. Бидерман. – М.: Высшая школа, 1972. – 416 с.

6. Мандельштам Л.И. Лекции по теории колебаний / Л.И. Мандельштам. – М.: Наука, 1972. – 470 с.

7. А.с. 921724 СССР, МКИ В23F5/02 Механизм обката зубошлифовального станка /Л.П. Карбчиевский, А.Н. Чекалов (СССР). – №2861770/25-08; заявл. 02.01.80; опубл. 25.04.82, Бюл. №15. – 4с.; ил.

*Канд. техн. наук, доцент Гонтовой С.В.
магистр Харин А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ОЦЕНКИ МАКРОСТРУКТУРЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ ПО СЕРНЫМ ОТПЕЧАТКАМ

Наведені результати цифрової обробки зображень сірчаних відбитків рейтинг-таблиці Mannestann, отримані залежності балу дефекту внутрішньої якості безперервнолитої заготовки від відносної яскравості фрагмента сірчаного відбитку.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Около 80 % всей выплавляемой в настоящее время во всем мире стали разливается непрерывным методом. Макроструктура литой заготовки (слитка), полученной методом непрерывной разливки характеризуется меньшим количеством дефектов по сравнению с заготовками, отлитыми в изложницах. Однако практически невозможно избежать отклонений от технологии производства и, как следствие этого, полностью устранить образование дефектов в заготовках.

В настоящее время оценка макроструктуры непрерывнолитой заготовки производится визуальным методом путем сравнения темплета после глубокого травления или серных отпечатков со схематическими эталонами, приведенными в различных стандартах (ОСТ 14-04-72, ГОСТ 10243-75, ДСТУ 4061-2001). Метод оценки распределения сульфидных включений по сечению сляба по серным отпечаткам заключается в размещении фотобумаги, пропитанной раствором серной кислоты (H_2SO_4) (или раствором [1]), на отшлифованный образец металла. Каждое сульфидное включение реагирует с кислотой и образует сульфид водорода (H_2S), который в свою очередь, вступает в реакцию с хлоридом серебра (или бромидом) на эмульсии, нанесенной на бумагу, оставляя темно-коричневое пятно сульфида серебра на контактной поверхности бумаги. Качество серного отпечатка и детали которые он раскрывает зависит от чистоты поверхности исследуемого металла. Для тугоплавких металлов и их сплавов возможно применение способа [2]. Ме-

тоды визуального сравнения серных отпечатков со схематическими эталонами характеризуется существенными недостатками:

- субъективностью оценки лаборанта, металловеда или технолога;
- шаг оценивания, как правило, не меньше 0,5 балл

Анализ исследований и публикаций. Благодаря техническим достижениям последнего десятилетия, стало возможным применять цифровую обработку изображений в металлографии. В работах [3] и [4] изложена общая теория цифровой обработки изображений. В 2005 году российские авторы попытались обобщить информацию об анализаторах изображений [5], но обобщенный материал касается микроструктуры металла. Об автоматизированных системах определения качества непрерывнолитой заготовки по серным отпечаткам упоминается в работах [6] и [7], в качестве системы оценки были использован отечественный стандарт ОСТ 14-04-73, но в указанных работах не была раскрыта в полной мере методика цифровой обработки изображения серного отпечатка с целью построения автоматизированной системы оценки макроструктуры непрерывнолитой заготовки.

Для оценки макроструктуры непрерывнолитой заготовки (сляба) на Алчевском металлургическом комбинате используют рейтинговые таблицы Mannesmann. Сложность проведения таких оценок обусловлена тем, что в настоящее время не существует автоматизированных систем оценки качества непрерывнолитой заготовки по рейтинговым таблицам Mannesmann.

Постановка задачи. Разработать автоматизированную систему оценки внутреннего качества непрерывнолитой заготовки по серным отпечаткам.

Изложение материала и его результаты. В работе [6] для описания изображения серного отпечатка была предложена дискретная функция $F(x, y)$, определенная в прямоугольной области, для которой $-L_x \leq x \leq L_x$ и $-L_y \leq y \leq L_y$, где L_x и L_y - половина ширины и высоты фрагмента изображения серного отпечатка. В качестве значений функции $F(x, y)$ рассматривалась относительная величина c_{ij} / c_{\max} , где c_{ij} - цвет точки; c_{\max} - максимальное значение яркости. Для построения функции $F(x, y)$ была рассмотрена математическая одиночная оценка - общая яркость всех точек серного отпечатка находится по формуле (1).

$$Q = \sum_{i=-L_x}^{L_x} \sum_{j=-L_y}^{L_y} F(x_i, y_j) \quad (1)$$

Схема наиболее вероятного расположения областей дефектов в непрерывнолитой слябе по рейтинг-таблицы Mannesmann показана на рисунке 1.

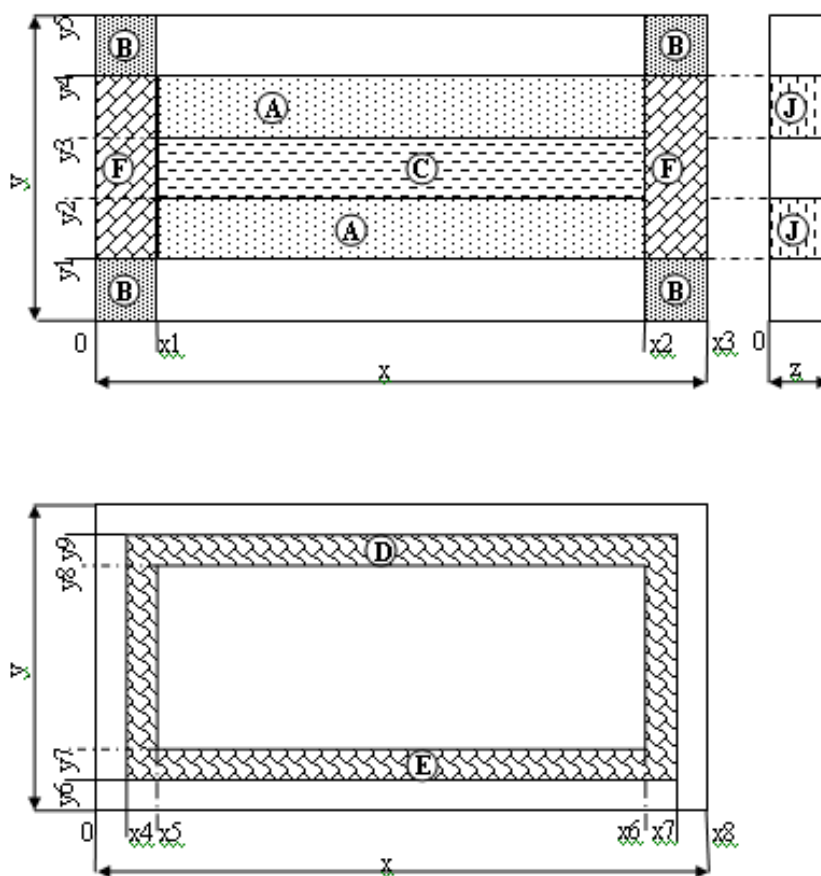


Рисунок 1 - Схема наиболее вероятного расположения областей дефектов в непрерывнолитой слябе по рейтинг-таблицы Mannesmann показана

Зоны дефектов:

A - Внутренние трещины на поперечных образцах

B - Угловые трещины

C - Осевая сегрегация и несплошность центра

D - Точечные включения

E - Включения в виде пятен

F - Трещины узкой стороны

J - Внутренние трещины на продольных образцах

x – ширина сляба (a)

y – толщина сляба (b)

z – глубина продольного образца сляба (c)

По результатам анализа базы серных отпечатков Алчевского металлургического комбината были определены координаты наиболее вероятного расположения зон дефектов.

$$A(x, y) = x \in [x1; x2]; y \in [y1; y2] \cup [y3; y4];$$

$$B(x, y) = x \in [0; x1) \cup (x2; x3]; y \in [0; y1) \cup (y4; y5];$$

$$C(x, y) = x \in (x1; x2); y \in (y2; y3);$$

$$D(x, y) = E(x, y) = \begin{cases} x \in [x4; x5] \cup [x6; x7]; y \in [y6; y9]; \\ x \in (x5; x6); y \in [y6; y7) \cup [y8; y9); \end{cases}$$

$$F(x, y) = x \in (0; x1) \cup (x2; x3); y \in (y1; y4);$$

$$J(x, y) = x \in (0; z]; y \in (y1; y2) \cup (y3; y4);$$

$$A(x, y) = x \in [0,085 \cdot a; 0,9153 \cdot a]; y \in [0,1 \cdot b; 0,42 \cdot b] \cup [0,58 \cdot b; 0,9 \cdot b];$$

$$B(x, y) = x \in [0; 0,085 \cdot a) \cup (0,9153 \cdot a; a]; y \in [0; 0,1 \cdot b) \cup (0,9 \cdot b; b];$$

$$C(x, y) = x \in (0,085 \cdot a; 0,9153 \cdot a); y \in (0,42 \cdot b; 0,58 \cdot b);$$



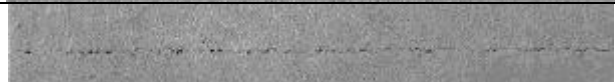

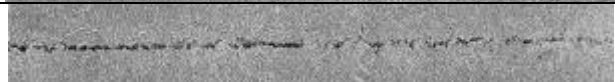
$$D(x, y) = E(x, y) = \begin{cases} x \in [0,013 \cdot a; 0,0466 \cdot a] \cup [0,9533 \cdot a; 0,9873 \cdot a]; y \in [0,08 \cdot b; 0,92 \cdot b]; \\ x \in (0,0466 \cdot a; 0,9533 \cdot a); y \in [0,08 \cdot b; 0,24 \cdot b) \cup [0,76 \cdot b; 0,92 \cdot b); \end{cases}$$

$$F(x, y) = x \in (0; 0,085 \cdot a) \cup (0,9153 \cdot a; a); y \in (0,1 \cdot b; 0,9 \cdot b);$$

$$J(x, y) = x \in (0; c]; y \in (0,1 \cdot b; 0,42 \cdot b) \cup (0,58 \cdot b; 0,9 \cdot b);$$

Используя величину относительной яркости (1) были проанализированы области серного отпечатка. В таблице 1 показаны результаты анализа изображений осевой сегрегация и несплошности центра с 1 по 5 балл.

Таблица 1 – Табличная зависимость балла осевой сегрегации и несплошности центра по рейтинг-таблице Mannesmann от относительной яркости серного отпечатка

Балл	Изображение	Общая яркость всех точек серного отпечатка, Q
1		1.8154e+004
2		1.7943e+004
3		1.7523e+004
4		1.6856e+004
5		1.6356e+004

В качестве c_{\max} было использовано эмпирически выведенное значение яркости серного отпечатка, зависящее от процентного содержания углерода в конкретной марке стали.

Анализ изображений серных отпечатков проводился с помощью пакета MatLab 7.0.1 ToolBox Image Processing.

Полученная функциональная зависимость балла дефекта по рейтинг-таблице Mannesmann от относительной яркости фрагмента серного отпечатка задана табличным способом (таблица 1). Недостаток табличного задания функции заключается в том, что существия переменных (величина относительной яркости фрагмента серного отпечатка) которые не могут быть определены с использованием табличного метода. Для отыскания таких значений определим аппроксимирующую функцию.

Для аппроксимации выведенных зависимостей балла дефекта по рейтинг-таблице Mannesmann от относительной яркости фрагмента серного отпечатка был использован интерполяционный полином в форме Лагранжа (2):

$$L_n(x) = \sum_{k=1}^{n+1} y_k \prod_{\substack{j=1,2,\dots,n+1 \\ j \neq k}} \frac{x - x_j}{x_k - x_j} \quad (2)$$

или в развернутой форме

$$L_n(x) = \sum_{k=1}^{n+1} y_k \frac{(x - x_1) \cdot (x - x_2) \cdot \dots \cdot (x - x_{k-1}) \cdot (x - x_{k+1}) \cdot \dots \cdot (x - x_n) \cdot (x - x_{n+1})}{(x_k - x_1) \cdot (x_k - x_2) \cdot \dots \cdot (x_k - x_{k-1}) \cdot (x_k - x_{k+1}) \cdot \dots \cdot (x_k - x_n) \cdot (x_k - x_{n+1})}$$

Для расчетов был взят полином третьего порядка:

$$f(Q) = a1 \cdot Q^3 + a2 \cdot Q^2 + a3 \cdot Q + a4 \quad (3)$$

С помощью пакета MatLab 7.0.1 были рассчитаны коэффициенты

$$a1 = -1.0914 \cdot 10^{-9}$$

$$a2 = 5.5939 \cdot 10^{-5}$$

$$a3 = 6.4551 \cdot 10^{-20}$$

$$a4 = 5467.7$$

Найденная аппроксимирующая функция (4)

$$f(Q) = -1.0914 \cdot 10^{-9} \cdot Q^3 + 5.5939 \cdot 10^{-5} \cdot Q^2 + 6.4551 \cdot 10^{-20} \cdot Q + 5467.7 \quad (4)$$

На рисунке 2 Аппроксимированная функциональной зависимости балла дефекта по рейтинг-таблице Mannesmann (внутренняя сегрегация и несплошность центра) от относительной яркости фрагмента серного отпечатка

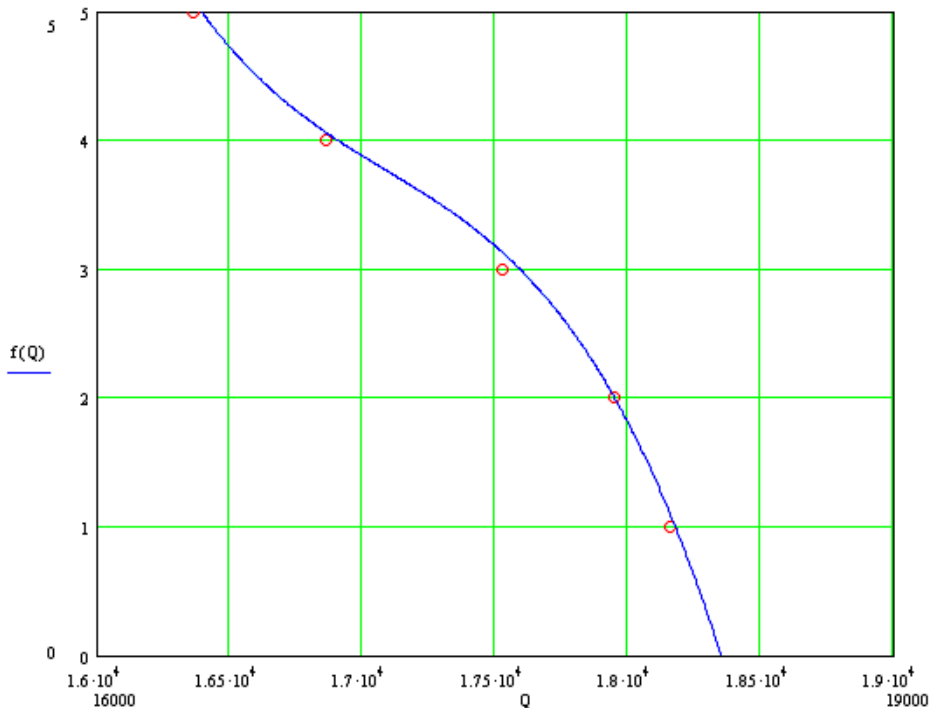


Рисунок 2 – Аппроксимированная функциональной зависимости балла дефекта по рейтинг-таблице Mannesmann (внутренняя сегрегация и несплошность центра) от относительной яркости фрагмента серного отпечатка

Формула (4) не учитывает изменение сечения сляба. В условиях Алчевского металлургического комбината сечение может изменяться по толщине от 200 до 300 мм и по ширине от 1000 до 1800 мм. Для учета изменения сечения сляба (размеров изображения серного отпечатка) необходимо ввести поправочный коэффициент s .

$$s = \frac{S_1}{S_2}; \quad (5)$$

где S_1 - площадь фрагмента серного отпечатка для выведенной аппроксимированной функциональной зависимости.

S_2 - площадь оцениваемого фрагмента серного отпечатка.

Площадь фрагмента серного отпечатка находится по формуле

$$S = a \cdot b(m) \quad (6)$$

где a - ширина сляба;

b – толщина сляба.

Формула (7) учитывает изменение сечения сляба.

$$f(Q) = -1.0914 \cdot 10^{-9} \cdot (Q \cdot s)^3 + 5.5939 \cdot 10^{-5} \cdot (Q \cdot s)^2 + 6.4551 \cdot 10^{-20} \cdot (Q \cdot s) + 5467.7 \quad (7)$$

Полученные зависимости относительной яркости в зонах вероятностных дефектов серного отпечатка от внутреннего дефекта в баллах по рейтинг-таблице Mannesmann были интегрированы в систему автоматической оценки непрерывнолитой заготовки. На рисунке 4 показана функциональная схема системы.

Sulfur print – серный отпечаток непрерывнолитой заготовки (сляба);
 Scanning – сканирование серного отпечатка на барабанном сканере;
 Segmentation – выделение областей характеризующихся определенным дефектом макроструктуры непрерывнолитой заготовки;

TIC - Внутренние трещины на поперечных образцах;

CC - Угловые трещины;

CSACU - Осевая сегрегация и несплошность центра;

SSI - Точечные включения;

CSI - Включения в виде пятен;

NSC - Трещины узкой стороны;

LIC - Внутренние трещины на продольных образцах;

F1...7 – представление изображения в виде матрицы, элементы которой определяют цвет пикселя изображения (изображение полутоновое).

Q1...7 – относительная яркость изображения, рассчитывается по формуле (1).

Q1(B)...Q7(B) – зависимости относительной яркости изображения от конкретного дефекта (TIC, CC, CSACU, SSI, CSI, NSC, LIC);

Analysis – определение балла макроструктуры непрерывнолитой заготовки по конкретным видам дефектов;

Quality – баллы макроструктуры непрерывнолитой заготовки по конкретным видам дефектов.

На вход компьютеризированной системы автоматической оценки качества непрерывнолитой заготовки подается оцифрованное барабанным сканером изображение серного отпечатка. Далее система разбивает оцифрованное изображение на отдельные фрагменты, которые характеризуются конкретными дефектами, для каждого цифрового сегмента создается матрица, элементы которой определяют цвет пикселя изображения. С помощью созданных матриц система определяет величину относительной яркости. В архиве системы находятся выведенные зависимости относительной яркости серного отпечатка от балла определенного дефекта, записанные в аналитическом виде. Рассчитанные величины относительной яркости подставляются в архивные зависимости относительной яркости серного отпечатка от балла определенного дефекта,

записанные в аналитическом виде, таким образом находится балл конкретного дефекта. Итогом является оценка макроструктуры непрерывнолитой заготовки (сляба) по рейтинг-таблице Mannesmann.

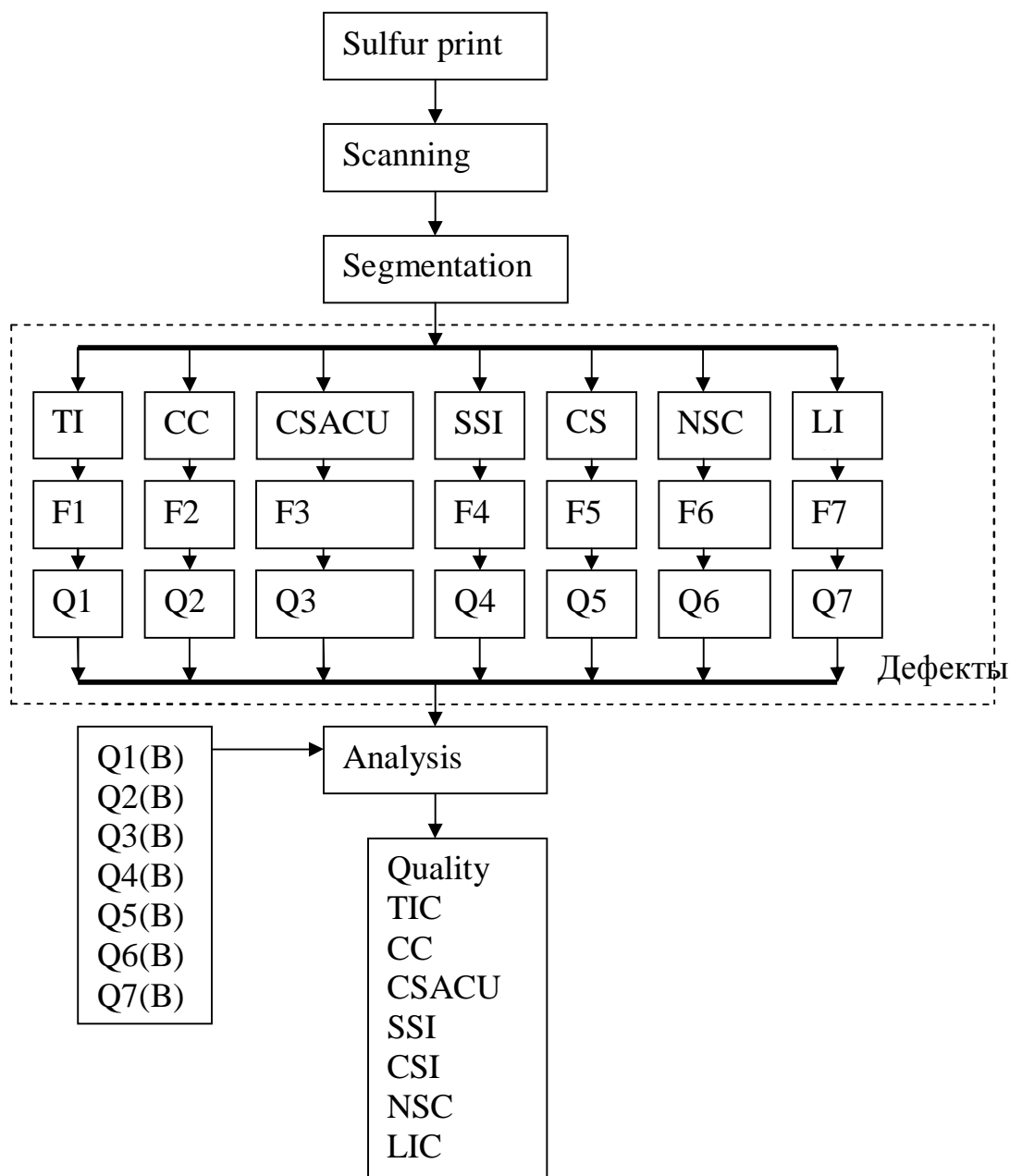


Рисунок 4 – Функциональная схема автоматической системы определения качества непрерывнолитой заготовки

Выводы и направление дальнейших исследований.

Предложенная система автоматической оценки качества позволяет повысить точность и объективность оценки качества непрерывнолитой заготовки за счет исключения влияния человеческого фактора.

Алгоритм работы автоматизированной системы может быть интегрирован в систему управления барабанного сканера для создания устройства автоматизированной оценки качества.

Результаты работы системы могут быть использованы в программах управления качеством (на Алчевском металлургическом комбинате это VAI-Q) непрерывнолитой заготовки как интеллектуальная обратная связь внутреннего качества сляба.

Дальнейшим развитием данной работы может являться разработка систем прогнозирования внутреннего качества сляба.

Приведены результаты цифровой обработки изображений серных отпечатков рейтинг-таблицы Mannesmann, получены зависимости балла дефекта внутреннего качества непрерывнолитой заготовки от относительной яркости фрагмента серного отпечатка.

The results of digital image processing sulfur print Mannesmann are presented, the dependencies defect class interior quality cast slab on relative glow fragment sulfur print are obtained.

Библиографический список

1. Авторское свидетельство СССР № 441471, кл. G 01 N 1/32, 1974.
2. Авторское свидетельство СССР № 765692, кл. G 01 N 1/32, 1980.
3. Прэтт У. Цифровая обработка изображений. Кн.1: Пер. с англ. М.: Мир, 1982. – 312с.
4. Введение в контурный анализ; приложения к обработке изображений и сигналов. Под ред. Фурман Я.А. 2-е издание. М.: ФИЗМАТЛИТ, 2003 – 592с.
5. Пантелеев В.Г. Компьютерная микроскопия. М.: Техносфера, 2005 – 304с.
6. Логунова О.С., Парсункин Б.Н., Суспицын В.Г. Автоматизированная оценка качества непрерывнолитой заготовки // Сталь. 2004. №12. С. 101-104.
7. Логунова О.С. Стохастическая модель качества непрерывнолитой заготовки // Сталь. 2005. №12. С. 23-25.

*Ст.преп. Горецкий Ю.В.
канд. техн. наук, профессор Луценко В.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)
канд. техн. наук, доцент Луцкий М.Б.
(ОАО «АМК», г. Алчевск, Украина)*

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ИЗНОСА ЯЩИЧНЫХ КАЛИБРОВ

Приведені результати теоретичних і експериментальних досліджень зносу ящиків калібрів, підтверджена адекватність показників інтенсивності зносу, одержаних теоретичним розрахунком, реальним параметрам зносу і можливість прогнозування характеру зносу в ящиків калібрах.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Эксплуатационные характеристики прокатных валков оказывают значительное влияние на производительность прокатных станов, качество и себестоимость продукции. Затраты на приобретение и обработку прокатных валков могут составлять до 20 % от общей стоимости передела. Значительный расход валков сортовых станов из-за их преждевременного износа и частых переточек снижает производительность процесса, а неравномерный износ отдельных участков ручьев калибров ухудшает качество поверхности проката, что влечет за собой необходимость его зачистки и снижает выход годного металла. Неравномерность износа вызывается формой калибров, неодинаковой работой трения и среднего удельного давления в разных частях калибра, различием температуры на поверхности прокатываемого металла, неравномерной твердостью поверхности калибра, поперечным течением металла, вызываемым неодинаковыми частными коэффициентами вытяжки в отдельных частях калибра, а также скольжением прокатываемого металла в калибре [1, 2].

Таким образом, актуальным является вопрос исследования износа, выявление влияния основных технологических параметров процесса на его величину и характер распределения по периметру калибра, определение возможности снижения или перераспределения износа с целью увеличения срока службы валков, а, следовательно, снижения себестоимости продукции.

Решить проблему снижения износа прокатных валков и увеличения продолжительности их эксплуатации можно путем поиска рационального соотношения геометрических параметров калибров применительно к конкретным условиям прокатки.

Анализ исследований и публикаций. На величину и характер распределения износа калиброванных валков влияние оказывает большое число факторов. В значительной мере стойкость валков определяется калибровкой (формой и размерами калибров) [3, 4]. При прочих равных условиях стойкость валков будет тем выше, чем лучше схема калибровки отвечает одному из основных условий – равномерной высотной и поперечной деформации металла в калибрах.

В связи со сложностью проведения экспериментальных исследований в промышленных условиях актуальным становится применение математических моделей.

Постановка задачи. Исследовать характер износа ящичных калибров при прокатке квадратной заготовки в промышленных условиях и проверить адекватность результатов, полученных аналитическим расчетом с экспериментальными данными.

Изложение материала и его результаты. На условия деформации металла в ящичных калибрах и их износ в значительной степени влияют выпуск калибра, его форма, глубина ручья, радиус закругления между боковой стенкой и дном.

В условиях сортового цеха ОАО «АМК» провели работу, направленную на совершенствование калибровки квадрата 100 клетей стана 600 для увеличения продолжительности работы валков. При этом были исследованы калибры действующей системы калибровки, а также предлагаемые калибры новой конструкции. Отличительной особенностью новых калибров является уменьшенная глубина вреза и двойной выпуск [6]. Действующая и предлагаемая форма калибра чистовой клетки для прокатки заготовки сечением 100x100 мм приведены на рисунке 1.

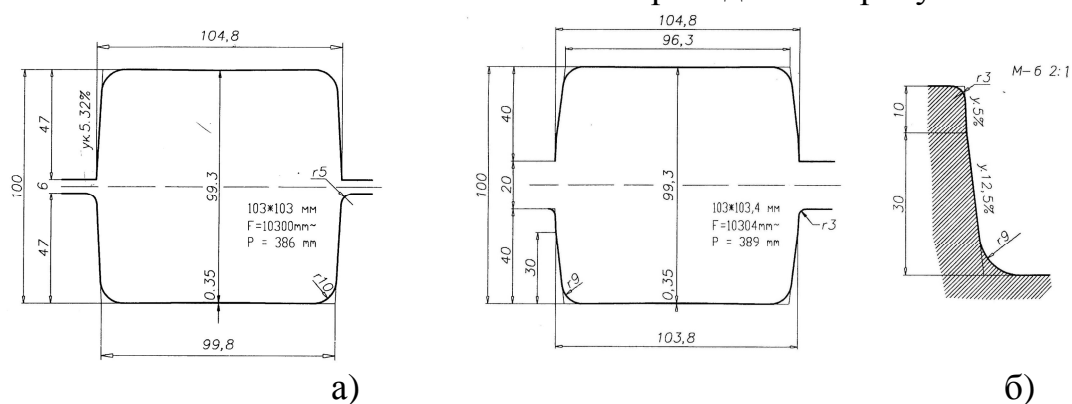


Рисунок 1 – Ящичный калибр с постоянным выпуском (а) и с двойным выпуском (б)

В результате проведенной работы установлено, что на стойкость валков значительное влияние оказывает глубина ручья, величина и форма выпуска калибра.

Применение калибров с двойным выпуском дает целый ряд преимуществ, о которых упоминалось в предыдущих статьях [7, 8, 9].

Для определения влияния одного из параметров калибровки, а именно наличия двойного выпуска на стойкость прокатных валков, была проведена опытно-промышленная прокатка в калибрах новой формы. Результаты работы показали, что применение двойного выпуска позволило снизить съем металла за одну переточку более чем на 40 % и тем самым увеличить число переточек, т.е. долговечность валков [7].

Для определения влияния отдельных элементов формы калибров, а именно, соотношение высот большого и малого выпусков; их величины на стойкость калибров, для исследования динамического развития износа по поверхности калибра применение экспериментальных исследований очень дорогостоящее мероприятие. В связи с этим необходимо использование методик, позволяющих аналитическим путем исследовать износ калибров, их стойкость в разных условиях при изменении одного из элементов калибровки.

Совместно с сотрудниками кафедры ОМД ДГТУ (г.Днепропетровск) было проведено исследование работы ящичных калибров чистовой клетки стана 600. С помощью разработанного ими пакета программ [10], реализующего расчет напряженно-деформированного состояния металла при прокатке в калибрах на основе метода конечных элементов, выполнено исследование влияния формы выпуска на износ валков. Расчет проведен для чистовой клетки при прокатке заготовки 100x100 мм в условиях действующей и предлагаемой технологии.

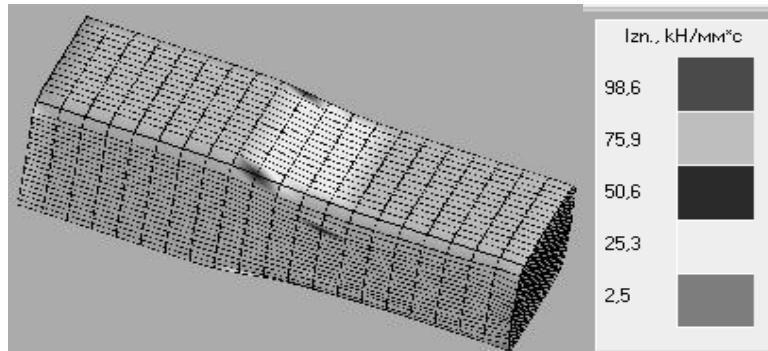
За параметр, характеризующий интенсивность износа, принята величина I_{ZN} , кН/мм·с, которая определяется как произведение напряжения и скорости скольжения. Результаты расчета выводятся в виде трехмерной схемы заготовки находящейся в очаге деформации (рис. 2). На поверхности заготовки отображается поле распределения параметра износа в характерных местах контакта металла с валком. Интенсивность параметра износа отображается различным цветом. Так как интенсивность износа и длина пути контакта металла с поверхностью калибра в различных участках калибра не одинакова, то представляет интерес определение среднего значения параметра износа в различных элементах калибра по его периметру. Расчет среднего значения параметра износа (U_{cp}) для каждого участка калибра проводили по следующей зависимости:

$$U_{cpn} = \frac{\ell_i \cdot I_{znk} + \ell_{i+1} \cdot I_{znk}}{\ell_i + \ell_{i+1}}. \quad (1)$$

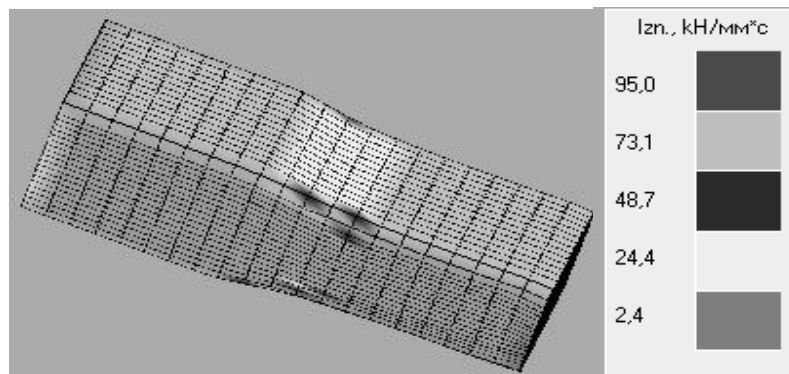
где U_{cpn} – среднее значение параметра износа на n -ом участке поверхности калибра;

ℓ_i – длина рассматриваемого элементарного участка в зоне контакта заготовки с поверхностью калибра;

I_{znk} – параметр характеризующий износ k -ой интенсивности



а)



б)

Рисунок 2 – Деформация полосы в ящичном калибре с одним уклоном (а) и с двумя уклонами (б)

Результаты расчета среднего значения параметра интенсивности износа (U_{cp}) для каждого участка калибра приведены на рисунке 3. Расчет велся для пяти участков по высоте выпуска калибра и по четырнадцати участкам дна калибра.

На рисунке 4 представлены экспериментальные данные по измерению величины износа по действующей и предлагаемой калибровкам. Замеры износа проводились в двух точках по высоте выпуска калибра и в трех точках дна калибра.

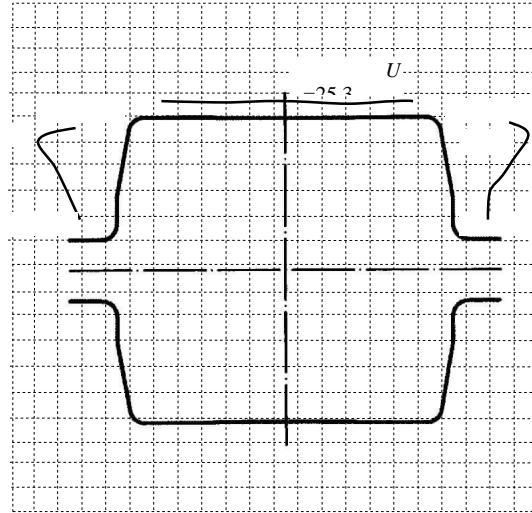
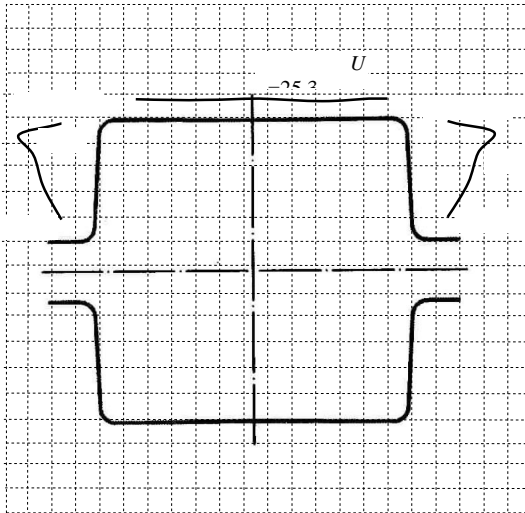


Рисунок 3 – Среднее значение параметра интенсивности износа (U_{cp}) для отдельных участков калибра с одним уклоном (а) и с двумя уклонами (б)

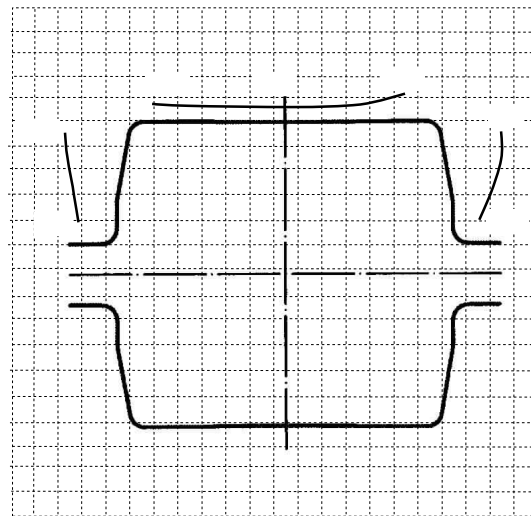
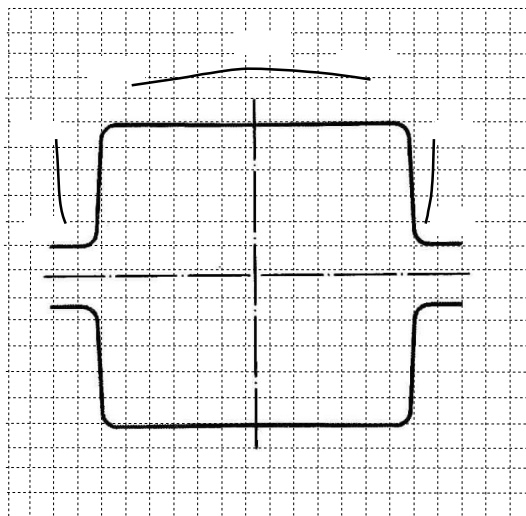


Рисунок 4 – Среднее значения экспериментальных замеров величины износа (мм) для отдельных участков калибра с одним уклоном (а) и с двумя уклонами (б)

Сравнение полученных результатов свидетельствует, что расчетные и экспериментальные данные в значительной степени согласуются. Результаты замеров, подтвержденные теоретическим расчетом, указывают на то, что абсолютная величина износа боковой стенки в калибре новой конструкции возрастает. Но из-за увеличения выпуска в новом калибре на участке, прилегающем к дну калибра, съем металла при пе-

реточке значительно снижается и тем самым увеличивается срок службы валков. Участки, в которых проявляется повышенный износ, находятся в зонах прилегающих к углам калибра. Это можно объяснить тем, что на этих участках наиболее велики относительные и абсолютные обжатия и отмечается максимальное боковое течение металла, а также на этих участках заготовки наблюдается максимальное уширение и как следствие, повышенное давление металла на валки. Это подтверждается данными, приведенными в работе [9].

Результаты проведенного исследования указывают, что распределение уширения по высоте неравномерно. По всей высоте заготовки уширение принимает положительное значение. Наибольшее уширение наблюдается в слоях близких к контактными. Интенсивность развития уширения в приконтактных слоях выше, чем в средних слоях.

Полученное распределение уширения по высоте заготовки свидетельствует, что при деформации подобной заготовки в ящичном калибре, активное воздействие (повышенное давление) металла на боковые стенки калибра будет происходить на участках, прилегающих к дну калибра, т. е. по линии максимального уширения, которая находится приблизительно на высоте $0,8h$ (где h – высота заготовки в плоскости выхода из валков). Следовательно, в зоне калибра, находящейся на данной высоте, будет наблюдаться повышенная выработка калибра. Это подтверждается экспериментальными данными (рис. 4).

Зона с максимальной выработкой калибра также подтверждается и результатами работы [11]. Результаты расчета скольжения свидетельствуют, что по дну калибра и на небольшом участке боковой грани скольжение имеет положительный характер. По мере приближения к месту разъема валков опережение уменьшается и принимает отрицательное значение. Скольжение равно нулю на боковой стенке калибра наблюдается на расстоянии ~ 20 мм ($\sim 0,8h$) от дна калибра. В зоне смены знака скорости скольжения, возможно наличие зоны прилипания (происходит адгезия металла валка и заготовки), что приводит к повышенному износу калибров в этих участках и появлению дефекта по «подрезу».

Выводы и направление дальнейших исследований. Разработанный пакет программ для расчета интенсивности износа ящичных калибров дает результаты, хорошо отражающие реальные показатели износа, и, следовательно, их можно использовать для прогнозирования характера износа калибров, в условиях изменения формы калибров.

В дальнейшем необходимо провести исследования влияния соотношения высот большого и малого выпусков, и их размеров на стойкость калибров.

Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований износа ящичных калибров, подтверждена адекватность показателей интенсивности износа, полученных теоретическим расчетом, реальным параметрам износа и возможность прогнозирования характера износа в ящичных калибрах.

The results of theoretical and experimental researches of wear of box calibers are resulted, adequacy of the indexes of intensity of wear, got a theoretical calculation, is confirmed, to the real parameters of wear and possibility of prognostication of character of wear in box calibers.

Библиографический список.

1. Нергер Д. Исследование износа валков. // Сборник статей. Калибровка прокатных валков. Материалы международного съезда по калибровке прокатных валков. – М., 1965.

2. Шнееров Б.Я., Скобло Т.С., Гунин И.В., Парфенюк В.К., Молчанов М.М., Гольдин М.Л. Механизм износа валков горячей прокатки и пути повышения их износостойкости. // Сборник трудов. Украинский научно-исследовательский институт металлов. Выпуск XVIII. – М.: Металлургия, 1970. – 360 с.

3. Чекмарев А.П., Мутьев М.С., Машковцев Р.А. Калибровка прокатных валков. – М.: Металлургия, 1971. – 512 с.

4. Северденко В.П. и др. Валки для профильного проката / В.П. Северденко, Ю.Б. Бахтинов, В.Б. Бахтинов. – М.: Металлургия, 1979. – 224 с.

5. Смирнов В.К., Шилов В.А., Инатович Ю.В. Калибровка прокатных валков. М.: Металлургия, 1987. – 367 с.

6. Ящичный калибр. Пат. 37669 UA МКИ В21В 1/02. Оpubл. 15.05.2001. Бюл. № 4. М.Б. Луцкий, И.К. Дорожко, В.А. Луценко, А.А. Чичкан, Ю.В. Горецкий и др.

7. Луценко В.А., Луцкий М.Б., Горецкий Ю.В. Анализ условий работы ящичных калибров. – *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2002. – №8-9. – С. 318-321.

8. Горецкий Ю.В., Луценко В.А., Луцкий М.Б., Дорожко И.К., Чичкан А.А. Влияние формы ящичного калибра на эффективность его использования. – *Труды четвертого конгресса прокатчиков*. – Магнитогорск: Черметинформация, – 2002.

9. Горецкий Ю.В., Луценко В.А., Луцкий М.Б. Исследование возможности повышения эффективности эксплуатации ящичных калибров. – *Тематичний збірник наукових праць*. – Краматорськ, 2004 р. – С. 535-538.

10. Еришов С.В. Исследование влияния вида вариационного функционала на расчет деформированного состояния при продольной прокатке профилей. – Тематичний збірник наукових праць. – Краматорськ, 2004 р. – С. 475-480.

11. Горецкий Ю.В., Луценко В.А., Луцкий М.Б. Связь скольжения с износом ящичного калибра. – Тематичний збірник наукових праць. – Краматорськ, 2005 р.

*Старший преподаватель Козачишен В.А.,
канд. техн. наук, доцент Попов Г.Н.
студент Свергун А.П., студент Сысоев А.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

К РАСЧЕТУ ПРИРАЩЕНИЯ СЛОЕВОГО ИЗБЫТКА ТЕПЛА В АГЛОМЕРИРУЕМОМ СЛОЕ

Запропоновано рівняння для розрахунку шарового надлишку тепла в агломераційному шарі, яке дозволяє виконувати розрахунок витрат твердого палива в статичному режимі з максимальним наближенням до оптимального.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В агломерационном производстве одним из проблемных вопросов остается расчет расхода твердого топлива с целью получения агломерата с заданным содержанием закиси железа и с высокой механической прочностью.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время основу решения поставленной задачи составляют материальные и тепловые балансы [1, 2, 3]. Причем, эти балансы составляют как для всего агломерируемого слоя, так и для слоя, разделенного на участки – зоны. Расчет зональных тепловых балансов включает ряд допущений, которые базируются на лабораторном или промышленном опыте (например, потери тепла) и имеют большие колебания в зависимости от условий спекания агломерата, что отрицательно влияет на точность расчетов.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является повышение точности определения избытка (дефицита) тепла в агломерируемом слое.

Изложение материала и его результаты. Согласно настоящего метода расчета слоевого избытка тепла процесса агломерации агломерируемый слой разбивается на i элементарных зон. В дальнейших расчетах во внимание принимаются отдельные слои, состоящие из i -тых элементарных зон. Например, первый верхний слой (рис. 1) состоит из элементарной зоны высотой равной

$$h_1 = \frac{H}{n} \quad (1)$$

где h_1 – высота первого слоя, м;
 H – полная высота агломерируемого слоя, м;
 n – число элементарных зон.

Второй слой (рис. 1) состоит из двух элементарных зон и его высота равна

$$h_2 = 2 \cdot h_1 = \frac{2 \cdot H}{n} \quad (2)$$

где h_2 – высота второго слоя, м.

Высота последнего слоя равна общей высоте агломерируемого слоя

$$h_n = \frac{n \cdot H}{n} \quad (3)$$

Каждый элементарный слой h_i рассматривается как отдельный слой высотой

$$h_i = \frac{i \cdot H}{n} \quad (4)$$

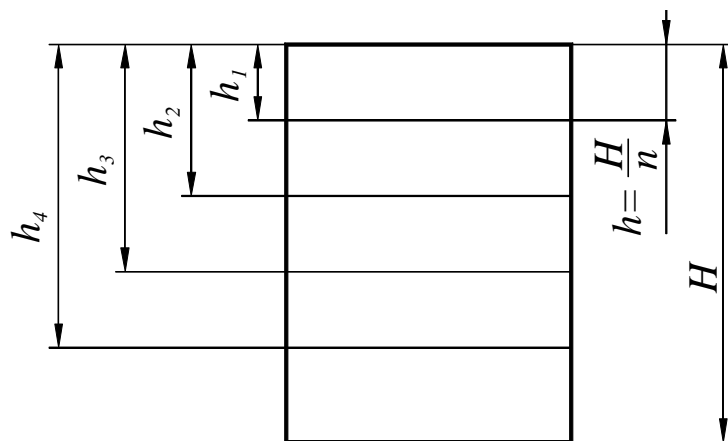


Рисунок 1 – Распределение элементарных зон $h = \frac{H}{n}$ в каждом агломерируемом h_i слое

В результате спекания железорудного агломерата в каждом слое протекают экзотермические и эндотермические реакции, в результате чего образуется определенное количество тепла, которое расходуется на

нагрев шихты, испарение влаги, на химические реакции, протекающие с поглощением тепла. При неполном расходовании тепла экзотермических реакций увеличивается температура агломерата, что при медленном охлаждении спека обеспечивает ему высокую механическую прочность. При нехватке тепла экзотермических реакций уменьшается температура агломерата, увеличивается его скорость охлаждения, уменьшается его механическая прочность. Механизм этого процесса иллюстрирует формирование тепловых потоков в каждом слое.

Избыточное количество тепла ΔQ_1 в первом слое, состоящем из одной элементарной зоны h (рис. 1), равно разности между приходом тепла Q_{n1} , теплом зажигания $Q_{заж}$ и расходом тепла Q_{p1} , тепловыми потерями $Q_{ном}$

$$\Delta Q_1 = (Q_{n1} - Q_{p1}) + Q_{заж} - Q_{ном} \quad (5)$$

Аналогично, среднее значение избыточного количества тепла ΔQ_2 в элементарной зоне второго слоя, состоящего из $2 \cdot h$ элементарных зон, равно

$$\Delta Q_2 = \frac{(Q_{n2} - Q_{p2})}{2} + Q_{заж} - Q_{ном} \quad (6)$$

Для расчета избытка тепла в i -той элементарной зоне i -го слоя необходимо использовать уравнение

$$\Delta Q_i = \frac{(Q_{ni} - Q_{pi})}{i} + Q_{заж} - Q_{ном} \quad (7)$$

Приращение избытка (дефицита – в зависимости от знака) тепла определяется разностью между избытком тепла первого слоя ΔQ_1 и последующего ΔQ_2

$$\Delta_2 = \Delta Q_1 - \Delta Q_2 \quad (8)$$

Подставим значения ΔQ_1 и ΔQ_2 из уравнений (5) и (6) в уравнение (8)

$$\Delta_2 = (Q_{n1} - Q_{p1}) + Q_{заж} - Q_{ном} - \frac{(Q_{n2} - Q_{p2})}{2} - Q_{заж} + Q_{ном}$$

$$\Delta_2 = (Q_{n1} - Q_{p1}) - \frac{(Q_{n2} - Q_{p2})}{2} \quad (9)$$

Для i -той элементарной зоны приращение избытка тепла определяется уравнением

$$\Delta_2 = \frac{(Q_{n(i-1)} - Q_{p(i-1)})}{i-1} - \frac{(Q_{ni} - Q_{pi})}{i} \quad (10)$$

Максимальная температура горновых газов всегда меньше максимальной температуры в агломерируемом слое. Следовательно, горновые газы уменьшают температуру в зоне горения твердого топлива, расширяя при этом высокотемпературную зону агломерируемого слоя. Количество тепла зажигания $Q_{заж}$ не изменяется при переходе из одной элементарной зоны в другую, но только в том случае, если количество тепла экзотермических реакций выше количества тепла, расходуемого на эндотермические реакции.

Если количество тепла экзотермических реакций Q_{ni} равно количеству тепла эндотермических реакций Q_{pi} (условно принимаем, что других статей прихода и расхода тепла нет), то приращение избытка тепла Δ_{i-1} (уравнение 10) как отдельной i -той зоны, так и всех вышележащих зон, равно нулю. В этом случае нагрев шихты в агломерируемом слое осуществляется за счет тепла зажигания $Q_{заж}$, расходуемого при движении высокотемпературной зоны через элементарные i -тые зоны шихты. Но так как количество тепла зажигания имеет конечное значение, а каждому элементарному агломерируемому слою требуется определенный избыток тепла для медленного охлаждения полученного спека, то целесообразно избыток тепла получать в слое за счет тепла добавочного количества твердого топлива. Регенерированное тепло верхней ступени теплообмена также увеличивает время охлаждения спека. Однако, температура воздуха, проходящего через слой горячего агломерата, всегда ниже температуры в зоне горения твердого топлива. Поэтому увеличение количества регенерированного тепла верхней ступени теплообмена приводит к расширению зона горения, но не увеличивает величины температурного максимума.

При наличии положительного приращения избытка тепла Δ_i происходит его накапливание в нижних горизонтах агломерируемого слоя. Это тепло расходуется на подогрев шихты нижней ступени теплообмена, что способствует росту температурного уровня в зоне горения и улучшает условия образования жидкой фазы, увеличивает размер высокотемпературной зоны, снижает скорость охлаждения агломерата. Тепло агломерата, полученное после полного сгорания топлива в слое не следует рассматривать как потери тепла. Агломерационный процесс не заканчивается после окончания процесса горения твердого топлива или после затвердевания жидкой фазы. Охлаждение агломерата является одной из составляющих агломерационного процесса.

При приращении дефицита тепла, то есть при отрицательном значении Δ_i , агломерационный процесс может иметь развитие на начальной стадии до тех пор, пока не будет "израсходовано" тепло зажигания. Затем химический процесс затухает вследствие температурного торможения, так как температурный максимум зоны горения твердого топлива резко снижается. Увеличение высоты агломерируемого слоя при этом неэффективно, так как этот метод эффективен при перманентном приращении избытка тепла.

Выводы и направление дальнейших исследований. Предложенная методика оценки развития высокотемпературной зоны через определение приращения избытка тепла позволяет эффективно управлять технологией агломерационного процесса.

Предложено уравнение для расчета слоевого избытка тепла в агломерационном слое, которое позволяет выполнить расчет расхода твердого топлива в статическом режиме с максимальным приближением к оптимальному.

Equalization is offered for the calculation of the stratified surplus of heat in a sinter layer, which allows to execute the calculation of expense of hard fuel in the static mode with the maximal approaching to optimum one.

Библиографический список.

1. Вегман Е.Ф. Теория и технология агломерации. – М.: Металлургия, 1974. – 286 с.
2. Сигов А.А., Шурхал В.А. Агломерационный процесс. – Киев: Техника, 1969. – 232 с.
3. Современный агломерационный процесс: Монография / С.Н. Петрушов. – Алчевск: ДонГТУ, 2006. – 357 с.

*Старший преподаватель Козачишен В.А.,
канд. техн. наук, доцент Попов Г.Н.
студент Дуденко Д.М., студент Чесноков А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ВЛИЯНИЕ РЕЖИМА ВОЗВРАТА НА ПОКАЗАТЕЛИ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА

Досліджено вплив крупності та вмісту обернення в агломераційній шихті на показники аглопроцесу. Пропонується збільшити розмір нижньої межі фракції обернення.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Наблюдается интенсивное вовлечение в подготовку доменного сырья тонко измельченных концентратов, большая часть которых направляется в агломерационное производство. К настоящему времени их доля в составе агломерационной шихты достигает 70% и более. Технология подготовки шихт со значительным содержанием тонко измельченных концентратов имеет ряд трудностей. Одна из которых – обеспечение требуемой газопроницаемости агломерируемого слоя, которая имеет определяющее значение для производительности аглоустановки. Зачастую факторы, влияющие на производительность взаимоисключающие. Проблемы экономии энергоресурсов и повышения качества агломерата требуют увеличения высоты слоя, что без дополнительных мероприятий уменьшает газопроницаемость слоя шихты.

Анализ исследований и публикаций. От содержания возврата в значительной степени зависят газопроницаемость шихты, производительность агломерационных машин и качество агломерата. Режим возврата влияет на процесс агломерации неоднозначно. С одной стороны, возврат улучшает газопроницаемость шихты, разрыхляя ее и играя роль центров окомкования комков; с другой стороны, снижает производительность аглоустановки, уменьшая выход годного агломерата. Любые меры, улучшающие газопроницаемость спекаемого слоя, одновременно снижают оптимальную долю возврата в шихте. Чем меньше скорость спекания зависит от содержания возврата в шихте, тем при меньшем содержании возврата достигается максимальная производительность.[1, 2]

Постановка задачи. Целью настоящей работы является исследование влияния содержания возврата в шихте и его крупности на технико-экономические показатели аглопроцесса.

Изложение материала и его результаты. Было исследовано влияние количества и крупности возврата, взятого со стороны, на показатели агломерационного процесса. В таблице 1 приведены результаты спеканий агломерата с различным количеством возврата. Остальные компоненты шихты во всех спеканиях были в неизменном количестве и соотношениях.

Таблица 1 – Зависимость показателей аглопроцесса от содержания возврата (10 – 0 мм) в шихте

№ п/п	Высота слоя, мм	Содержание возврата, %	Влажность шихты, %	Масса спека, кг	Вертикальная скорость спекания, мм/мин	Выход годного, %	Удельная производительность, т/м ² час
1	280	0	8,6	16,0	19,3	70,0	0,54
2	280	15	8,0	16,6	21,8	71,7	0,44
3	280	30	7,7	16,9	24,4	70,4	0,55
4	280	45	7,1	17,2	24,3	74,6	0,63
5	280	60	5,6	18,4	24,9	74,0	0,29

Характерной особенностью окомкованной агломерационной шихты является снижение влажности на 3 % (абс.) при увеличении доли возврата до 60%. Это повышает газопроницаемость и увеличивает вертикальную скорость спекания с 19,3 до 24,9 мм/мин (опыты 1, 5; табл. 1). Обычно увеличение вертикальной скорости спекания приводит к снижению выхода годного агломерата. В данном случае этого не наблюдается, т.к. при количестве возврата 60 % требуется меньше тепла на диссоциацию карбонатов, разложение гидратов, испарение влаги и т.д. В общем случае, увеличение доли возврата в шихте уменьшает тепловую потребность агломерируемого слоя.

Были проведены спекания агломерата с дозированием в шихту возврата крупностью 5 – 0; 10 – 0 и 15 – 0 мм. Причем, базовое количество шихты без возврата принималось 17 кг. Выполнена серия спеканий шихты в слое высотой 300 мм с содержанием возврата крупностью 5 – 0 мм равном 2,85 кг, крупностью 10 – 0 мм равном 6,45 кг, крупностью 15 –

0 мм равном 9,3 кг. Масса навески шихты для спекания составляла 18 кг. Результаты спеканий представлены в таблице 2.

В рассматриваемой серии спеканий, опыт 1 является базовым. Здесь в шихте содержится 14 % возврата, а аглоспек содержал мелочи (фракция менее 10 мм) – 44 % после испытаний в барабане. Следовательно, в таком скиповом агломерате содержание мелочи 10 – 0 мм достигало бы 50 %. Если выделять в скиповом агломерате мелочь 5 – 0 мм, то количество отсева составляло 10 – 12 %, что примерно соответствует реальному содержанию в доменной шихте. При спекании в опыте 2 такой же шихты с возвратом крупностью 5 – 0 мм, масса шихты в слое 300 мм составляла 18 кг. Разность в 1 кг (табл. 2) опытов 1 и 2 говорит о различной газопроницаемости и, как следствие, более низкой вертикальной скорости спекания в опыте 2. Несмотря на практически равные потери при прокаливании и увеличившимся выходе годного агломерата (фракции 10 – 0) производительность 0,54 кг/мин в опыте 1 снизилась до 0,44 кг/мин в опыте 2.

Таблица 2 – Зависимость показателей аглопроцесса от крупности и содержания возврата в шихте

№ п/п	Высота слоя, мм	Крупность возврата, мм	Содержание возврата, %	Масса шихты, кг	Вертикальная скорость спекания, мм/мин	Выход годного, %	Производительность, кг/мин
1	300	10 – 0	14,0	17,0	20,6	56,0	0,54
2	300	5 – 0	14,3	18,0	15,0	65,2	0,44
3	320	10 – 0	27,4	18,0	18,2	67,2	0,55
4	320	15 – 0	35,7	18,0	20,0	64,7	0,63
5	210	10 – 0	27,4	12,0	17,5	38,4	0,29
6	400	10 – 0	27,4	21,5	21,4	61,1	0,58
7	440	15 – 0	35,7	23,4	24,2	62,7	0,69

В опыте 3 спекание агломерата из шихты с возвратом крупностью 10 – 0 и количестве 27,4 % выход из спека годного агломерата значительно выше, чем в опыте 1. Это связано с увеличением высоты слоя с 300 до 320 мм и со снижением потерь при прокаливании с 26,8 до 23,8 % за счет увеличенного количества возврата в опыте 3.

Потери при прокаливании в опытах 3 и 5 (табл. 2) одинаковы, но при высоте слоя в опыте 5 равной 210 мм выход годного уменьшился на 28,8 % по сравнению с опытом 3, что сказалось отрицательно и на про-

изводительности. В опыте 4 по сравнению с опытом 3 более низкие потери при прокаливании шихты, более высокое содержание и крупность возврата. Несмотря на высокую вертикальную скорость спекания – 20 мм/мин, здесь имеет место наиболее высокий выход годного – 64,7 %, и наиболее высокая производительность – 0,63 кг/мин. Это свидетельствует о том, что возврат крупностью 15 – 0 мм, подаваемый в шихту, не теряет массы и прочности кусков и переходит в годный агломерат крупностью + 10 мм.

При спекании агломерата в слоях 320 мм (опыт 4, табл. 2), наступает равновесие в режиме возврата, то есть в шихту подается 35,7 % возврата крупностью 15 – 0 мм, а выделяется 35,3 % возврата крупностью 10 – 0 мм. Следовательно, при выделении из спека возврата крупностью 15 – 0 мм его содержание в шихте будет более 35 %, а в доменный цех будет поступать стабилизированный по прочности и крупности агломерат.

Стабилизация агломерата используется в доменных цехах Японии, где эта технология реализуется путем механической обработки агломерата в доменном цехе с последующим выделением мелочи перед загрузкой в доменную печь. Отсев агломерата направляется на повторную агломерацию.

Были проведены спекания агломерата в слое 400 и 440 мм при использовании возврата крупностью 10 – 0 и 15 – 0 мм опыты (6, 7; табл. 2). Спекание шихты с возвратом крупностью 15 – 0 мм в слое 440 мм опыт (7, табл. 2) незначительно увеличивает выход годного (по фракции 10 – 0 мм) агломерата по сравнению с опытом (6, табл. 2). Но здесь существенно повысилась вертикальная скорость спекания. Объяснение этому несколько "необычному" явлению следует в изменившейся структуре агломерируемого слоя. Все рассмотренные в данной работе спекания проводились с сегрегацией шихты перед спеканием при помощи лотка, установленного под углом наклона рабочей поверхности 45°. При укладке шихты с возвратом крупностью 15 – 0 мм увеличивается объем межкусковых промежутков между крупными гранулами, которые меньше заполняются мелкой частью шихты при сегрегации. Это способствовало увеличению газопроницаемости и, следовательно, увеличению скорости спекания.

Рассмотренные опыты (табл. 1 – 2) выполнены при постоянном расходе твердого топлива в шихту. Избытка топлива в слоях 320, 400, 440 мм не было по той причине, что возврат является инертным материалом. Поэтому отрицательного влияния содержания топлива на скорость спекания не наблюдалось – избыточное тепло уходило на нагрев возврата в шихте.

Выводы и направление дальнейших исследований. Эффективность грохочения агломерата прямо связана с режимом работы как агломерационного, так и доменного цеха. Низкая эффективность грохочения приводит к тому, что в товарный агломерат поступает 12 – 15 % мелочи. Стремление увеличить выход годного агломерата за счет увеличения в товарном агломерате содержания мелочи ведет к снижению производительности доменных печей. Поэтому считаем целесообразным, экономически оправданной подачу в доменный цех агломерата повышенной крупности за счет увеличения размера нижнего предела фракций возврата.

Исследовано влияние крупности и содержания возврата в агломерационной шихте на показатели аглопроцесса. Предложено увеличить размер нижнего предела фракций возврата.

Influencing of largeness and maintenance of return is investigational in a sinter charge on the indexes of agglomerations process. Offered to multiply the size of lower limit of factions of return.

Библиографический список.

1. Вегман Е.Ф. Теория и технология агломерации. – М.: Металлургия, 1974. – 286 с.
2. Современный агломерационный процесс: Монография / С.Н. Петрушов. – Алчевск: ДонГТУ, 2006. – 357 с.

*Студенты Лебедь А.В., Свирин Е.В.,
Письменный А.И.
канд. техн. наук доц. Ершов В.М.
(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина)*

ФАЗОВЫЙ РЕНТГЕНОВСКИЙ АНАЛИЗ СЛОЕВ ЭЛЕКТРОИСКРОВОГО ЛЕГИРОВАНИЯ СТАЛИ

Наведено результати рентгенівського фазового аналізу поверхневих шарів електроискрового легування швидкорізальної сталі твердим сплавом.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Электроискровое легирование (далее ЭИЛ) быстрорежущих сталей твердыми сплавами широко используется в практике для увеличения твердости и износостойкости металлорежущего инструмента [1.2]. В то же самое время известно, что структура осаждаемых слоев изучена крайне слабо. Это касается как фазового состава поверхностных, так и подповерхностных слоев покрытия.

Особенно актуальным вопросом структурного анализа слоя является природа так называемого «белого слоя», обладающего наибольшей твердостью и износостойкостью.

Целью настоящей работы является изучение влияния режимов ЭИЛ на фазовый состав поверхностных слоев твердого сплава, осажденного на поверхность образцов быстрорежущей стали Р6М5.

Анализ исследований и публикаций. Еще в монографии Г.П.Иванова [1] и последующих работах сотрудников Г.В.Самсонова [2.3] было показано, что «белый слой» упрочненного слоя после ЭИЛ, состоит из высокодисперсных частиц карбидной фазы вольфрама, мартенсита и остаточного аустенита. Причем толщина «белого слоя» составляет 20 – 40% от общей толщины нанесенного покрытия и возрастает с увеличением энергии искрового разряда.

Чистовое легирование твердым сплавом проводится на мягких режимах, с энергией искрового разряда в 1 – 1.5 Дж, когда образуются достаточно плотные и гладкие покрытия.

В работах вышеназванных исследователей указывается на возможность образования нового карбида типа W_2C , вместо WC . Этот факт требует уточнения.

Постановка задачи. В настоящем исследовании ставится задача изучения фазового состава поверхностного слоя электроискрового легирования быстрорежущей стали Р6М6 твердым сплавом ВК8.

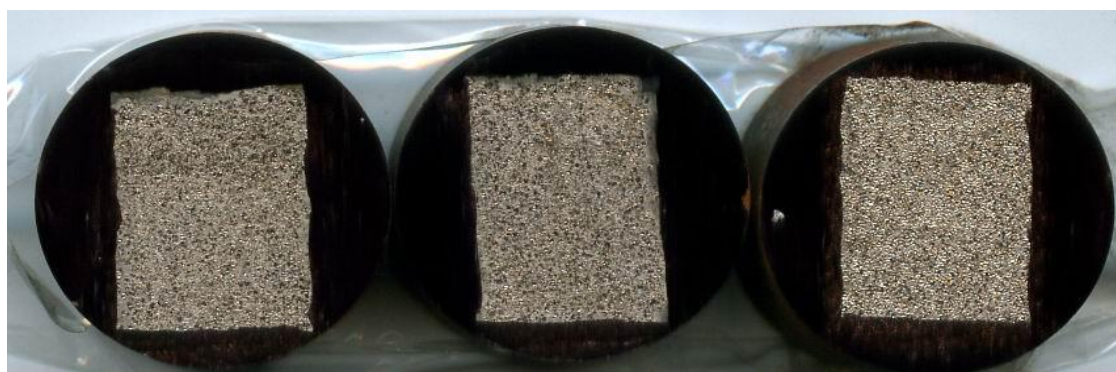
Изложение материала и его результаты. Для исследования были использованы цилиндрические образцы диаметром 20 мм и высотой 15 мм из стали Р6М5. Образцы прошли типовую термическую обработку: закалку от температуры $1210^{\circ}C$ и двухкратный отпуск по 1 часу при $560^{\circ}C$.

Термообработанные образцы подвергали шлифовке на глубину не менее 0.15 мм за 3 прохода, после чего на торцевую поверхность каждого образца наносили покрытие электроискровым методом.

Для электроискрового легирования использовали экспериментальную установку конструкции В.М. Ершова с ручным вибратором промышленной частоты. Установка ЭИЛ работала по RC-схеме и имела широкий спектр режимов нанесения покрытия: три значения опорного напряжения выпрямителя в 20, 50 и 100 В и набор конденсаторов различной емкости от 10 до 2000 мкФ, что в нашем случае позволяло регулировать энергию искрового разряда в широком диапазоне. Энергия разряда конденсатора рассчитывалась по формуле: $E = C U^2/2$, где C – емкость конденсатора; U – рабочее напряжение [2].

В нашей работе использовалась энергия разряда в 0.125, 0.5 и 1 Дж при рабочем напряжении в 50 В. Продолжительность нанесения покрытия составляла 5 минут на 1 см^2 поверхности образца.

Внешний вид поверхности образцов приведен на рис.1.



a

б

в

Рисунок 1 – Внешний вид поверхности образцов после нанесения покрытия твердым сплавом при энергии разряда в 0.125 (а), 0.5 (б) и 1 (в) Дж

После нанесения покрытия, образцы подвергались рентгенографированию на дифрактометре ДРОН – 1.5 в фильтрованном железном излучении трубки БСВ8. Дифракционная картина в интервале углов от 35 до 70° 2θ регистрировалась на ленте потенциометра ЭПП- 09. Образцы дифрактограмм приведены на рис.2

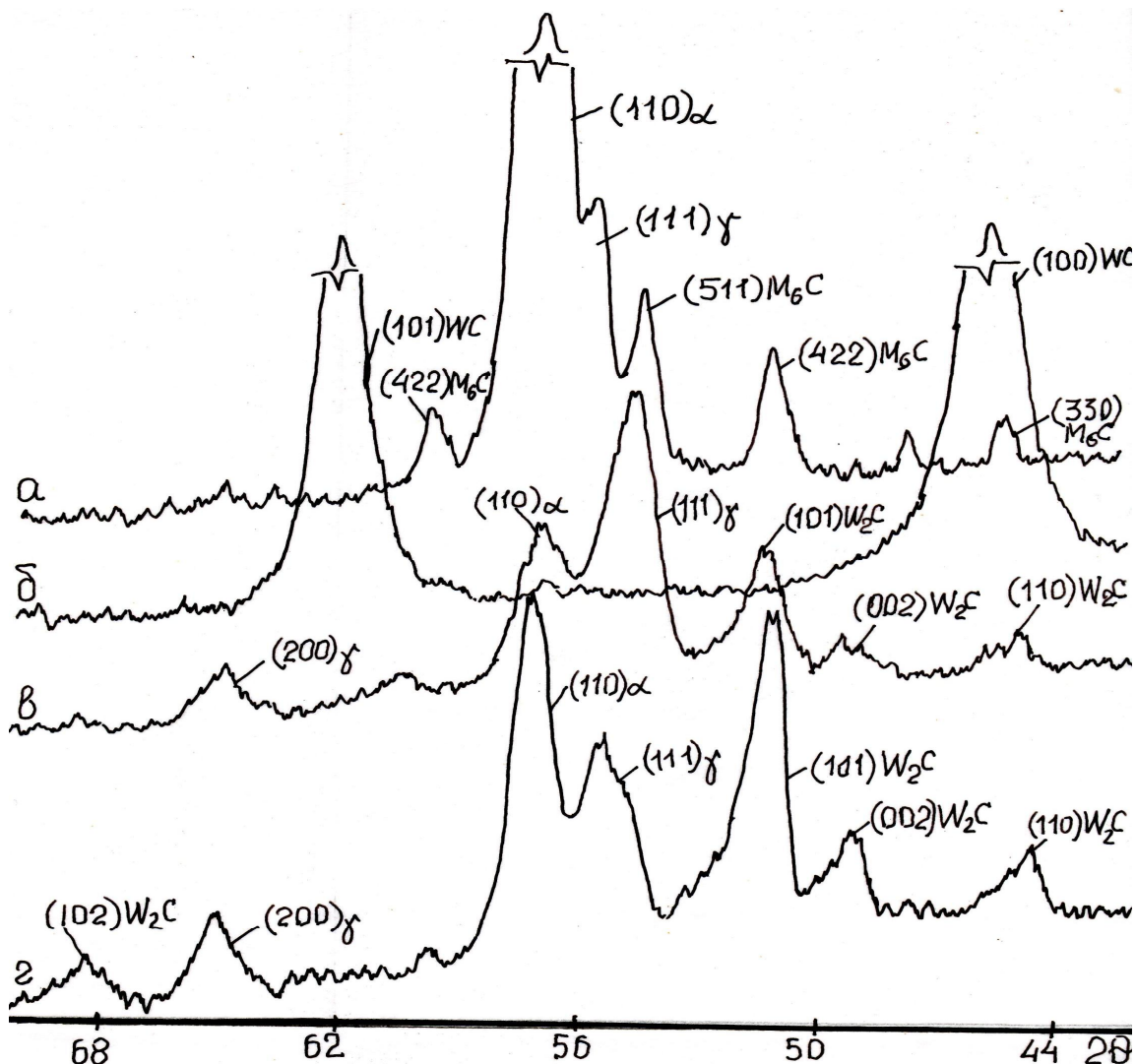


Рисунок 2 – Типичные дифрактограммы, снятые с поверхности исходного образца без покрытия (а), электрода из твердого сплава ВК8 (б), образцов с покрытием, при энергии разряда в 0.125 Дж (в) и энергии в 1 Дж (г)

Анализ дифрактограмм, полученных с поверхности исходных образцов перед покрытием, показал наличие мартенсита (линия (110)), остаточного аустенита (линия (111)) и карбида M_6C (несколько линий) (рис.2а). Дифракционная картина твердого сплава представлена силь-

ными линиями (100) и (101) карбида WC (рис.2б), а линий кобальтовой связи на дифрактограммах не обнаружено.

Фазовый состав покрытий всех образцов представлен сочетанием мартенситной, аустенитной и карбидной фаз. Причем карбидная фаза покрытия представлена полукарбидом W_2C , количество которого зависит от энергии искрового разряда (рис.2в,г). Очевидно, с увеличением энергии разряда, растет температура в зоне плавления анодной поверхности твердого сплава, что вызывает частичное выгорание углерода и трансформацию карбида в форму с большим содержанием вольфрама. При энергии в 1 Дж ЭИЛ дает наибольшую интенсивность линии (101) полукарбида (рис.2г). В то же время количество остаточного аустенита существенно уменьшается с ростом энергии разряда, а мартенситной фазы – возрастает.

Далее в исследовании проводился послойный анализ фазового состава покрытий всех образцов. Для этого применяли шлифовку покрытий алмазным инструментом, а глубину снятого слоя определяли индикаторным микрометром с ценой деления в 1 мкм.

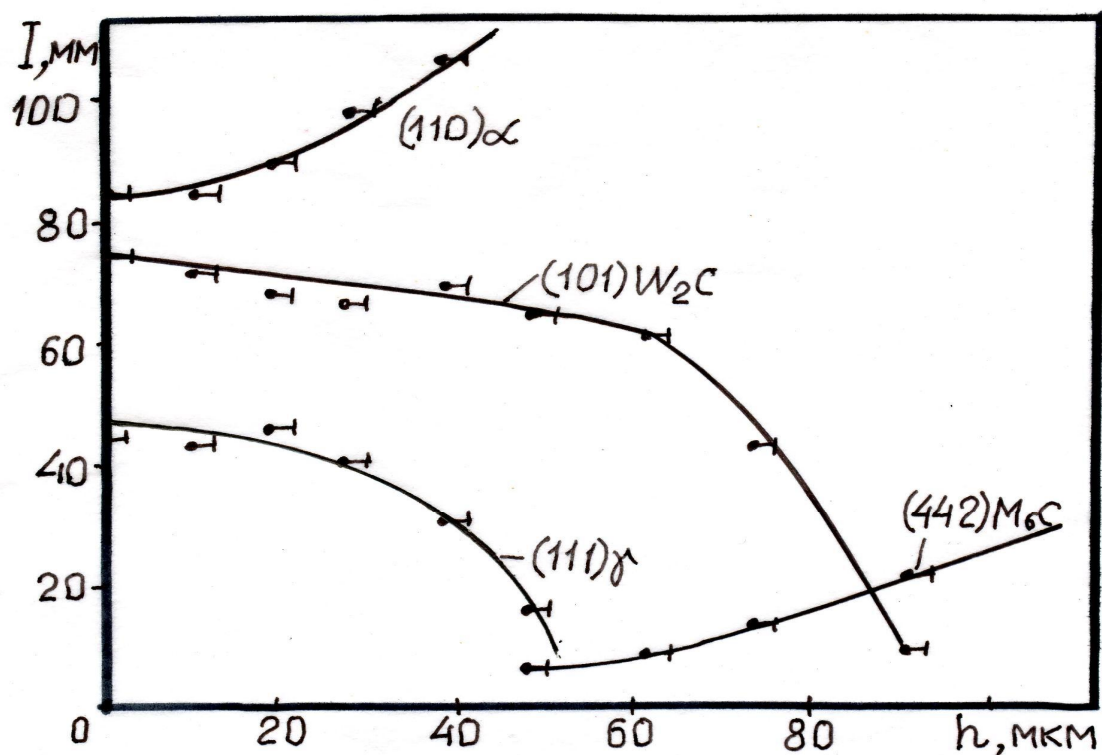


Рисунок 3 – Влияние глубины слоя (h) на интенсивность дифракционных линий мартенситной (α), аустенитной (γ) и карбидных фаз для образца с энергией разряда в 1 Дж..

У всех образцов обнаружилась одна и та же закономерность: с увеличением глубины слоя отмечается уменьшение интенсивности линий карбида W_2C и остаточного аустенита, а линий мартенситной фазы – увеличение. На рис.3 приведен пример зависимости интенсивности линий фаз от глубины слоя для образца с энергией разряда в 1 Дж. Здесь видно, что большое количество карбидной фазы в структуре сохраняется до глубины 70 – 75 мкм, после чего обнаруживается наиболее сильная линия (442) карбида быстрорежущей стали M_6C . На этой глубине и заканчивается упрочненный слой ЭИЛ. Но „белый слой” по данным рис.3 можно считать заканчивается на глубине 35 – 40 мкм, когда в слое фиксируется резкое снижение количества остаточного аустенита.

Оценка глубины „белого слоя” и общей глубины упрочненного слоя для образцов с энергией разряда в 0.125 и 0.5 Дж, показала существенно меньшие глубины: 10 и 25; 20 и 45 мкм, соответственно.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Полученные результаты работы свидетельствуют о том, что при ЭИЛ твердым сплавом шлифованной поверхности быстрорежущей стали, происходят существенные изменения в фазовом составе, особенно в карбидной фазе. Высокая энергия разряда рождает в микрообластях экстремально высокие температуры и давления, что изменяет тип карбида и приводит к насыщению аустенита атомами вольфрама, кобальта и других элементов.

В дальнейших исследованиях необходимо провести анализ твердых растворов (аустенита и мартенсита) и установить зависимости их легированности от режимов ЭИЛ.

Приведены результаты рентгеновского фазового анализа поверхностных слоев электроискрового легирования быстрорежущей стали твердым сплавом.

The results of X-ray phase analysis of surface layers of electric-spark alloying of red-hard steel with hard alloy are presented.

Библиографический список.

- 1.Иванов Г.П. *Технология электроискрового упрочнения инструментов и деталей машин.* – М.: Машигиз, 1961, - 303 с.
- 2.Самсонов Г.В., Верхотуров А.Д., Бовкун Г.А *Электроискровое легирование металлических поверхностей.* – К.: Наукова думка, 1976, 219 с.
- 3.Верхотуров А.Д., Муха И.М. – *Технология электроискрового легирования металлических поверхностей.* – К.: Техника, 1982, 181 с.

*Ст. преподаватель Мочалина И.Г.,
студентка Самгина О.А.,
студентка Гребеник Т.О.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАГРЯЗНЕННОСТИ ПОЧВ ПРОМЫШЛЕННЫХ РЕГИОНОВ МЕТОДОМ БИОИНДИКАЦИИ И БИОТЕСТИРОВАНИЯ

На основі методів біоіндикації та біотестування проведено дослідження забруднення ґрунтів в різних зонах міста Алчевська. Виявлено, що найкраще пророщення та маса пшениці мають місце в районі біля металургійного комбінату, що можна пояснити дією малих доз радіації та наявністю у ґрунті важких металів.

Характеристика проблемы. Наиболее острой проблемой для современного Донбасского региона является загрязнение окружающей среды. Алчевск является одним из промышленных городов Луганской области, где находятся два крупных промышленных предприятия – коксохимический завод и металлургический комбинат. Известно, что металлургическая промышленность выбрасывает около трети загрязнителей атмосферы и природных вод. Процессы выплавки чугуна и переработки его на сталь сопровождаются выбросом в атмосферу пыли и различных газов. Все металлургические переделы являются источниками загрязнения пылью, оксидами углерода и серы.

В доменном производстве выделяются дополнительно сероводород и оксиды азота, в прокатном – аэрозоли травильных растворов, пары эмульсий и оксиды азота. Вместе с доменным газом в атмосферу в небольших количествах выбрасываются также соединения As, P, Sb, Pb, пары Hg и редкоземельных металлов, HCN и смолистые вещества. Наибольшее количество выбросов - в коксохимическом производстве. Здесь, кроме перечисленных загрязнителей, можно отметить пиридиновые основания, ароматические углеводороды, фенолы, аммиак, синильную кислоту, цианистый фтор и др. В среднем на 1 млн. т годовой производительности заводов черной металлургии выделение пыли составляет 350, оксида углерода – 400, оксида азота – 42 т/сутки.

Поэтому исследование всех аспектов влияния промышленных выбросов на окружающую среду представляет собой актуальную задачу.

Обзор известных результатов и определение задач исследования. В последнее время при исследовании загрязнений окружающей

среды все чаще прибегают к биологическим методам: биоиндикации и биотестированию [1]. Биоиндикация - способ оценки антропогенной нагрузки по реакции на нее живых организмов и их сообществ. Биотестирование – использование в контролируемых условиях биологических объектов (тест-объектов) для выявления и оценки действия факторов окружающей среды на организм, его отдельную функцию или систему органов.

Данные методы входят в систему биомониторинга, который включает в себя совокупность наблюдений, оценки и прогноза изменений в биологических объектах под воздействием антропогенных факторов. В основе биомониторинга лежит разработка систем раннего оповещения, диагностики и прогнозирования антропогенной нагрузки на природные объекты.

Методы биоиндикации и биотестирования основаны на фиксации реакции сообществ живых организмов к различным видам загрязняющих факторов. При правильном подборе индикаторных организмов для определенных условий методом биоиндикации может осуществляться качественная и количественная оценка эффекта антропогенного и естественного влияния на окружающую среду.

Среди особых преимуществ биологических методов следует отметить то, что они позволяют фиксировать негативные изменения в природной среде при низких концентрациях загрязняющих веществ. Использование биоиндикаторов позволяет:

- обнаруживать места скоплений в экологических системах различного рода загрязнений;
- проследить динамику изменений в окружающей среде;
- определить степень вредности тех или иных веществ для живой природы, в частности, для человека;
- составить прогноз дальнейшего развития экосистемы.

В тоже время эти методы дешевы, информативны, легко тиражируемы; культура биоиндикаторов легко поддерживается в лабораторных условиях.

Цель настоящего исследования – экспериментальная оценка прямого токсического воздействия на растения выбросов меткомбината в условиях химического загрязнения почвы и изучение факторов, оказывающих влияние на уровень фитотоксичности почвы.

Методика и условия проведения эксперимента. Как известно, загрязняющие вещества в основном накапливаются в верхнем почвенном слое, в котором происходит прорастание семян. Были проведены лабораторные опыты по определению всхожести и проращиванию семян пшеницы в пробах почвы, собранных с прилегающих участков меткомбината, химзавода, с территории ДонГТУ (центральная часть горо-

да), Исаковского водохранилища (зона отдыха в 8км за чертой города). Фитотоксичность почвы оценивали по всхожести, выживаемости и весу сухой биомассы выращенных растений. В качестве тест-растения для изучения фитотоксичности почвы использованы семена пшеницы.

Субстрат увлажняли, выдерживали сутки до посева. В пластмассовых сосудах в объеме 200 см³ субстрата высевали по 10 семян пшеницы. Повторность опыта трехкратная, полив осуществлялся водопроводной водой по весу до уровня влажности 70 %. Опыты проведены при естественном освещении и температуре воздуха 20-25⁰С.

Через трое суток сосуды выставлялись на солнце и выдерживались 2 недели. При этом фиксировались такие показатели:

- время появления всходов;
- количество проростков ежедневно;
- общее прорастание семян;
- процент пораженных растений;

– массу растений (растения аккуратно вынимают из почвы, подсушивают в воздухе, освобождают от остатка почвы и взвешивают; определяют общую массу растений в сосуде или делают перерасчет на одно „среднее растение“).

Результаты исследований. Прорастание семян является критическим периодом в жизни растительного организма, во многом обеспечивающим его выживаемость и продуктивность.

В наших исследованиях прорастание семян характеризовалось двумя показателями:

1) энергией прорастания (позволяет судить о дружности прорастания семян, определяется через трое суток после посева);

2) лабораторной всхожестью (показывает способность семян давать полноценные проростки, определяется через 7 суток после посева).

Рост зерновых культур непосредственно связан с формированием массы растений. Показатели всхожести и массы семян приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Показатели всхожести и массы семян.

№	Вариант почвы	Число проростков через трое суток	Число проростков через 7 дней	Масса ростков, г
1.	Метзавод	6	9	1,62
2.	Химзавод	2	7	1,70
3.	Центр города	1	4	0,70
4.	Загородная зона	5	8	1,20

Развитие семян по показателям энергии прорастания и лабораторной всхожести показаны на диаграмме, приведенной на рис. 1.

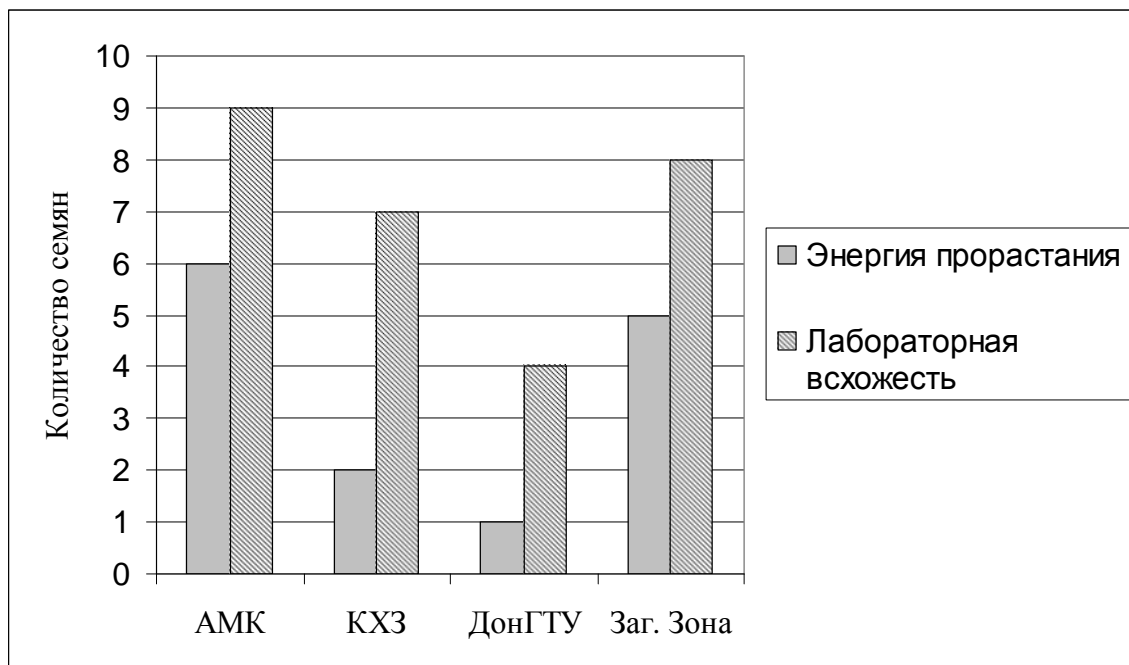


Рисунок 1 – Показатели прорастания семян.

Выводы. Полученные результаты свидетельствуют о том, что наилучшая всхожесть и масса пшеницы оказались возле меткомбината, хотя первоначально предполагалось совсем иное, так как показатели гумуса и влажности здесь наименьшие, и почва была усеяна частицами пыли.

Этот результат можно объяснить на основе данных А.М. Кузина [2] о том, что малые дозы ионизирующих излучений могут вызывать стимулирующий эффект. В основе этого эффекта лежит явление радиационного гормезиса, когда при воздействии ионизирующих излучений проявляется стимулирующее действие малых доз облучения. Оно заключается в усилении синтеза рибосомальных РНК и ДНК, белков, ферментов, липидов; при этом наблюдается более высокий уровень содержания фитогормонов (гетероауксинов). Облучение приводит к активации многих процессов обмена: не только усиливается синтез нуклеиновых кислот, но и белков, гормонов, повышается активность некоторых ферментов, изменяется проницаемость мембран, усиливается поступление в растения питательных веществ. Все это приводит в итоге к ускорению роста и развития растений [3]. Таким образом, можно предположить, что на семена пшеницы действовали малые дозы радиации.

Кроме этого, по данным [4,5,6] тяжелые металлы (медь, цинк, кадмий, свинец), которые входят в осадок сточных вод в небольших количествах, могут оказывать положительное действие на развитие пшеницы, ее всхожесть и наземную массу. Поэтому также можно предположить, что в почве возле меткомбината находились тяжелые металлы, что и повлияло на всхожесть семян.

В заключение следует отметить, что пшеница, в отличие от других культур, может служить инструментом биотестирования почвы на содержание в ней тяжелых металлов и радионуклидов, поэтому именно ее следует применять для биоиндикации почвы в промышленных регионах.

В дальнейшем необходимо проведение качественных и количественных исследований по содержанию накопленных в фитомассе пшеницы тяжелых металлов, т.к. на основании этих данных можно будет судить об экологически значимом их содержании в почве.

На основе методов биоиндикации и биотестирования проведены исследования загрязнения почв в разных зонах города Алчевска. Обнаружено, что наилучшая всхожесть и масса пшеницы имеют место в районе возле металлургического комбината, что можно объяснить действием малых доз радиации и наличием в почве тяжелых металлов.

On the base of methods of bioindication and biotest the researches of soils' pollution were carried out in different zones of Alchevsk. It was found out that the best germination and mass of wheat take place in the zone of iron-steal works, what can be explained by the influence of little doses of radiation and heavy metals' presence in the soil.

Библиографический список.

1. Фомина Е.С. Биоиндикация и биотестирование как методы определения загрязненности водных объектов / Е.С. Фомина, Е.А. Трошина // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов: V международная научная конференция студентов и аспирантов (г. Донецк, 12 – 14 апреля 2006 г.). – ДонНТУ. – Донецк, 2006. – С. 29 – 31.
2. Александров Ю.А. Сельскохозяйственная радиобиология / Ю.А. Александров. – Учебное пособие. – Йошкар-Ола, 2005. – 131с.
3. Фокин А.Д. Сельскохозяйственная радиология / А.Д. Фокин, А.А. Лурье, С.П. Торшин. – М.: Дрофа, 2005. – 367с.
4. Алексеев Ю.В. Тяжелые металлы в почвах и растениях / Ю.В. Алексеев. – Л.: Агропромиздат, 1987. – 147с.

5. Могутова О.Б. Влияние солей тяжелых металлов на прорастание семян / О.Б. Могутова, Ю.В. Горюнов // Сб. науч. трудов ЯГСХА. – Ярославль, 1998. – Вып.36 – С. 45–51.

6. Гигиенические требования к использованию сточных вод их осадков для орошения и удобрения / Информационно издательский центр Минздрава России. – М., 1997. – 54с.

*Ассистент Левченко О.А.,
канд. физ-мат. наук Галич В.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

О НЕКОТОРЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АСПЕКТАХ ДРОБЛЕНИЯ АГЛОМЕРАТА

Розглянуті умови перевертання агломераційного спіку при миттєвому перешкоджанні його ковзанню.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Количество энергии, поглощаемой и израсходованной на дробление агломерата, зависит от его теплофизического состояния. Преимущество наложения нагрузки с "горячей" стороны аглоспека заключается в минимизации переизмельчения вблизи места контакта и свойств пластичности нагретого материала [1]. Таким образом, одним из направлений снижения энергоемкости процесса дробления агломерационного спека и улучшения свойств готового агломерата является организация возможности его подачи в зону дробления нижней (более нагретой стороной) по отношению к рабочим элементам звездочки ротора.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время на металлургических предприятиях Украины и стран СНГ аглоспек подается путем скольжения по наклонной направляющей поверхности, в результате чего разрушение в одновалковой дробилке происходит воздействием на спек зубьями ротора в направлении от менее нагретой стороны к более нагретой. Это снижает эффективность дробления пирога и увеличивает энергозатраты, так как значительно нагретая нижняя сторона (около 800 °С) выполняет роль демпфирующей подушки. Изучению вопроса подачи агломерата на дробление "горячей" стороной внимания, за исключением работы [1], практически не уделялось. Рассматривался лишь процесс разрушения с холодной стороны без учета возможности переворачивания аглоспека.

Наиболее простым путем осуществления переворачивания пирога агломерата, движущегося под действием силы тяжести по наклонной направляющей, является использование силы инерции самого куска [2]. При этом основными значимыми факторами выступают скорость движения агломерата, угол наклона направляющей и величина пути пройденного до момента переворачивания. Положительным моментом, кроме вышеизложенного, является то, что обладая значительной массой при ударе вызванного переворачиванием на материал будут воздейство-

вать значительные ударные нагрузки, приводящие как к образованию трещин в пироге, так и его предварительному разрушению.

Постановка задачи. Задачей данной публикации является выявление математических зависимостей, описывающих условия превращения аглоспека при мгновенном препятствии его скольжению под действием силы тяжести с целью определения конкретных значений параметров характеризующих его движение.

Изложение материала и его результаты. Рассмотрим движение аглоспека по наклонной плоскости (Рис. 1) [3].

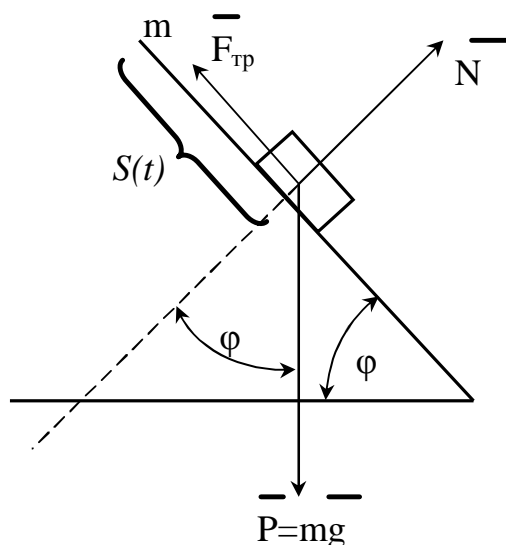


Рисунок 1 – Схема движения аглоспека по наклонной плоскости

Пусть материальное тело массой m движется под действием силы тяжести P по наклонной плоскости с углом наклона φ к горизонтальной поверхности.

Обозначим через N силу реакции наклонной плоскости, f – коэффициент трения, $F_{тр}$ – силу трения, g – ускорение свободного падения. Применяя закон Ньютона, уравнение движения материального тела представим так:

$$ma = P \sin \varphi - F_{тр}, \quad (1)$$

где a - ускорение тела;
 $F_{тр} = fN$.

$$N = P \cos \varphi.$$

Уравнение (1) можно преобразовать к виду:

$$ma = mg \sin \varphi - fmg \cos \varphi ,$$

или

$$a = g(\sin \varphi - f \cos \varphi) \quad (2)$$

Пусть тело начинает движение с начальной скоростью V_0 . Тогда

$$V = at + V_0 \quad (3)$$

$$s = \frac{at^2}{2} + V_0 t , \quad (4)$$

где V - скорость в момент времени t ;
 s - перемещение в момент времени t .

В качестве движущегося по наклонной плоскости объекта, будем рассматривать агломерационный пирог в форме параллелепипеда, в параллельном сечении имеющего размеры $l \times h$. Введем в рассмотрение угол $\alpha = \arctg \frac{h}{l}$ (Рис. 2).

Минимальную скорость V , при которой возможно опрокидывание, определим из условия

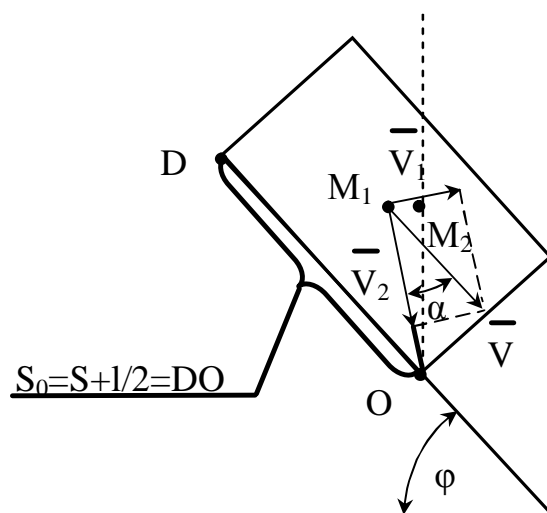


Рисунок 2 – Расчетная схема опрокидывания агломерата

$$W_K = P_{\text{Э}} \quad (5)$$

где W_K - кинетическая энергия тела в момент торможения об упор, расположенный в точке C ;

$P_{\text{Э}}$ - приращение потенциальной энергии куска материала при перемещении его центра масс из точки M_1 в точку M_2 .

Точки M_1 и O лежат на одной вертикальной прямой. Точка M_2 есть крайнее положение для центра масс, после прохождения которой, начинается процесс опрокидывания куска аглоспека.

В точке M_2 скорость $V_1 = 0$ (V_1 - проекция скорости тела V на направление, перпендикулярное OM_1). Равенство нулю этой проекции задает условие, для определения минимального пути, который должно пройти тела, чтобы приобрести достаточную кинетическую энергию для опрокидывания.

Определим кинетическую энергию, которую приобретает тело в ходе движения по наклонной плоскости, а также приращение потенциальной энергии, которую необходимо сообщить телу, чтобы оно начало опрокидываться.

Будем иметь:

$$W_K = \frac{mV_1^2}{2} = \frac{mV^2 \sin^2 \alpha}{2} \quad (6)$$

$$\begin{aligned} P_{\text{Э}} &= mg \left(\frac{\sqrt{h^2 + l^2}}{2} - \frac{\sqrt{h^2 + l^2}}{2} \sin(\alpha + \varphi) \right) = \\ &= mg \frac{\sqrt{h^2 + l^2}}{2} (1 - \sin(\alpha + \varphi)) \end{aligned} \quad (7)$$

Приравняем полученные выражения для потенциальной и кинетической энергий. В результате получим:

$$\begin{aligned} \frac{mv^2 \sin^2 \alpha}{2} &= \frac{mg \sqrt{h^2 + l^2}}{2} (1 - \sin(\alpha + \varphi)) \\ v^2 &= g \sqrt{h^2 + l^2} \frac{(1 - \sin(\alpha + \varphi))}{\sin^2 \alpha} \end{aligned} \quad (8)$$

Используя формулы (2) - (4), с учетом (8) получим:

$$s = \frac{g\sqrt{h^2 + l^2}(1 - \sin(\alpha + \varphi)) - V_0^2 \sin^2 \alpha}{2g(\sin \varphi - f \cos \varphi) \sin^2 \alpha} \quad (9)$$

Следовательно, упор для опрокидывания куска агломерата следует поставить на расстоянии $s_0 = s + \frac{l}{2}$ от начала наклонной плоскости (точка D на рисунке).

Выводы и направления дальнейших исследований. Наложение усилий на агломерат с менее нагретой стороны снижает эффективность его разрушения за счет повышенной демпфирующей способности.

Снижение энергоемкости процесса дробления агломерационного спека и улучшения свойств готового агломерата возможно путем наложения на него усилий с нижней (более нагретой стороной).

Динамическое переворачивание аглоспека за счет мгновенного препятствия его движению вызывает образование в нем трещин и приводит к предварительному разрушению на этапе подачи в дробилку.

Условия переворачивания при движении по наклонной направляющей характеризуются запасом энергии и определяются условием:

$$s = \frac{g\sqrt{h^2 + l^2}(1 - \sin(\alpha + \varphi)) - V_0^2 \sin^2 \alpha}{2g(\sin \varphi - f \cos \varphi) \sin^2 \alpha}$$

где $\alpha = \operatorname{arctg} \frac{h}{l}$;

g – ускорение свободного падения;

h – высота пирога агломерата;

l – длина пирога агломерата;

f – коэффициент трения;

φ – угол наклона направляющей поверхности к горизонту.

Рассмотрены условия переворачивания агломерационного спека при мгновенном препятствии его скольжению.

Conditions of overturning agglomerate are considered at an instant obstacle to his sliding.

Библиографический список.

1. Интенсивная механическая обработка агломерата. Теория, оборудование, технология. Борискин И.К., Арыков Г.А., Пыриков А.Н. - М.: МИСИС, 1998. -248 с.

2. Левченко О.О., Галич В.А., Алтухов В.М., Левченко Е.П. Спосіб подання агломерату в одновалкову зубчасту дробарку. Деклараційний патент на корисну модель № 17859, Україна, МКИ В 02 С 4/10. Опубл. 16.10.06 Бюл. № 10.

3. Яблонский А.А., Никифоров В.М. Курс теоретической механики. Динамика. - М.: Высш. шк., 1971. - 488 с.

*Аспирант Васильев Д.Б.,
аспирант Кузнецов Д.Ю.,
канд. тех. наук, доцент Куберский С.В.,
студент Серегин М.Г.,
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)
начальник группы непрерывной разливки
и внепечной обработки стали Пащенко А.В.,
(ЦЛК ОАО «АМК», Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ВОДОРОДА В МЕТАЛЛЕ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ

Наведені результати досліджень впливу водню, на хід технологічного процесу безперервного лиття. Запропоновані рекомендації з підготовки метала до розливання.

Наличие растворенного водорода в стали является причиной ряда дефектов и увеличивает отбраковку металлопродукции. Эти дефекты являются следствием внутреннего давления, возникающего когда атомы водорода спариваются для образования стабильных молекул H_2 большего объема.

Негативным проявлением водорода в стали являются флокены, они появляются при температуре менее $200\text{ }^{\circ}\text{C}$ и приводят к трещинам в стальных конструкциях.

Влияние водорода проявляется уже при $1 - 2\text{ см}^3/100\text{ г}$, и с дальнейшим увеличением его концентрации механические свойства стали ухудшаются. При $5 - 10\text{ см}^3/100\text{ г}$ пластичность металла минимальная и не изменяется при дальнейшем увеличении содержания водорода. Следует иметь в виду, что водородное охрупчивание в стали имеет место в температурном интервале от $-100\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $+100\text{ }^{\circ}\text{C}$ [1].

Различные источники подтверждают наличие связи между содержанием водорода в стали и прорывами на МНЛЗ. Эти прорывы имеют вид залипания и объясняются адсорбцией водорода в смазку кристаллизатора. Пузыри газа вызывают кристаллизацию смазки и увеличивают ее вязкость. Риск прорывов становится критичным, когда уровень водорода превышает 9 ppm или $9,7\text{ см}^3/100\text{ г}$, [2].

Основной задачей данной работы является исследование влияния водорода на технологические параметры непрерывной разливки и раз-

работка рекомендаций способствующих повышению эффективности процесса получения непрерывнолитых слябов.

Одной из основных проблем непрерывной разливки сталей на двухручьевой слябовой криволинейной МНЛЗ №1 ОАО «АМК» является зависание слитка в кристаллизаторе и повышение в результате этого вероятности прорыва металла.

Для исследования влияния водорода на технологию непрерывной разливки и возникновение аварийных ситуаций была проведена статистическая обработка 171 плавки по данным разливочных журналов МНЛЗ №1. На основании данных таблицы 1 была построена зависимость процента аварийности от содержания водорода в металле (рис.1).

Таблица 1 – Процент аварийности в зависимости от содержания водорода в металле

Содержание водорода, ppm	Кол-во безаварийных плавов, шт	Кол-во аварийных плавов, шт	Процент аварийности, %
4,0÷4,4	4	1	20
4,5÷4,9	16	1	5,9
5,0÷5,4	28	5	15,2
5,5÷5,9	17	9	34,6
6,0÷6,4	6	9	60
6,5÷6,9	0	11	100
7,0÷7,4	2	11	84,6
7,5÷7,9	2	8	80
8,0÷8,4	4	8	66,7
8,5÷8,9	2	5	71,4
9,0÷9,4	1	4	80
9,5÷9,9	2	3	60
10,0÷10,4	1	4	80
10,5÷10,9	2	3	60
11,0÷11,4	0	2	100

Из рисунка 1 видно что содержание водорода в металле оказывает немаловажное влияние на ход технологического процесса. Подвисание слитка в кристаллизаторе и вероятность возникновения аварийных ситуаций возрастает с ростом содержания растворенного в стали водорода. Исходя из данных рисунка 1 при содержании водорода до 4,9 ppm количество аварийных плавов не превышает 10%, а дальнейшее повышение содержания водорода приводит к увеличению этого числа до 82%.

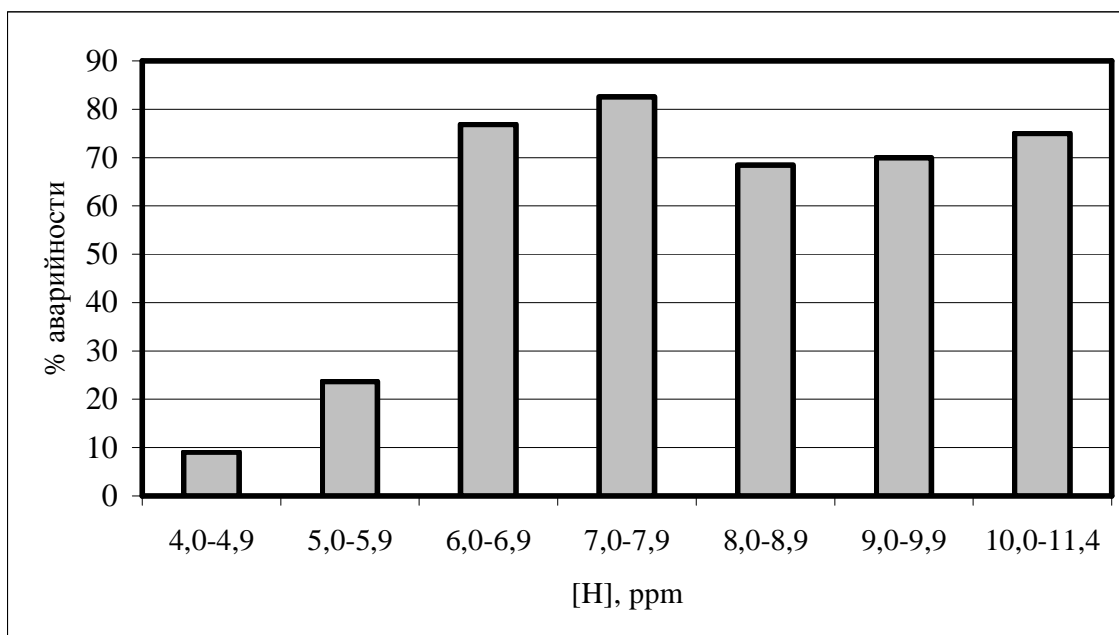


Рисунок 1 – Влияние [H] на возникновение аварийных ситуаций при непрерывной разливке

Таким образом, повышенное содержание водорода существенно ухудшает технологические параметры процесса и необходимо принимать меры для предотвращения насыщения им металла.

Известно, что основным источником водорода при производстве стали являются шлакообразующие материалы и в первую очередь известь. Кроме того, глубокое раскисление стали на установке печь-ковш (УПК) и наличие известково-алюминиевого шлака будет способствовать повышенному поглощению водорода из атмосферы, так как основные шлаки имеют высокую газопроницаемость [3].

Наличие такого шлака характерно технологии внепечной обработки металла на ОАО «АМК». С целью глубокой десульфурации металла и шлака их раскисляют большим количеством алюминия в виде чушек, гранул, катанки и алюмофлюса.

Для исследования поведения водорода в ходе подготовки металла для непрерывной разливки было проанализировано 30 плавов марки 1006 (табл. 2), и построены зависимости содержания водорода в промежуточном ковше МНЛЗ от количества вводимых шлакообразующих и раскислителей при внепечной обработке стали на УПК (рис.2,3).

Таблица 2 – Расход материалов при обработке стали марки 1006 на УСП

№ плав-ки	[H], ppm	(CaO), кг	Al _{кат-ка} , кг	Al _{флюс} , кг	Al _{гран} , кг	Al _{чуш} , кг
1	3,7	2000	350	550	-	304
2	4,8	2100	377	590	140	320
3	4,7	2000	345	700	-	220
4	4,5	1600	225	500	-	220
5	4,5	2100	320	700	90	213
6	5,8	1800	410	600	40	134
7	5,8	2700	460	550	90	200
8	5,4	2550	360	800	140	192
9	5,6	2650	440	690	175	285
10	5,0	2100	270	360	130	224
11	5,9	1800	320	670	161	130
12	5,7	2350	305	550	125	224
13	5,5	1800	368	550	-	252
14	5,7	1900	475	750	90	255
15	5,8	2700	445	540	140	130
16	5,3	2600	340	880	-	203
17	5,1	2350	410	400	30	100
18	5,3	2300	480	600	60	210
19	5,7	1900	320	600	-	194
20	5,7	2150	365	550	60	133
21	5,1	2200	340	650	120	229
22	5,2	2150	490	800	90	298
23	5,4	2050	370	700	60	246
24	6,6	2100	410	550	60	190
25	6,6	2150	500	900	60	141
26	6,3	2000	330	600	60	128
27	6,3	2400	400	650	60	261
28	6,1	2400	350	600	30	170
29	7,1	2700	490	650	90	222
30	7,4	2900	357	950	105	208

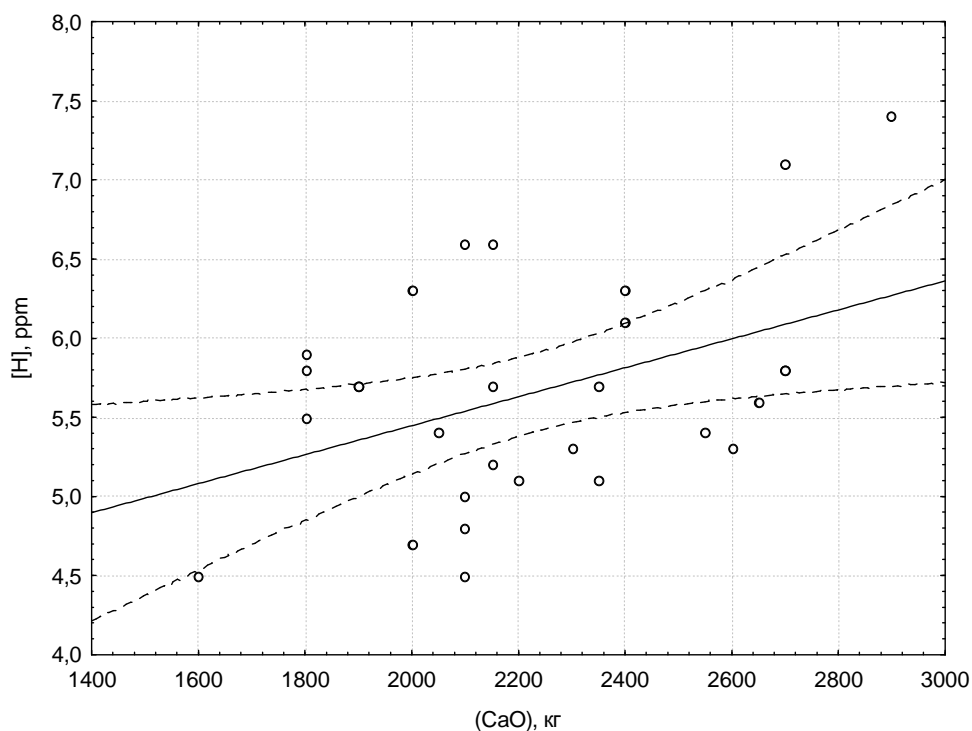


Рисунок 2 – Зависимость содержания [H] в металле от расхода извести на УКП (коэффициент корреляции $r = 0,4240$)

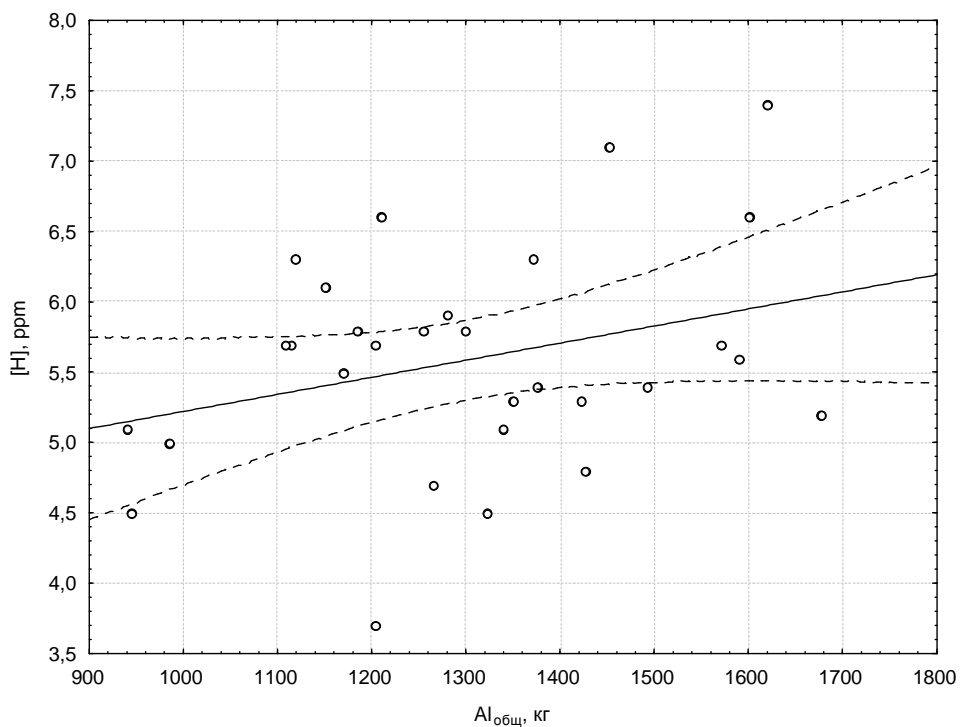


Рисунок 3 – Зависимость содержания водорода в стали от количества вводимых алюмосодержащих материалов, (коэффициент корреляции $r = 0,3085$)

Статистическая обработка результатов позволила установить зависимости содержания водорода в стали от:

- количества присаживаемой извести,

$$[H] = 3,6153 + 0,0009 * (CaO);$$

- количества вводимых алюмосодержащих материалов,

$$[H] = 4,005 + 0,0012 * [Al_{общ}];$$

Проведя анализ найденных зависимостей можно сделать вывод, что содержание водорода в металле существенно повышается с увеличением расходов извести и алюмосодержащих материалов.

Для предотвращения насыщения металла водородом необходимо принимать меры по снижению содержания влаги в извести, а также минимизировать расход алюмосодержащих материалов применяемых для раскисления металла.

Приведены результаты влияния водорода на ход технологического процесса непрерывной разливки. Даны рекомендации по подготовке металла к разливке.

Results of influence of hydrogen on a course of technological process continuous casting are presented. Recommendations on preparation of metal to casting are given.

Библиографический список.

1. Смирнов А.Н. и др. Теория и практика непрерывного литья заготовок. / А.Н. Смирнов, А.Я. Глазков, В.Л. Пилюшенко В.Л. и др. – Донецк: ДонГТУ, ООО «Лебедь», 2000. – с. 97-99.

2. LMr. P.J. Zakowski, Mr. L.V. Brannon, Mr. D.C. Mooney, Mr. W. Stolncker and Mr. R.P. Stone. "Application of direct hydrogen measuring system for process evaluations", *Proceedings Steelmaking Conference 1989*, 72, pp 393 – 400.

3. Дюдкин Д.А. и др. Производство стали на агрегате ковш-печь./ Д.А. Дюдкин, С.Ю. Бать, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев. – Донецк: ООО «Юго-Восток, ЛТД», 2003. – С. 60-61.

*Аспирант Кузнецов Д.Ю.
Канд. техн. наук, доцент Куберский С.В.
Аспирант Васильев Д.Б.
Студент Переяслов Д.В.
Студент Сергухин А.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)
Начальник группы непрерывной разливки
и внепечной обработки стали Пащенко А.В.
(ЦЛК ОАО «Алчевский металлургический комбинат»,
г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ КРЕМНИЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАЛОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ

Наведені результати дослідження зміни вмісту кремнію у маловуглецевій низькокремністій сталі під час позапічної обробки і пропозиції з оптимізації її виробництва в умовах ВАТ «Алчевський металургійний комбінат».

В сортаменте ОАО «АМК» доля производства малоуглеродистых сталей типа 1006 SAE, 1008 SAE, 1010 SAE составляет около 30 %. Листовой прокат из этих сталей у потребителей, например в автомобилестроении, подвергается глубокой вытяжке. Предел текучести такой стали зависит от содержания примесей, особенно кремния, содержание которого не должно превышать 0,03 %, а для стали марки 1006 SAE – 0,025 %. Анализ технологических параметров производства отмеченных сталей показал, что содержание кремния в маркировочной пробе часто превышает допустимые пределы. Наибольший прирост содержания кремния в металле наблюдается в процессе глубокой десульфурации его на установке «ковш-печь» (УКП).

В последние годы с целью предотвращения восстановления кремния при производстве низкокремнистых малоуглеродистых марок стали разрабатываются новые технологии рафинирования металла на УКП [1]. Однако на сегодняшний день данная проблема остается актуальной и требуются дополнительные исследования для дальнейшего ее решения.

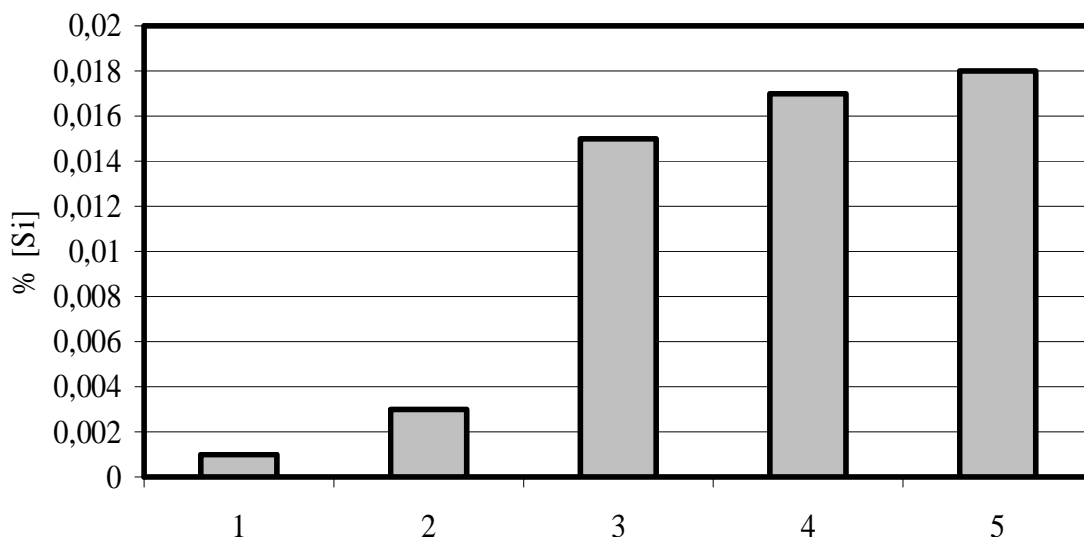
Данная статья посвящена исследованию поведения кремния при производстве малоуглеродистой низкокремнистой стали во время вне-

печной обработки в условиях сталеплавильного производства ОАО «АМК».

Основной задачей предложенной работы было усовершенствование технологии рафинирования металла для предотвращения восстановления кремния.

На ОАО «АМК» выплавку металла производят в двухванном сталеплавильном агрегате (ДСА) садкой 2×300 т с последующей обработкой на УКП и разливкой на слябовой МНЛЗ. Выпуск металла осуществляется в ковш емкостью 300 т с шамотной футеровкой, который транспортируется на установку перелива. Перелив производят через два шибера в разливочный ковш с основной футеровкой. В ходе перелива металл продувают аргоном. Через 1,5-2,0 мин после начала перелива вводят чушковый алюминий, марганец металлический и твердую шлакообразующую смесь (ТШС), состоящую из извести (75 %) и плавикового шпата (25 %). Данная технологическая операция позволяет свести к минимуму попадание печного шлака в разливочный ковш и снизить окисленность металла. После перелива металл поступает на установку «ковш-печь».

Остаточное содержание кремния после перелива составляет 0,001-0,002 %. Заметный прирост содержания кремния в стали происходит при обработке на УКП (рис. 1).



1 - после перелива; 2 и 3 - в начале и конце обработки на УКП;
4 и 5 - в начале и конце разливки

Рисунок 1 – Среднее изменения содержания кремния по ходу технологического процесса производства малоуглеродистой стали

Источниками кремния в металле во время ковшевой обработки являются: алюминий чушковый, используемый для предварительного раскисления при переливе и раскисления на УКП (содержит до 5 % Si), алюминиевая катанка, применяемая для окончательного раскисления и легирования на УКП (содержит до 2 % Si), а также кремнезем рафинировочного шлака, из которого кремний может восстанавливаться алюмотермическим процессом. В свою очередь SiO_2 поступает в шлак:

- при попадании в ковш печного шлака на переливе;
- при вводе ТШС, содержащей 9,5 % SiO_2 ;
- при вводе на УКП алюмофлюса (отходы производства вторичного алюминия), содержащего до 15 % SiO_2 ;
- при раскислении шлака алюминиевыми гранулами (содержащими до 5% SiO_2).

По данным химического анализа проб шлака при выплавке стали марки 1006 SAE содержание оксида кремния в нем достигает 10 %. Рафинировочный шлак к концу обработки плавки, когда происходит основной прирост содержания кремния в металле, имеет следующий состав: 55-60 % CaO, 7-10 % SiO_2 , 23-27 % Al_2O_3 , 7-9 % MgO, < 0,5 % FeO+MnO.

В ходе десульфурации на УКП шлак и металл в ковше подвергаются раскислению дробью алюминия (0,3 кг/т), алюминиевыми чушками (0,72 кг/т), алюминиевой катанкой (1,1 кг/т), алюмофлюсом (1,8 кг/т), причем расход алюминия зависит от окисленности металла перед УКП (рис. 2). В процессе раскисления, наряду со снижением содержания оксидов (FeO) и (MnO), активизируется процесс восстановления кремния из кремнезема [1].

Для глубокой десульфурации суммарное содержание (FeO+MnO) должно быть не более 0,5 %. Чем глубже раскисление шлака, тем вероятнее взаимодействие вводимого в виде алюминиевых гранул алюминия с кремнеземом и восстановление кремния. Возможность протекания алюмотермического восстановления подтверждается данными работы [2], которые свидетельствуют о том, что алюминий может быть восстановителем кремния из кремнезема во всем температурном интервале, характерном для условий внепечной обработки. Кроме того, при температуре от ~ 1600 °C восстановителем кремния может быть и углерод, источником которого являются графитовые электроды. Образующийся в процессе восстановления кремний перейдет в металл, где он не может быть вторично окислен из-за присутствия алюминия.

Однако, при указанном составе шлака в системе CaO-MgO- Al_2O_3 - SiO_2 кремнезем, присутствующий в шлаке в виде кристобалита, связывается в термодинамически более прочные сложные оксидные соединения, что затрудняет восстановление кремния. Анализ данных, приведен

ных в работе [3], показывает, что при температуре шлака на У КП 1800-1900 К в устойчивой форме существуют только соединения CaO-SiO_2 , 2CaO-SiO_2 , 3CaO-SiO_2 , 2MgO-SiO_2 , $3\text{Al}_2\text{O}_3-2\text{SiO}_2$, CaO-MgO-SiO_2 , $\text{CaO-AL}_2\text{O}_3-2\text{SiO}_2$, $2\text{CaO-Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$. При этом термодинамически предпочтительнее будет образование муллита и анортита.

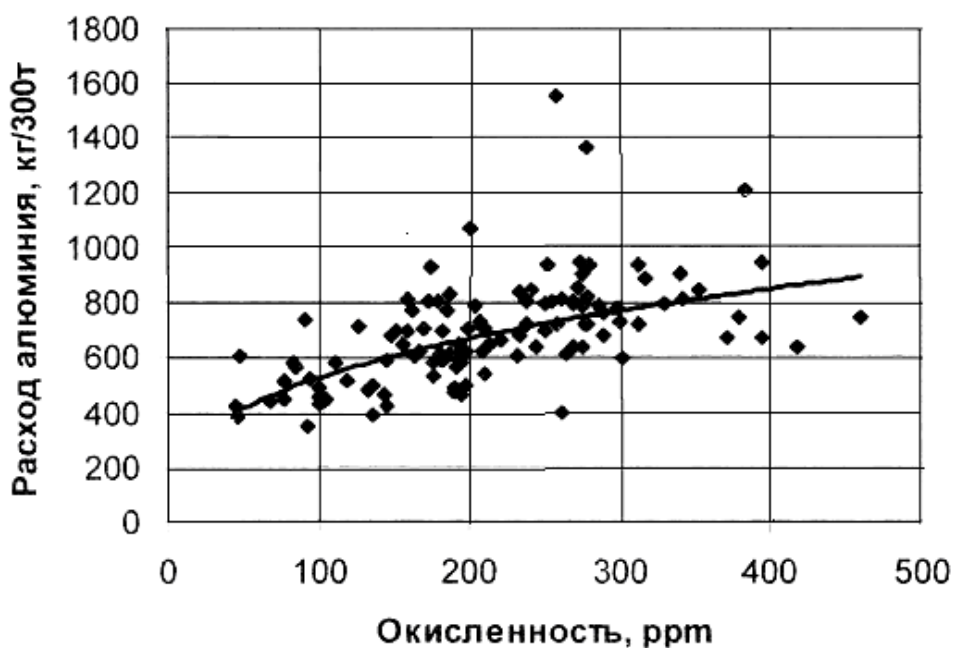


Рисунок 2 – Зависимость расхода алюминия от окисленности металла

Исходя из этого можно утверждать, что основная часть кремния восстанавливается в зоне дуги. В условиях низкотемпературной плазмы в зоне работы дуги происходит разложение сложных оксидных соединений, и освобождающийся кремнезем восстанавливается алюминием, введенным в шлак в виде гранул, алюминием растворенным в металле и углеродом графитовых электродов. Таким образом, чем больше длительность дугового нагрева металла после наведения рафинировочного шлака, тем больше будет восстановлено кремния. Трансформатор У КП ОАО «АМК» имеет 12 ступеней напряжения в порядке возрастания с 1 по 12, соответственно при работе на 6-8 ступенях, характерной технологии ОАО «АМК», длительность нагрева металла увеличивается, что влечет за собой большее восстановление кремния в зоне дуги. Поэтому в конце обработки целесообразнее работать на 9-10 ступенях (11-12 ступени не рекомендуются во избежание растрескивания электродов, обусловленного конструктивными особенностями установки).

Опыт работы УКП ОАО «АМК» показал высокую эффективность применения алюмофлюса при наведении рафинировочного шлака. Алюмофлюс ($Al_{мет}$ 12-14 %; Al_2O_3 55-65 %; SiO_2 5-10 %; CaO 2-3 %; $Fe_{общ}$ 4,5-5,5 %; Na_2O+K_2O 0,05-0,09 %; $NaCl+KCl$ 6-10 %) позволяет сократить расход алюминиевых гранул, провести эффективную десульфурацию металла и обеспечить незначительный прирост содержания кремния в стали. Высокая эффективность применения алюмофлюса обусловлена следующим:

- алюминий металлический раскисляет шлак, усиливая его десульфурующую способность;
- вносимый в шлак Al_2O_3 повышает его жидкоподвижность, ускоряя физико-химические процессы рафинирования стали;
- Al_2O_3 алюмофлюса хорошо связывает кремнезем в неактивные сложные оксидные соединения.

На УКП ОАО «АМК» существует практика введения магнезито-вого порошка в наведенный рафинировочный шлак при быстром росте содержания кремния в стали. Это приводит к загущению шлака и замедлению перехода кремния в металл. Согласно данным работы [2] при температуре свыше $2200\text{ }^{\circ}C$, достигаемой в зоне работы дуги, кремний может быть восстановителем магния. Следовательно, при введении магнезита в зону работы дуги кремний, растворенный в металле, и восстанавливаемый из кремнезема кремний будет расходоваться на восстановление магния из MgO . Таким образом можно не только предотвратить переход кремния в металл, но и снизить его содержание в стали.

В результате проведенных исследований были разработаны технологические рекомендации для повышения эффективности рафинирования металла и предотвращения восстановления кремния. Данные рекомендации предполагают:

- исключить выпуск из ДСА «передутого» металла (с высокой окисленностью) для уменьшения расхода алюминия при его раскислении;
- максимально ограничить попадание печного шлака в разливочный ковш при переливе;
- во время наведения рафинировочного шлака увеличить расход алюмофлюса взамен алюминиевых гранул;
- обеспечение быстрого нагрева (работа на 9-10 ступенях) металла в конце внепечной обработки;
- во избежании восстановления кремния при легировании металла алюминием вводить алюминиевую катанку в самом конце ковшевой обработки без последующего нагрева;
- при быстром росте содержания кремния в стали вводить в зону работы дуги магнезит.

Приведены результаты исследования изменения содержания кремния в малоуглеродистой низкокремнистой стали во время внепечной обработки и предложения по оптимизации ее производства в условиях ОАО «Алчевский металлургический комбинат».

The results of research of change of maintenance of silicon in low-carbon low-silicon steel during LF-process and suggestions on optimization of its production in the conditions of OJSC «Alchevsk iron and steel works».

Библиографический список

1. Валиахметов А.Х., Бигеев В.А., Степанов А.А., Самойлин С.А. Особенности изменения содержания кремния в малоуглеродистой стали во время ковшевой обработки // *Сталь*. 2004. №7. С.22-23.

2. Филиппов С.И. Теория металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1967. – С.99.

3. Низяев К.Г. Термодинамические закономерности восстановления магнетита под слоем жидкого металла // Труды IX международной научно-технической конференции «Теория и практика кислородно-конвертерного процесса». - Днепропетровск: ГМетАУ, 1998. С.26-27.

*Аспірант Пологович І.А.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

АНАЛІЗ БАГАТОЧАСТОТНОГО НАВАНТАЖЕННЯ ШАРУ МАТЕРІАЛУ У ВІБРОІНЕРЦІЙНОМУ КОНІЧНО-КІЛЬЦЕВОМУ ЗДРІБНЮВАЧІ

Приведені результати дослідження слідів абразивного зношування поверхонь здрібнюючих кільцевих металевих деталей у віброінерційному конічно-кільцевому здрібнювачі під впливом багаточастотного навантаження в ньому шару роздрібнюваного матеріалу і запропоновані методи зниження інтенсивності підвищення шорсткості їх поверхні.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. У системі механічного руйнування твердої мінеральної сировини проблема отримання дрібнозернистих продуктів залишається багато в чому не вирішеною, незважаючи на те, що в цьому напрямку ведуться інтенсивні дослідження [1-4]. Аналіз [2] отриманих даних свідчить, що при цьому суттєво збільшуються витрати енергії на утворення і руйнування агрегатів часток та на роботу тертя. До того ж ефект взаємодії дрібнодисперсних часток подрібнюваного матеріалу поміж собою і з здрібнюючими деталями при сухому здрібнюванні приводить до добре відомого з практики явищу їх щільного агрегування та шарового налипання порошку на шорсткі робочі поверхні здрібнюючих деталей, що помітно підвищує енергозатрати і зменшує продуктивність та ефективність подальшого здрібнювання. Тому необхідність підвищення цих показників обумовлених, в основному, інтенсивністю навантаження шару здрібнюваного матеріалу і шорсткістю робочої поверхні здрібнюючих деталей, є особливо актуальною. Тому це свідчить про актуальність вивчення процесу збільшення шорсткості робочих поверхонь здрібнюючих деталей у віброуючому суцільному потоці абразивних матеріалів під впливом багаточастотного навантаження і розробки конструктивно-технологічних методів зниження інтенсивності підвищення шорсткості робочих поверхонь здрібнюючих деталей.

Аналіз досліджень і публікацій, у яких початі рішення даної проблеми. У роботах [1-4] приведені результати досліджень і опису розроблених способів підвищення якості робочих поверхонь здрібнюючих деталей при їх експлуатації та ефективності роботи здрібнювача при

виникненні агрегування окремих часток подрібнюючого матеріалу при його здрібнюванні. Тому звичайне бажання підвищити економічні показники цих процесів обумовило розвиток праць [2-4] з удосконалення прогресивних конічних віброінерційних подрібнювачів і швидкохідних відцентрових кульових кільцевих здрібнювачів з відцентровими інтенсифікаторами та транспортним диском. Основною відмінною ознакою такого типу здрібнювачів є руйнування подрібнюваного матеріалу у шарі в умовах інтенсивного багаточастотного вібраційного впливу. Однак при цьому не завжди результати позитивні. В умовах сухого здрібнення спостерігається в основному абразивний знос, який виявляється у вигляді мікрорізання і мікроподряпання робочих поверхонь і від яких внаслідок цього відриваються частки метала і збільшується шорсткість робочих поверхонь здрібнюючих деталей. При цьому на поверхнях здрібнюючих деталей утворюються сліди абразивного зносу у вигляді сукупності виступів та впадин різних форм і розмірів [5].

В останні роки виконано багато наукових досліджень [1-4], спрямованих на вивчення змінювання якості робочих поверхонь здрібнюючих деталей від зносу при інтенсивному здрібнюванні абразивного матеріалу та розроблено ряд методів зменшення шорсткості поверхонь. У той же час складність і невивченність природи підвищення шорсткості поверхонь здрібнюючих деталей при їх експлуатації у вібруючому суцільному потоці сипучих абразивних матеріалів і різко відрізняючі умови експлуатації утрудняють застосування відомих методів для зниження інтенсивності підвищення шорсткості робочої поверхні здрібнюючих деталей в процесі здрібнення.

Постановка задачі. Дослідження слідів абразивного зношування поверхонь здрібнюючих кільцевих металевих деталей у віброінерційному конічно-кільцевому здрібнювачі під впливом багаточастотного навантаження в ньому шару роздрібнюваного матеріалу і розробка раціональних конструктивно-технологічних методів зниження інтенсивності підвищення шорсткості робочих поверхонь здрібнюючих деталей в процесі здрібнення.

Виклад матеріалу досліджень і його результати. Для рішення цієї поставленої задачі була використана за допомогою удосконалення розроблена раніше автором фізична модель камери здрібнювання такого типу подрібнювача, принципова схема якої приведена на рис. 1. Основними складовими частинами камери здрібнювання є розміщені в корпусі 1 подрібнювально-дозувальна камера 2 з завантажувальним патрубком 3, перфорована кільцева камера 4 з змонтованими один в другому окремими співвісними вертикальними кільцями 5, 6, 7 і 8, яка заповнена подрібнюючими кулеподібними тілами 9, 10 і 11, розвантажувальний патрубок 12, дисковий конус 13, а у середині її внутрішнього перфоро-

ваного кільця поміщений додатковий відцентровий інтенсифікатор, виконаний у вигляді вільно розташованого кулеподібного бігуна 14, що робить круговий поступальний рух за допомогою прикріпленого до дискового конусу 13 водила 15, що дозволяє виконувати зміщення кільцевої камери 4 в горизонтальному напрямку, а також привідний вал 16.

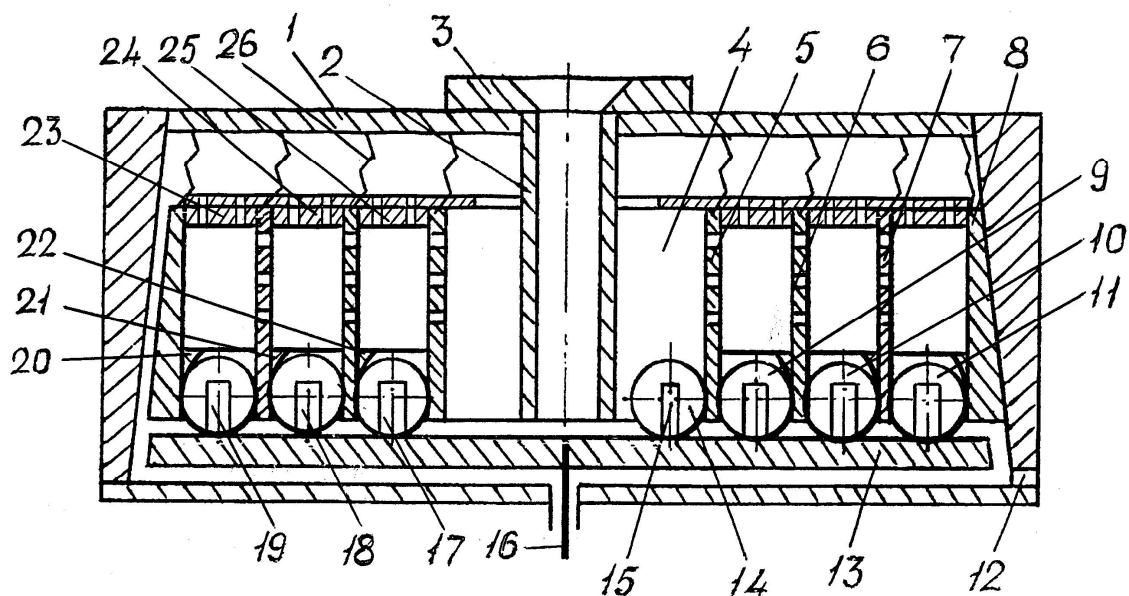


Рисунок 1 – Схема удосконаленої камери здрібнювання

У кільцевій камері поміщені між кільцями вільно розміщені і прикріплені по колу до дискового конуса 13 додаткові водила 17, 18 і 19 з вільно розташованими між ними подрібнюючими кулеподібними тілами 9, 10 і 11, а в кільцях 6, 7 і 8 в нижній частині розміщені жорстко з'єднані з ними додаткові кільця 20, 21 і 22 з вогнутими біговими доріжками з конфігурацією робочих поверхонь наближеною в поперечному напрямку до сферичного профілю з радіусом більше чим радіус здрібнюючої кулі, яка контактує з поверхнею доріжки. До того ж у кільцевій камері кільця 5, 6, 7 і 8 у своїй верхній частині жорстко з'єднані між собою перфорованими дисковими перегородками 23, 24 і 25 і підвишені за допомогою пружної підвіски 26 з можливістю зміщення їх в горизонтальному напрямку.

За допомогою обертального руху дискового конуса 13 і коливального руху кільцевої камери матеріал, що подрібнюється, рівномірно відкидається за допомогою відцентрових сил до циліндричних стінок кільця. Після контакту зі стінками швидкість часток матеріалу, що подрібнюється, гаситься і частки під дією сили тяжкості і зчеплення за рахунок сил тертя з поверхнею диска 7 переміщуються уздовж циліндри-

чних стінок. Здрібнюючі кулі, які поміщені поміж циліндричними стінками кілець в рівномірно розташованих проміжках поміж додатковими водилами, постійно притискаються під впливом виникнення при обертанні транспортного диска 13 на валу 16 відцентрових сил до внутрішніх стінок кілець і в місці контакту кулі з циліндричною стінкою частки матеріалу, що подрібнюється, руйнуються. При цьому вся оброблювальна поверхня послідовно обходиться декількома кулями.

Так як при цьому активний робочий простір поміж здрібнюючою кулею та стінкою кільця зменшується зі зменшенням розміру часток матеріалу, що подрібнюється, тому для збереження постійності загального обсягу активного робочого простору збільшується кількість куль зі зменшенням розмірів їх на кожній ступені, що дозволяє отримати високу ступінь здрібнення часток у подрібнювачі. Таким чином кулі учиняють складний рух, який перебуває одночасно в русі по колу і горизонтальному коливальному русі з амплітудою, яка визначається відстанню поміж стінками кілець. Такий рух куль викликає вібрацію кілець, що сприяє руху і руйнуванню матеріалу, що подрібнюється.

В машині цього типу подрібнювання матеріалу виконується комбінованим діянням роздавлювання з розтиранням поряд з ударяючим багаточастотним навантаженням. Вплив двухчастотних і багаточастотних коливань на частки матеріалу, що подрібнюється, скорочує тривалість здрібнення, а у ряді випадків сприяє зниженню енергозатрат на процес подрібнювання. Це пояснюється тим, що енергозатрати зменшуються внаслідок зниження роботи сил тертя на контактних поверхнях куля – частка матеріалу, що подрібнюється, - стінка кільця.

При цьому швидкість переміщення подрібнюючих часток через камеру визначається конструктивними і технологічними параметрами камери здрібнювання та швидкістю обертання дискового конуса 13, який є такий, що швидко зношується одночасно з робочими здрібнюючими поверхнями додаткових кілець.

Необхідно також відзначити, що при математичному моделюванні механіки стирання поверхні передбачається, що з огляду на те, що зразки дискового конуса і кілець за формою і розмірами перед кожним досвідом були однакові, а в якості визначення шорсткості здрібнюючих поверхонь був прийнятий критерій оцінки висоти нерівностей профілю здрібнюючих поверхонь по десятих точках R_z , яка є сумою середніх абсолютних значень висот п'яти найбільших виступів профілю поверхні і глибин п'яти найбільших впадин профілю в межах базової довжин, шорсткість здрібнюючої поверхні може бути визначена з вираження [5]:

$$R_z = \frac{1}{5} \left(\sum_{i=1}^5 |H_{i_{\max}}| + \sum_{i=1}^5 |H_{i_{\min}}| \right), \quad (1)$$

де $H_{i\max}$ – висота i -го найбільшого виступу профілю; $H_{i\min}$ – глибина i -ї найбільшої впадини профілю.

За допомогою досліджень відмічено, що швидкість обертів дискового конуса з кулями сильно впливає на шорсткість поверхонь кілець не тільки за рахунок пластичних деформацій металу кілець, але і за рахунок чисто геометричних причин. Це пояснюється тим, що кулі не мають загальної суцільної дорожки, тому що при виготовленні куль неможливо дістати їх ідеально точні розміри [5]. Внаслідок цього кожна подальша куля на поверхні попадає на нові виступи, а не на старі впадини і прорізає притиснутою абразивною часткою, що подрібнюється, нову впадину, що дозволяє зменшити тим самим шорсткість поверхні кільця. В той же час збільшення швидкості обертання куль диском підвищує частоту навантаження часток матеріалу, що подрібнюється. Це викликає пластичну деформацію за рахунок підвищення інтенсивності і терміну тертя зерен матеріалу, що подрібнюється, об оброблювану поверхню, що збільшує її наклепання на 7% і зменшує при цьому шорсткість на 38%. При цьому слід відмітити, що глибина наклепання при зміцненні кулею невеликого діаметру складає близько 0,5 мм і є недостатньою. Тому необхідно на холостому ході для профілактичного одержання більшої глибини наклепання Z при зовнішнім навантаженні q на одиницю ширини смужки контакту, як впливає із співвідношення

$$Z \sim (q \cdot d)^{1/2} \quad , \quad (2)$$

варто використовувати елемент, що упрочує, більшого діаметра d .

Отримані дані дослідження здрібнювання матеріалу в представленій камері подрібнювання дозволяють зробити висновок, що при зниженні шорсткості поверхні металевих кілець зменшується її знос, а товщина незворотного доформіруемого шару часток матеріалу складає для більшості матеріалів, що подрібнювались в цій камері, при сухому здрібнювання 8-17 мкм, а при мокрому 1,5-1,9 мкм.

Висновки і напрямки подальших досліджень. Приведені результати дослідження слідів абразивного зношування кільцевих металевих деталей у віброінерційному конічно-кільцевому здрібнювачі під впливом багаточастотного навантаження в ньому шару роздрібнюваного матеріалу і запропоновані раціональні конструктивно-технологічні методи зниження інтенсивності підвищення шорсткості їх робочих поверхонь дозволяють зробити висновок, що найбільш ефективним методом підвищення якості робочих поверхонь здрібнюючих деталей є профілактичне зміцнення їх наклепанням. Далі необхідно провести додаткові дослідження зміцнення та зменшення шорсткості робочих повер-

хонь здрібноуючих деталей багаточастотним віброінерційним динамічним ударяючим навантаженням.

Приведены результаты исследований следов абразивного износа поверхностей измельчающих кольцевых металлических деталей в вибрационном коническо-кольцевом измельчителе под воздействием многочастотного нагружения в нем слоя измельчаемого материала и предложены методы снижения интенсивности повышения шероховатости их поверхности.

The outcomes of researches of tracks of an attrition of surfaces of crushing ring metal parts in vibrational conic-ring crusher under action of a multifrequency loading in itof a stratum of a crushed material are reduced and the methods of a decrease of intensity of a raise of a grain of their surface are offered.

Бібліографічний список

1. Повышение износостойкости горно-обогатительного оборудования / Н.С. Пенкин, Е.П. Капралов, П.В. Маляров и др.: Под ред. Н.С. Пенкина. – М.: Недра, 1992. – 256 с.

2. Ходаков Г.С. Тонкое измельчение строительных материалов. – М.: Стройиздат, 1972. -240 с.

3. Пологович И.А., Пологович А.И. Анализ возможных путей снижения металлоемкости и повышения ресурса дисковых истирающих измельчителей / Сб. научн. тр. ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ, 2004. – Вып.18. – С. 187 -191.

4. Пологович І.А. До математичного опису кінетики процесу здрібноування в кінчному стираючо роздавлюючому здрібноувачі / Сб. научн. тр. ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ, 2005. – Вып. 19. – С. 309 – 313.

5. Павлице В.Т. Основи конструювання та розрахунок деталей машин: Підруч.- 2-е вид. перероб. – Львів: Афіша, 2003. -560 с.

СТРОИТЕЛЬСТВО

*Канд., техн. наук, доц. Гайко Ю.І.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)
аспірантка Гайко Є. Ю.
(ХНАМГ, м. Харків, Україна),
канд., техн. наук, проф. Короткова С.Ю.,
канд., техн. наук, доц. Соколенко В.М.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ОСНОВНІ ПИТАННЯ РЕФОРМУВАННЯ ЖИТЛОВО-КОМУНАЛЬНОГО ГОСПОДАРСТВА УКРАЇНИ

В статті розглядаються питання подолання кризової ситуації в галузі комунального господарства. Визначені недоліки та проблеми сучасної економіки ЖКГ. Проаналізовано європейські моделі партнерства держави та бізнесу і можливості їхнього застосування в Україні.

Постановка проблеми. Протягом останніх років наращується невдоволення споживачів якістю комунальних послуг, безперервністю, дотриманням санітарних і температурних норм, що призводить до великих сум неплатежів населення, боргів бюджетних організацій та підприємств. Це тягне за собою значне відставання доходів підприємств від експлуатаційних витрат, що позбавляє можливості розвивати виробництво, оновлювати основні фонди, поповнювати оборотні кошти.

Аналіз публікацій. Питання реформування житлово-комунального господарства (ЖКГ) – одна з ключових тем, які широко обговорюються в нашому суспільстві. Воно є предметом вивчення державних органів, українських науковців та недержавних громадських і наукових організацій. Зокрема, різноманітним проблемам реформування галузі присвячені публікації Волинського Г. [1], Рибалки А. [8], Потапова А. [6], Черняка В. [10] та інші. Грунтовний аналіз стану ЖКГ надано неурядовими дослідницькими організаціями [7,9]. Але залишається відкритим питання фінансування галузі та залученні інвестиційних ресурсів.

Мета статті полягає у визначенні найбільш проблемних підгалузей ЖКГ та узагальненні економічних проблем галузі, а також в окресленні загального напрямку реформування економічних відносин в комунальному господарстві.

Житлово-комунальне господарство – це важлива соціальна галузь, яка забезпечує населення, підприємства та організації необхідними житлово-комунальними послугами, суттєво впливає на розвиток економіки країни. Тут використовується майже чверть основних фондів держави, зайнято 5% працездатного населення країни. Але в той же час, житлово-комунальне господарство є найвідсталішою галуззю вітчизняної економіки.

Найбільш проблемним є питання теплозабезпечення, якості та обсягів подачі води. Тепло у централізованій системі тепlopостачання протягом опалювального сезону подається за мінімальними параметрами, порушується графік початку і закінчення опалювального сезону. Витрати енергоресурсів на одиницю виробленої продукції та наданих комунальних послуг в 2-3 рази перевищують західноєвропейський рівень, нераціональні витрати та втрати питної води в зовнішніх мережах перевищують 30 %.

У 260 містах (58% від загальної кількості міст) якість питної води не відповідає стандартам. Станції очистки підземних та поверхневих вод побудовані за типовими проектами і часто не пристосовані до існуючої якості води. Значна частина підземних вод не проходить очистку і не відповідає стандартам якості води. Приблизно 40% очисних потужностей потребують відновлення або вдосконалення з метою виконання вимог стандартів якості води [5]. Відсутність обігових коштів на підприємствах галузі та незначні обсяги інвестицій не дають можливості не тільки здійснювати заходи з розвитку і модернізації інженерних споруд та мереж водопостачання і водовідведення, а навіть забезпечувати витрати операційної діяльності.

Близько половини основних фондів комунальної теплоенергетики (теплові мережі та котельне обладнання) цілком вичерпали свій нормативний ресурс експлуатації. Найгіршим є технічний стан теплових мереж, майже 7,5 тис. км (або 32%) яких перебувають в аварійному стані. Як результат – щорічні втрати теплової енергії перевищують 12%.

Економіка вітчизняного житлово-комунального господарства носить чітко виражений витратний характер, який не змінюється ще з часів адміністративно-планової економіки. Ключовими ознаками такого стану є:

- відсутність у підприємств ЖКГ стимулів до зменшення витрат матеріальних ресурсів та їх ефективного використання, до підвищення якості обслуговування споживачів послуг;
- неефективна кадрова політика, яка проявляється в великій кількості недостатньо кваліфікованої робочої сили та низькій продуктивності праці (чисельність працівників ЖКГ в розрахунку на 1000 мешканців перевищує рівень країн Європи в 1,5-2 рази);

- неефективність методів державного управління житлово-комунальним господарством, які базуються на адміністративному впливі та директивах;

- майже безправне і залежне становище споживачів житлово-комунальних послуг;

- недосконала тарифна політика: ціноутворення все ще базується на нормативному методі, при цьому мають місце численні факти завищення норм споживання і витрат, порушення у формуванні тарифів.

Однією з найважливіших проблем ЖКГ є невідповідність нормативів споживання та витрат реальним цифрам. В умовах низького забезпечення споживачів послуг спеціалізованими приладами обліку, ця проблема викривлює реальну ситуацію та створює умови для процвітання безгосподарності та зловживання при наданні комунальних послуг. Існуючі нормативи на 30-40% перевищують фактичне споживання.

Українські комунальні підприємства відчувають велику потребу в капіталі, але мають обмежені можливості доступу до фінансових ресурсів. За оцінками експертів [9], потреби водопровідного та каналізаційного господарства в капіталовкладеннях становить понад 1 млрд. доларів, стільки ж потребує сфера теплопостачання. Одним із джерел фінансування підприємств комунального господарства можуть стати приватні інвестори, яких залучатимуть на умовах контракту на управління, концесії та інших формах державно-приватного партнерства.

Однією з особливостей сфери житлово-комунального господарства є те, що вона включає в свій склад підприємства, які є суб'єктами природної монополії, а також підприємства, які можуть успішно функціонувати і в конкурентних умовах. Економічним підґрунтям такого становища є використання підприємствами ЖКГ різнорідних основних фондів. До першої категорії можна віднести основні фонди, які формують інженерну інфраструктуру міста (водо-, тепло-, електро- і газопостачання), до другої – фонди, які забезпечують обслуговування об'єктів інфраструктури. Перша категорія основних фондів технологічно зумовлює монополізм більшості підприємств-виробників комунальних послуг. Згідно Закону України «Про природні монополії» [3] до природних монополій відносяться: виробництво та розподілення електроенергії, централізоване водопостачання та водовідвід, централізоване постачання теплової енергії, а також постачання природного газу. Спільна риса підприємств природних монополій – спадні середні витрати: високі початкові витрати на забезпечення послуги поєднуються з постійними чи навіть спадними витратами на обслуговування кожного наступного споживача. Тому функціонування однієї компанії на ринку, що перебуває у стані природної монополії, є бажаною ситуацією для суспільства, оскільки забезпечує більшу ефективність, ніж існування конкуренції на

ринку. Відповідно, функціонування кількох конкуруючих компаній на одному ринку призводить до зростання середніх витрат на надання послуги. Запровадження конкуренції за входження на ринок між компаніями – економічно доцільна альтернатива конкуренції на ринку, що перебуває у стані природної монополії. На ринках, де існує природна монополія, як правило, використовується концесійна модель партнерства держави та приватного сектору.

На сучасному етапі існують проблеми регулювання тих підприємств, які є суб'єктами природних монополій. Вони проявляються в поєднанні державними регуляторними органами несумісних функцій. Так, місцеві органи влади суміщають функції: 1) власника майна, 2) управління та 3) регулювання. Поєднання цих функцій регуляторним органом призводить до виникнення конфлікту інтересів під час здійснення регуляторної політики. Місцевий орган влади намагається водночас забезпечити інтереси споживачів і максимально реалізувати корпоративні інтереси підприємств, що перебувають у його підпорядкуванні. Досягти необхідного балансу за такої ситуації вдається не завжди.

Останнім часом вироблення державної політики у сфері житлово-комунального господарства активізувалося, що пояснюється, зокрема: збереженням збитковості підприємств галузі, зростанням невдоволення населення якістю комунальних послуг.

Важливим кроком на шляху до реформування галузі комунального господарства стало прийняття в 2004 році Закону про «Про Загальнодержавну програму реформування і розвитку житлово-комунального господарства на 2004-2010 роки» [4]. Головними завданнями прийнятого документу є забезпечення сталого функціонування і розвитку сфери ЖКГ, удосконалення механізмів управління комунальним господарством, ефективне використання ресурсів, стимулювання інвестиційної діяльності в цій галузі, забезпечення доступу всіх верств населення до якісних комунальних послуг. Одним із основних напрямів поліпшення стану галузі є забезпечення ефективного управління та регулювання діяльності суб'єктів природних монополій у сфері житлово-комунального господарства, яке передбачає запровадження делегованого управління підприємствами житлово-комунального господарства шляхом передачі їх в управління, оренду та концесію. (Додаток 1 до Програми). Серед традиційних джерел фінансування Програми (бюджетні кошти та власні кошти комунальних підприємств) окремо виділяються «іноземні інвестиції та кошти фізичних і юридичних осіб, що залучаються шляхом приватизації підприємств житлово-комунального господарства, передачі об'єктів галузі в управління, оренду, концесію» [4]. Очікуване надходження приватних інвестицій і впровадження ефективнішого управління підприємствами має сприяти досягненню визначених Програмою

цілей реформ галузі. Для цього необхідним кроком є створення дієздатної регуляторної системи. Чіткі і прозорі правила гри є передумовою для забезпечення позитивного ефекту від залучення приватного сектору. Регуляторна система визначає правила гри на ринку, що зменшує ризики входження на ринок для приватного інвестора та, відповідно, вартість капіталу. Затверджені та контрольовані регуляторним органом правила та процедури провадження діяльності запобігають проявам корупції і політично мотивованим втручанням влади в діяльність підприємств. Зі збільшенням ролі приватного сектору у володінні або управлінні підприємствами, що надають життєво важливі послуги, державне регулювання забезпечує захист інтересів населення.

В світовій практиці існує три альтернативні моделі участі приватного сектора в управлінні об'єктами муніципальної комунальної інфраструктури:

1) Акціонування комунальних підприємств з подальшим частковим продажем акцій із збереженням контрольного пакету у власності муніципалітету;

2) Збереження муніципальної власності на основні фонди підприємств комунального господарства та залучення приватного сектору для управління цими фондами (в тому числі інвестування);

3) Приватизація шляхом продажу всіх акцій або контрольного пакета акціонованого комунального підприємства приватному інвестору.

Акціонування комунальних підприємств широко розповсюджене в Німеччині, тому цю модель прийнято називати «німецькою». Піонером в застосуванні третьої моделі є Велика Британія, де в 1989 році було приватизовано підприємства з водопостачання та водоочищення («англійська» модель). Друга модель відома як «французька» модель державно-приватного партнерства, тому що у Франції вперше застосовувалося управління підприємствами водопостачання, яке здійснювалося приватними операторами .

Найбільш привабливою для України, на наш погляд, є друга модель партнерства держави і бізнесу. Недолік першої моделі полягає в тому, що вона не орієнтована на реальний бізнес. Акціонерні комунальні підприємства не привабливі для приватного бізнесу, тому що вплив держави на його діяльність надто великий. Ця форма організації партнерства спрямована на отримання бюджетних коштів, а це за сучасних українських реалій майже неможливо. І ще одне зауваження: ця модель не вирішує головної проблеми – залучення ефективного приватного менеджменту. Третій підхід використовується досить рідко (Великобританія, Чилі), тому що в разі продажу активів подвоюються видатки приватної компанії: до інвестиційних витрат додаються витрати з придбання майна. До того ж, ця модель потребує проробленого правового поля та

культури взаємодії інтересів приватного бізнесу та громадськості. В Україні повна приватизація підприємств ЖКГ неможлива через законодавчі положення про заборону приватизації комунальних об'єктів, які мають велике соціальне значення. Застосування концесійних механізмів передбачає друга модель участі приватного сектору в управлінні комунальною інфраструктурою. Така форма партнерства дозволяє розподілити функції володіння, управління та регулювання між приватним сектором та державою, залучити необхідні інвестиційні ресурси та створити ефективне управління підприємствами. Концесійна модель є найбільш розповсюдженою як в розвинутих країнах, так і в тих, що розвиваються.

Висновки.

1. Економіка ЖКГ все ще не змінила свій характер на ринковий, вона характеризується високим ступенем витрат, ресурсомісткістю та низькою ефективністю. Держава як власник комунального господарства не в змозі забезпечити належне обслуговування споживачів, і тому галузь комунального господарства потребує запровадження механізмів державно-приватного партнерства для залучення ефективного приватного менеджменту.
2. Особливої уваги потребують підприємства локальних природних монополій, на ринку яких практично неможливе створення конкурентного середовища, а, отже, доцільне застосування механізмів конкуренції за право управління цими об'єктами.
3. Серед існуючих в європейській практиці моделей залучення приватного сектору в сферу ЖКГ найбільш прийнятною є модель делегованого управління.

В статье рассматриваются вопросы преодоления кризисной ситуации в отрасли коммунального хозяйства. Определены недостатки и проблемы современной экономики ЖКХ. Проанализированы европейские модели партнерства государства и бизнеса и возможности их применения в Украине.

The issues of solving crisis situation in branch of municipal public economy are considered in the article. The problems and disadvantage of current municipal economy are determined. European public-private partnership models and feasibility for implementation in Ukraine have been analyzed.

Бібліографічний список.

1. Волинський Г. Аналіз стану ЖКГ і можливості інвестування галузі // Схід. – 2006. – №1. – с. 40-43.

2. Житлово-комунальне господарство чекає на зміни // Янус Нерухомість. – 2002. – №3. – с. 4 – 5.

3. Закон України „Про природні монополії” № 1682-III від 20.04.2000. - www.rada.gov.ua.

4. Закон України «Про Загальнодержавну програму реформування і розвитку житлово-комунального господарства на 2004-2010 роки» № 1864-IV від 24.06.2004. – www.rada.gov.ua.

5. Національна доповідь про якість питної води та стан питного водопостачання в 2004 році. – К.: Державний комітет України з питань житлово-комунального господарства, 2005. – www.minbud.gov.ua.

6. Потапов А. Финансы водопровода // Финанс. – 2005. – №31. – с. 15-20.

7. Регулятивна реформа у житлово-комунальному господарстві України: Аналітична доповідь до проекту «Програма розробки політики/Регулятивна реформа у житлово-комунальному секторі України». – К.: Міжнародний центр політичних досліджень, 2005. – www.icrps.com.ua.

8. Рыбалка А.Т. Особенности реформирования жилищно-коммунального хозяйства и функции местного самоуправления// Менеджер. – 2003. – № 3. – С. 45-50.

9. Стан та перспективи реформування житлово-комунального господарства України: Аналітичне дослідження. – К.: Лабораторія законодавчих ініціатив, 2004. – 100 с.

10. Черняк В. З. Экономика строительства и коммунального хозяйства. – М.: Юнити-Дана, 2003. – 623 с.

*Канд. техн. наук, доцент Соколенко В.М.
Канд. техн. наук, професор Короткова С.Ю.
Аспірант Жураковський А.Ю.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ПРОБЛЕМИ ТА ПЕРСПЕКТИВИ МІСТОБУДІВНОГО РОЗВИТКУ ІНДУСТРІАЛЬНОГО МІСТА (НА ПРИКЛАДІ М. АЛЧЕВСЬКА)

Розглянуто та проаналізовано основні параметри містобудівного розвитку м.Алчевська. Виділено чинники, що визначають характер розвитку містобудівної ситуації.

Постановка проблеми. Проблема містобудівного розвитку міст Донбасу далека від свого остаточного та раціонального вирішення. Системна складність питання помножена на критичну нестачу містобудівних ресурсів та надмірне перевантаження, викликане соціалістичною індустріалізацією регіону [1]. Визначення точки знаходження містобудівного стану є складною теоретичною задачею, але, на наш, погляд точку біфуркації не досягнуто, і місто має перспективи розвитку за умов вибору та реалізації обґрунтованих рішень.

Завдання статті. Аналіз проблем та перспектив розвитку міста з метою визначення першочергових та стратегічних задач розвитку.

Виклад основного матеріалу дослідження.

Забудова регіону. Місто Алчевськ було засновано в 1896г., тому його архітектура різноманітна оскільки місто росло і розвивалося на протязі всього свого існування. Спочатку перевагу мав приватний сектор, що розташувався біля промислової зони, в основному це одно і двох поверхові будинки з присадибними ділянками. В післявоєнні роки почалася активна будова будинків середньої поверховості (3-х і 5-ти). З урахуванням рози вітрів будівництво велося в східному напрямі від промислової зони і займана ними площа складає практично 2/3 від загальної площі міської забудови міста. З початку 70-х років почалася активна будова багатоповерхових будинків (9-ти і як досвід 14-ти). В даний час в місті налічується 836 будинків. Місто є одним з найкомпактніших в Україні, на займаній їм площі 50 кв. км. знаходиться 250 вулиць на яких проживає 117 тисяч чоловік.

Селітебна зона розташовувалася в зручному місці з погляду інсоляції. Практично уся селітебна зона розташовується в улоговині, що пере-

шкоджає її продуванню сильними степовими вітрами, які характерні для даного типу місцевості. Також її розташування дуже сприятливе з урахуванням рози вітрів, а це один з головних чинників для даного міста, оскільки Алчевськ є промисловим містом з високою кількістю викидів шкідливих речовин в атмосферу.

Так само наявність водоймищ поблизу селітебної території робить сприятливий вплив на цей мікроклімат. На території міста існує велика кількість водоймищ – 5 ставків.

Структурно-територіальний аналіз міста Алчевська дозволив визначити роль і місце забудови різних часів в планувальній структурі міста і виділити три характерні етапи її формування:

I період - 20-30 і роки - розрізнене відособлене існування групи заводських колоній і нового соціалістичного міста;

II період - 40-50 і роки - контактне поєднання реалізованої забудови нового соціалістичного міста і нових житлових районів;

III період - 60-90 і роки – формування планувально - просторової структури міста, визначення загального лінійного напрямку розвитку міста із збереженням глибинного розташування забудови попередніх років як обмежуючого елементу планувальної структури.

Становлення міста відбувалось разом з регіоном, адже фактично Донбас був містобудівним полігоном, у межах якого було апробовано та впроваджено ідеї містобудування соціалістичного періоду. Бурхливий індустріальний розвиток регіону зумовив появу нових соціалістичних міст (Алчевськ, Горлівка, Краматорськ, Єнакієве, Лисичанськ, Северодонецьк, Червоний Луч та ін.), в яких буди реалізовані проекти детального планування груп житлових кварталів і мікрорайонів 5÷20 тис. чол.; проекти забудови житлових кварталів – 3÷5 тис. чол.

У даний час, як і в 30-80і роки, Донбас є найважливішим промисловим регіоном України. Інтенсивний розвиток в 30-80і роки вугільної промисловості, закладка нових шахт, розвиток металургійної промисловості, коксохімії, хімії, будівництво транспортних магістралей, гігантська потреба в новому житловому будівництві привели до того, що саме Донбас став основним містобудівним полігоном, де були апробовані і практично упроваджені ідеї українського містобудування перших п'ятирічок в частині:

- районного планування. (1929-1930 рр., 1939-1940 рр.);
- будівництва нових міст (Алчевськ, Горлівка, Краматорськ, Єнакієве, Лисичанськ, Червоний Луч та ін.);
- проектів детального планування груп житлових кварталів або житлового району [2].

Для архітектора, уподобання якого складає аналіз історичного розвитку міст, Алчевськ становить класичний зразок міста, основні фази

розвитку якого окреслено територіально. Планувальні та композиційні періоди розвитку можуть бути відокремлені межею на карті міста, що є рідкісним явищем для дослідника.

Показники архітектурно-планувальних параметрів міста.

- загальна територія – 4458 га;
- кількість мешканців, що проживають в його межах – 117.2 тис. чол.;

З них зайнятих (різних груп населення), тис чол.:

Галузь	Тис. чол..
У промисловості	21.1
На транспорті	1,1
Кількість дітей в дитячих садах	3.3
Що вчаться разом з педагогічним і обслуговуючим персоналом	14,1
Професійно-технічні училища	1.8
Державні вищі учбові заклади	7.8
На будівельних підприємствах	4,1
Неврахованих галузей праці і резервів	1,1

- щільність населення – 26 чол./га;
- нежитлові території в структурі міста - промислові підприємства займають 30% ,та зелені насадження – 10 % від загальної території міста;
- залізнична мережа – 8-ми колійна залізнична мережа (4 промислових і 4 громадських гілки), знаходиться у промисловій зоні з добре обладнаними під'їздами ;
- достатня розвинутість автомобільних доріг – три основних магістралі і декілька суміжних доріг поділяють місто та забезпечують високий рівень доступності, щільність вулично-дорожньої мережі складає приблизно 1,71 км/км²;
- характер рельєфу – помірковано змінний, кліматична зона - степова;
- характеристика житлової забудови – приватний сектор – 45% - будинки 30-х років, забудова 50-х років – 20% (3-х і 5-и поверхові будинки), забудова 60-х років – 25 % (5-ти поверхові будинки), забудова 80-90-х років – 10 % (9-ти поверхові будинки).

Економічний і науково-освітній потенціал, майно і засоби міста

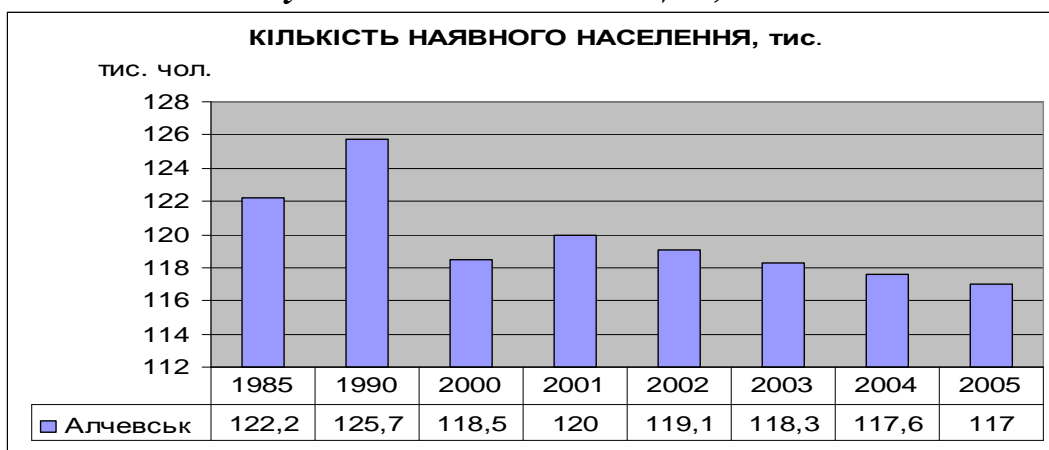


Рисунок 1 – Кількість наявного населення в місті Алчевську

Таблиця 1 – Розподіл постійного населення за статтю (осіб)

Місто	2002		2005		На 1000 жінок припадає чоловіків	
	Чоловіки	Жінки	Чоловіки	Жінки	2002	2005
Алчевськ	54646	63965	53523	62949	854	850

Дві третини алчевців — працездатного віку, 24% — з нього вийшли, а 14% — до нього наближаються. У таблиці 2 наведені дані щодо розподілу населення за віковими групами.

Таблиця 2– Розподіл населення за віковими групами 2005 р.

Місто	Кількість населення осіб	У тому числі у віці			До загальної кількості населення, відсотків		
		Молодшому за працездатний	Працездатному	Старшому за працездатний	Молодшому за працездатний	Працездатному	Старшому за працездатний
Алчевськ	116472	16188	72726	27558	13.9	62.4	23.7

Як випливає з рисунку 2 приріст житлового фонду з 2000р. фіксується лише по приватному сектору, міський житловий фонд фактично стагнує.

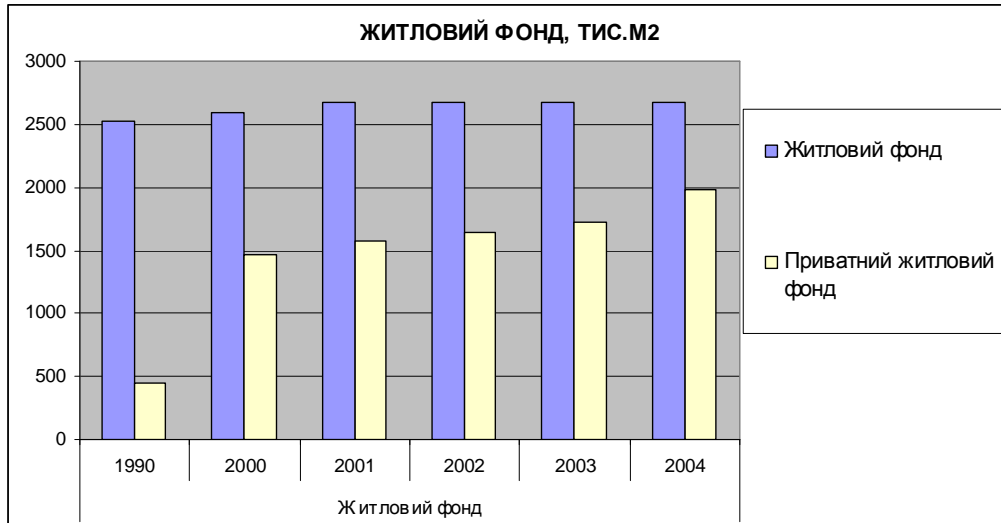


Рисунок 2 – Динаміка зміни обсягу житлового фонду

З погляду освіти і кваліфікації алчевці представляють: 47% дорослих жителів міста мають або дістають вищу освіту, 48% — середнє або середнє спеціальне. Лише 5% — люди з неповною середньою освітою (переважна більшість їх належить до старшої вікової групи — 60 років і старше).

З працездатністю, судячи з вікової структури, освітою і кваліфікованістю у жителів Алчевська в цілому стан задовільний.



Рисунок 3 – Попит та пропозиція на ринку праці у місті

Статистичні дані свідчать про покращення ситуації у галузі зайнятості населення міста (рисунок 3). Дані, що містять таблиці 4 – 7,

характеризують основні показники економіки міста, та певним чином відбивають місце Алчевська в економіці області.

Таблиця 3 – Питома вага міста (%) в області на 2004 р.

Місто	Обсяг реалізованої промислової продукції	Валова продукція сільськогосподарства у сільськогосподарських підприємствах
Алчевськ	19,9	0,1

Таблиця 4– Виробництво найважливіших видів промислової продукції в місті Алчевську

Вид продукції	2000	2001	2002	2003	2004
М'ясомолочні вироби, т	70	117	109	54	143
Крупи та хлібобулочні вироби, т	6947	9707	9922	10279	13265
Безалкогольні напої, тис. дол.	23	72	84	25	99
Виробництво одягу, тис. шт.	28,4	86,8	88,9	80,5	113
Хімічна промисловість, тис. т	2348,7	2340,9	2478	2644,2	2917,6
Вироби чорної металургії, тис. т	7278,6	7272,6	8051,7	8906,2	9582
Теплоенергія, тис. Гкал	1544,9	2987,8	2980,9	2976,4	3043,1

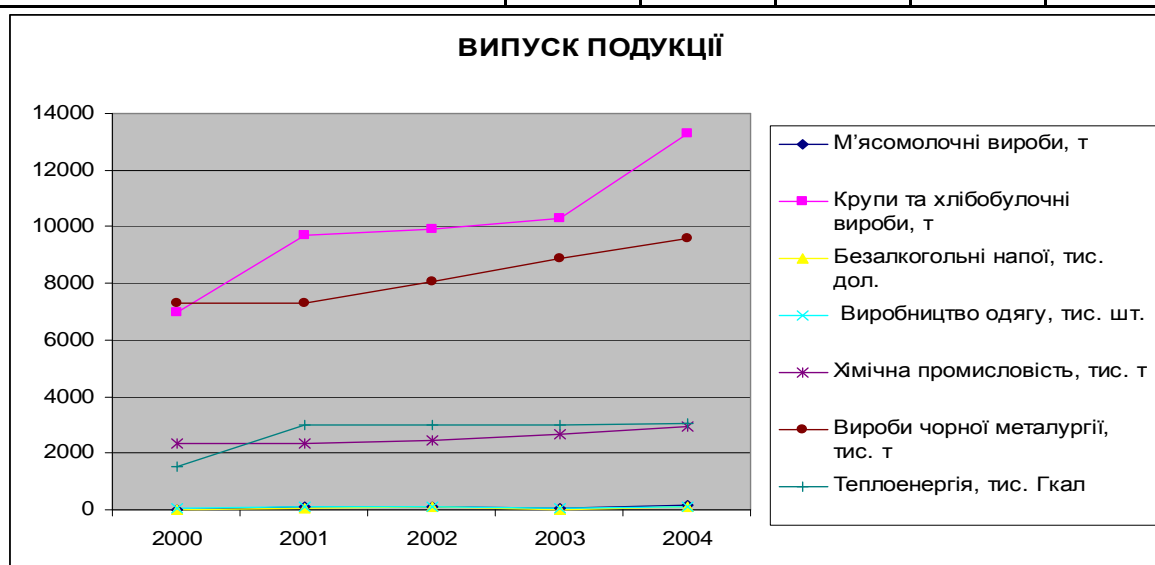


Рисунок 4 - Динаміка випуску продукції в місті Алчевську

Таблиця 5– Обсяг реалізованої продукції

Місто	Обсяг промислової реалізованої продукції за діючими цінами, тис. грн.				Відсоток від загального обсягу промислової продукції по області		
	2001	2002	2003	2004	2002	2003	2004
Алчевськ	2428625	2597023	3627939	5315 792	15,4	18,1	19,3

Таблиця 6 – Кількість автомобілів у приватній власності

Рік	1985	1990	2000	2001	2002	2003	2004
Кількість авто	5897	8000	14140	12713	12428	10296	13081
Рівень автомобілізації	48	64	119	106	106	87	111

Економічний потенціал міста має певні переваги, до головних з яких можна віднести:

Наявність крупних промислових підприємств (колись — союзнного значення), частина з яких дотепер зберігають певний продуктивний потенціал, який може бути використаний для накопичення засобів для їх подальшої реструктуризації.

Інвестиційна привабливість міста - Алчевськ акумулює переважачую частину інвестиційних ресурсів області .

Таблиця 7 – Інвестиції в основний капітал (тис. грн.)

Місто	2000	2001	2002	2003	2004
Алчевськ	27450	37035	23369	62578	183631

Економіка міста повною мірою випробувала вплив негативних явищ загальнонаціонального рівня, які мали місце у 90 роки. Так само, як і національна економіка, вона будується переважно на застарілих технологіях і дешевій робочій силі і є в цілому ресурсозатратною, перш за все в частині енергетичних і людських ресурсів. Процес ринкової трансформації не був належним чином використаний для структурних змін.

Конкурентоспроможність економіки міста залишається низкою і підтримується переважно завдяки дешевизні робочої сили і нерациональному, використовуванню природних ресурсів.

Високий рівень зношеності основних засобів підприємств, що, з одного боку, ускладнює їх модернізацію, з іншою — погіршує екологічну ситуацію в місті. Ступінь зношеності основних засобів алчевських підприємств складає близько 40%.

Наявність на території міста присутності великої кількості небезпечних об'єктів, на яких беруться значні об'єми вибухонебезпечних, вогненебезпечних та шкідливих речовин — зумовлює високий ступінь ризику для міста і його жителів.

Слід також відзначити відсутність належних передумов ефективної реалізації потенціалу малого і середнього бізнесу. Розвиток малого і середнього підприємництва на міському рівні стримується перш за все обмеженістю і нерівністю доступу його суб'єктів до ресурсів міста (землі, нерухомості, фінансів).

Висновки з даного дослідження. Проблеми та завдання розвитку міста. Нагальною проблемою є необхідність поліпшення екологічного стану міста. Масштабна реконструкція АМК сприятиме значному зменшенню шкідливих викидів виробництва, але потребує вирішення проблема міського сміттєзвалища, наявних полігонів та відвалів промислових відходів, очищення міських водойм та взагалі території міста.

Необхідна розробка генерального плану міста, оскільки існуючий фактично добігає кінцевого терміну нормативної дії. Але зважаючи на надто високу ціну нової розробки ця проблема може ще довго відсуватися, що власне характерно для переважної більшості міст України.

Рівень автомобілізації міста буде зростати у відповідності до загальносвітової та загальнодержавної тенденції. Без сумніву показник 2006р. забезпечив суттєвий зріст. Проблему вже можна формулювати, але поки що місто наблизилось до порогу вичерпування пропускної здатності вулично-дорожньої мережі – отже необхідно ставити питання реконструкції ВДМ. Особливо актуальним є випереджаюче прогнозування та розвиток, оскільки реалізування по факту коштуватиме значно більше. Починати треба з організаційних заходів поліпшення якісних показників ВДМ.

Зважаючи на обставини зими 2005/2006р. Алчевськ міг би стати полігоном реформи ЖКГ, але поки що, на наш погляд, недостатньо підстав для цього твердження. Авторська точка зору полягає у тому, що за умов підвищення тарифів у разі, якість комунальних послуг суттєво не змінилася. Недостатньо прозорою є політика розрахунку та формування тарифів. Не вимальовується чітка стратегія розвитку основних галузей ЖКГ.

Три дискусійних питання: чому на вулицях міста так багато застарілих маломістких маршрутних таксі? Який напрямок має визначний пріоритет – автономне чи централізоване опалення? Чи існує програма економії ресурсів і що робиться для оснащення споживачів лічильними приладами?

Техногенна катастрофа зими 2005/2006р. підштовхнула мешканців міста до заходів з інженерного та технічного переобладнання житла. Збільшилась кількість підприємств та фірм, які надають відповідні ремонтно-будівельні послуги. Разом з тим формується неприємна тенденція: рівень інженерного забезпечення загалом низький, якість робіт та послуг також низька. Наочним фактом є безвідповідальність. Наступні питання стосуються фінансово-виробничої діяльності суб'єктів господарювання яка в цілому непрозора, але – яким є середній термін гарантії виробника, по-друге – яка частина податків надходить з цього виду діяльності до місцевого бюджету, адже сумарні витрати домогосподарств на заміну систем опалення, водопостачання, вікон та ін. дуже істотні. Поки що можна стверджувати, що підприємництво в цьому аспекті вдало мінімізує власні податки та витрати на якість.

Останнім пунктом слід визначити, що хоча для окремого споживача сталий ріст вартості послуг, житла є загалом неприємним, ця обставина, ця тенденція є позитивною та правильною з містобудівної точки зору [3], оскільки забезпечує розвиток галузі, робить її привабливою для інвестування та накопичення (збереження) капіталу (статків), сприяє вирішенню проблем ЖКГ. Конче необхідно лише розуміння того, що означена сфера є дуже чутливою та соціально значущою. Отже необхідно визначити проблеми, забезпечувати суспільне та технічно-наукове виважене вирішення задач, наполегливу та виважену їх реалізацію. В цьому полягає подальше направлення наукових досліджень.

Рассмотрены и проанализированы основные параметры градостроительного развития г.Алчевска. Выделены факторы, определяющие характер развития градостроительной ситуации.

The basic parameters of town-planning development of Alchevsk have being considered and analyzed . Factors which have being selected, are determining character of development of town-planning situation.

Бібліографічний список.

1. Плешкановська А.М. Особливості територіальної організації Донецької області. // Містобудування та територіальне планування. Науково-технічний збірник. Вип. 13. К.: КНУБА, 2002. – с. 188 – 192
2. Яценко В.А. Теоретические и практические идеи нового градостроительства Донбасса: их прошлое, настоящее и будущее. // Містобудування та територіальне планування. Науково-технічний збірник. Вип. 21. К.: КНУБА, 2005. – с. 359 – 366
3. Осітнянко А.П. Планування розвитку міста: Монографія. – К.: КНУБА, 2001. – 460 с.

*Канд. техн. наук, доцент Сергиенко С.Н.
Канд. техн. наук, доцент Гайко Ю.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

КОНСТРУКТИВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ОБОЛОЧЕК ЗЕРНОВЫХ СИЛОСОВ И ТЕХНОЛОГИЯ ИХ ВОЗВЕДЕНИЯ

Авторами раніше методами теорії оболонок вирішені питання розрахунку металевих циліндричних оболонок зернових силосов із гладкою стінкою. На підставі їх рекомендовані практичні методи розрахунку на міцність і стійкість. Наведено технологію і витрата металу на основні типи циліндричних оболонок.

В последние годы в условиях городской и поселковой застройки широкое применение получают металлические зерновые силосы, выполненные в виде цилиндрических оболочек. Это объясняется рядом их преимуществ по сравнению с силосами, выполненными из железобетона. К таким преимуществам относятся: возможность заводского изготовления, удобство транспортирования и монтажа, относительно невысокая стоимость [1,2].

В работе [2] методами теории оболочек решены вопросы расчета металлических цилиндрических оболочек зерновых силосов с гладкой стенкой. На основании их можно рекомендовать практические методы расчета при следующих исходных предположениях:

– нагрузка от внутреннего давления зерна принимается осесимметричный и в соответствии [3];

– в запас устойчивости внутренним давлением и упругим отпором зерна пренебрегаем;

– сила трения зерна о стенку силоса принимается осесимметричной с коэффициентом трения $f = 0,4$;

– нагрузка на оболочку от действия ветра принимается по рекомендациям СНиП 2.01.07 [2,3]. По высоте силоса эта нагрузка постоянная;

– принимая во внимание то, что силосы обычно возводятся блоками и соединяются между собой галереями смещение верхней части будет отсутствовать, при этом учитывая, что для оболочек силосов, имеющих отношение толщины к радиусу h/R , равное $(0,25 * 10^{-3} \div 1,5 * 10^{-3})$ и отношение высоты к радиусу H/R порядка $(0,5 \div 4)$ потеря устой-

чивости будет происходить как и для длинных оболочек, поэтому в этом случае влияние граничных условий незначительно, следовательно, в запас устойчивости опирание оболочки вверху и внизу можно принять шарнирным;

– расчеты на прочность незаполненного силоса от ветровой нагрузки можно не производить, так как вопросы прочности будут удовлетворены автоматически из условия прочности от внутреннего давления зерна, поскольку напряжения от внутреннего давления зерна значительно больше, чем от ветровой нагрузки [2].

Таким образом можно рекомендовать следующие практические методы расчета:

– на основании проведенных исследований с использованием теории оболочек [2] установлено, что потеря устойчивости под действием осесимметричной нагрузки от силы трения и веса кровли происходит с образованием большего числа волн в окружном направлении и по характеру волнообразования достаточно близко напоминает потерю устойчивости оболочек данного типа от осевых сил, приложенных к верхней кромке, поэтому в практических задачах можно воспользоваться этим решением.

– исследование потери устойчивости под действием ветровой нагрузки [2] показывает, что потеря устойчивости оболочки от действия ветровой нагрузки и веса кровли происходит с большим числом волн в окружном направлении и по одной полуволне вдоль образующей поэтому в практических расчетах ветровую нагрузку можно принять осесимметричной и равной величине напора ветра.

– прочностные расчеты выполняются в соответствии с рекомендациями СНиП [2,3]

– при подборе сечений определяющими расчетами, будут расчеты на устойчивость от силы трения зерна и веса кровли, и от ветровой нагрузки на пустой силос.

В настоящее время существует большое разнообразие конструктивных решений цилиндрических оболочек силосов, однако из этой суммы можно выделить лишь несколько принципиально различных решений, все остальные будут отличаться от них лишь в деталях. Возведение таких оболочек будет также производиться ограниченным числом методов. Для таких конструктивных решений основной особенностью будет очень малое отношение толщины оболочки к радиусу h/R порядка $(0,25 * 10^{-3} \div 1 * 10^{-3})$. Емкость таких силосов от 50 до 2000 м³. Возводятся такие силосы блоками или отдельно стоящими емкостями.

Таким образом основными типами цилиндрических оболочек, применяемых в настоящее время, будут следующие:

– силосы с гладкими стенками, изготавливаемые методом рулонирования. Эти силосы могут изготавливаться переменной толщины по высоте силоса. Швы сварные. Расход металла – 32 кг на тонну хранимого продукта [3];

– силосы с гладкими стенками, получаемые из рулонной заготовки, соединяемой при помощи двойного фальца. Эти силосы построены в г. Липецке. Силосы могут иметь подкрепления в виде стоек на всю высоту силоса или на ее нижнюю часть. Такие силосы очень технологичны, так как фальц выполняется автоматическим устройством. Фальцы, получаемые в результате навивки, повышают устойчивость оболочки на воздействие ветровой нагрузки. Расход металла 12 ÷ 14 кг на тонну хранимого продукта;

– силосы с горизонтальными гофрами, подкрепленные вертикальными стойками. Такой силос построен в совхозе «Братский» Ростовской области. Изготавливаются силосы из гофрированных панелей заводского изготовления с кривизной в одном направлении равной кривизне цилиндрической оболочки. Возводятся такие оболочки методом подращивания снизу, для чего по периметру устанавливаются домкраты. Соединение панели выполнено на болтах. Расход металла 16,4 кг на тонну хранимого продукта.

– силосы с вертикальными гофрами, скрепленные бандажами. Такие силосы разработаны в ЦНИИпроектстальконструкция. Для восприятия ветровой нагрузки бандажи выполнены в виде уголков. Монтаж таких силосов выполняется краном. Наряду с низкой металлоемкостью, технология изготовления таких силосов недостаточно разработана. Расход металла составляет 14 – 16 кг на тонну хранимого продукта.

Кроме перечисленных конструкций применяются силосы из дуговых или сегментных панелей с отбортовкой, которая играет роль подкрепляющего элемента и некоторые другие. Возводить такие силосы можно методом подращивания или монтажа их краном.

Область рационального применения той или иной конструкции силоса требует дополнительных исследований.

Результаты данной работы могут быть использованы проектировщиками при проектировании металлических цилиндрических силосов под различные сыпучие материалы.

Авторами ранее методами теории оболочек решены вопросы расчета металлических цилиндрических оболочек зерновых силосов с гладкой стенкой. На основании их рекомендованы практические методы расчета на прочность и устойчивость. Приведена технология и расход металла на основные типы цилиндрических оболочек.

Before by the methods of theory of shells the questions of computation of metallic cylindrical shells of corn silos with a smooth wall are decided by authors. The practical methods of computation on durability and stability are recommended on the basis of them. Technology and expense of metal on the basic types of cylindrical shells is resulted.

Библиографический список.

1. Державні будівельні норми України. Види, склад, порядок розроблення, погодження та затвердження містобудівної документації для сільських поселень. ДБН Б2 4-2-94. –К.: Держмістобудування України, 1994. –38с.

2.Сергиенко С.Н. Разработка методики расчета на прочность и устойчивость цилиндрических оболочек зерновых силосов: Автореф. дис. канд. техн. наук. /ЦНИИ проектстальконтрукция. – М.,1986. – 12 с.

3.Державні будівельні норми України. Будинки і споруди. Підприємства будівлі і споруди по зберіганню та переробці зерна. ДБН В2 2 -8-98. –К.: Держбуд України, 1998. –41с.

4.Лабутин В.Н. Некоторые вопросы применения металлических зернохранилищ //Труды ЦНИИЭПсельстроя. – 1976. –Вып. 16.– с. 21-27.

*Канд. техн. наук Долголаптев В.М.,
канд. техн. наук Симонова И.Н.,
канд. техн. наук Николаева Е.К.
студент Симонов С.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

АРХИТЕКТУРНО-ПЛАНИРОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ ЖИЛЫХ ЗДАНИЙ ПОВЫШЕННОЙ КОМФОРТНОСТИ

Проведено аналіз використання залізобетонних каркасів серії 1.020 у сучасному будівництві. Розроблені архітектурно-планувальні рішення житлових будинків підвищеної комфортності.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Основной особенностью гражданского строительства в послевоенный период стала его массовость, вызванная отсутствием разрушенного жилья. В этот период началось строительство базы стройиндустрии, выпускающей во всех городах типовые стеновые панели. Заводское домостроение накладывало определенные ограничения на архитектурно-планировочные решения зданий, лишая их особой индивидуальности.

Требования модульной координации размеров в строительстве распространяются на проектирование всех зданий с различными конструкциями (кирпичными, сборно-монолитными и др.), т. е. в тех домах, где применяются сборные конструктивные элементы.

С разрушением базы стройиндустрии, ушли в прошлое для большинства городов Луганской области панельные конструкции жилых домов, которые предусматривали следующие конструктивные системы зданий: перекрестно-стенную с малым шагом поперечных стен и перекрестно-стенную со смешанным шагом. С появлением трехслойных стеновых панелей с эффективными утеплителями, которые увеличили не только общее сопротивление теплопередаче таких панелей, но и их несущую способность, возникла перспектива для применения продольно-стеновой системы, что дало возможность свободной планировки квартир, при необходимости их модернизации, а также применения перепрофилирования квартир первого этажа без существенных затрат.

Анализ исследований и публикаций. Применение кирпичных зданий с продольно-стеновой системой несколько улучшило качество жилья, позволяя расширить внутреннее пространство помещений за счет внедрения в жилищное строительство гибкой планировки квартир.

В таких квартирах с помощью передвижных перегородок или установки шкафов - перегородок может меняться число комнат в зависимости от состава семьи.

Безусловно, качество жилья должно улучшаться, что, несомненно, приводит к применению конструктивных схем здания значительно расширяющих внутреннее пространство помещения и увеличивающих их высоту. Используемые для оценки объемно-планировочного решения здания коэффициенты K_1 и K_2 явно устарели для современного строительства и недостаточны для технико-экономической оценки проекта. Одним из вариантов улучшения комфортности жилья и расширения внутреннего пространства помещений является применение для возведения зданий массового строительства каркасной строительной системы на основе существующих серий, что позволит таким домам вписаться в любой ландшафт города, даже в его старую застройку, [1].

По своей структуре система подразделяется на несущие конструкции (колонны, ригели, связевые элементы вертикальные и горизонтальные) и ограждающие (навесные наружные стены здания). Тем более что в качестве ограждающих конструкций можно использовать легкие эффективные современные конструкции, а можно использовать и самонесущие стены облегченной кладки с внутренним термовкладышем.

Перспективность такого подхода подтверждается опытом стран СНГ, где подобные проекты уже реализованы на основе конструкций серий 1.020, Б1.020.1-7 (сборно-монолитный каркас АРКОС-1). В них применен сборно-монолитный каркас с плоскими дисками перекрытий, который состоит из сборных колонн и многопустотных плит, объединенных несущими и связевыми ригелями. Внутренние объемы разделены произвольно размещаемыми перегородками, [2].

Например, девятиэтажное здание общей площадью 3000 м^2 по адресу г. Пермь улица Газеты Звезда 38 построено в 2003 - 2004 годах в кирпично-каркасном исполнении. Стоимость железобетонных изделий (серии 1.020) для возведения "этажерки здания" в ценах ОАО ЖБК-1 г.Пермь на 1.05.2004. составляет 3922000 рублей." Колонны 400 X 400 с высотой этажа 3,3 метра - 35шт." Ригеля (РДП 4.56, РДП 4.26, РОП 4.56) - 148 штук. Пустотные плиты перекрытия общей площадью 2820 м^2 . Исключая стоимость фундамента, стен, коммуникаций и отделки стоимость квадратного метра здания составила 1300 рублей на 01.05.2004г. Срок монтажа коробки здания составил пять месяцев, [2].

Исследуя опыт проектирования и практического внедрения каркасных зданий в странах СНГ, где лидером являются Научно-исследовательское и экспериментально-проектное государственное предприятие «Институт БелНИИС» (Минск), можно сделать вывод, что интерес к каркасному строительству в настоящее время вполне оправ-

дан, так как себестоимость квадратного метра жилья снижается по мере перехода от кирпичного дома к монолитному, от монолитного к крупнопанельному, от крупнопанельного к каркасному. Преимущества сборно-каркасных и каркасно-монолитных конструктивных решений доказаны мировой практикой, а технико-экономические показатели возведения зданий различных конструктивных систем приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Техничко-экономические показатели возведения жилых зданий

Наименование показателей	Ед. изм.	Панельные	Каркасно-монолитные	Каркасные сборно-монолитные
Удельный расход железобетона	м ³ /м ²	0,26	0,22	0,17
Удельный расход металла:				
- на перекрытия	кг/м ²	19,4	15,6	12,8
- на каркас	кг/м ²	24,8	18,4	16,7
Размер сетки колонн	м	6,0 x 6,0	6,6 x 7,2	7,2 x 7,8

Постановка задачи. Основная задача, решаемая при проектировании жилого дома в настоящее время – это повышение комфортности проживания.

Изложение материала и его результаты. Кафедрой архитектурного проектирования и архитектурных конструкций разработан альбом рабочих чертежей таких зданий с полным и неполным каркасом, т. е. с несущими и самонесущими наружными стенами. На первом этаже таких домов предусмотрены либо гаражи жильцов дома, либо целый набор предприятий общественного обслуживания населения. Пример плана одного из вариантов таких чертежей приведен на рисунке 1. Причем такие дома могут быть как массового, так и индивидуального строительства с различным архитектурно – художественным оформлением.

Применение таких домов для массового строительства в г. Алчевске не только улучшит комфортность проживания жителей города, повысит само качество жилья, но и разнообразит архитектурно- композиционную застройку нашего города, как так такие дома могут легко вписаться в существующий ландшафт, что значительно разнообразит застройку города и украсит его архитектуру.

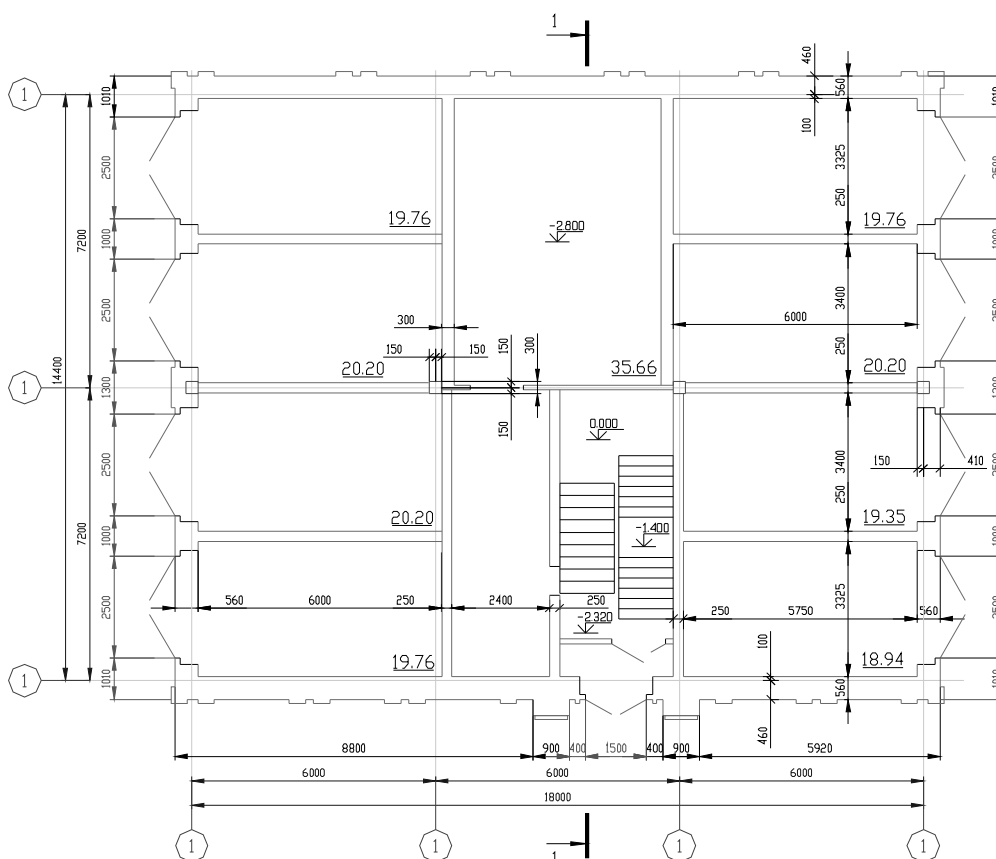


Рисунок 1 – Пример плана этажа одного из вариантов жилых домов

Выводы и направление дальнейших исследований. Железобетонные каркасы серии 1.020 и ее модификации ранее предназначенные для строительства общественных и промышленных зданий, могут быть успешно использованы в жилищном строительстве. Дальнейшие исследования будут направлены на разработку различных вариантов архитектурно-планировочных решений и выбор наиболее оптимальных.

Проведен анализ использования железобетонных каркасов серии 1.020 в современном строительстве. Разработаны архитектурно-планировочные решения жилых зданий повышенной комфортности.

The analysis of usage of reinforced-concrete hulls of a serial 1.020 in modern building is held. The solutions of inhabited buildings of heightened comfort are designed architectural-lay-out

Библиографический список.

1. Слепцов О., Подгорный И. Каркасное жилье, его преимущества // Будмайстер. 1997. №27 – 28 С.
2. Уткин В.Л. Каркасно-монолитное строительство // Строительная газета. – 2005. - №20.

*Канд. техн. наук, доцент Иванов А.П.
Аспирант Ляшенко Л.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СИЛОВЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ МАТЕРИАЛОВ ДЕЙСТВУЮЩИХ КОНСТРУКЦИЙ

Проведена оцінка стану металевих конструкцій під навантаженням . Знайдено силові показники роботи металів.

В наше время в промышленности все острее стоит вопрос реконструкции зданий и сооружений. Не все методы оценки работоспособности конструкций приемлемы для производства. Метод «среза резьбы» позволяет установить реальную прочность конструкций без ее ослабления и прекращения работы.

Цель и задача работы следующая: найти наиболее быстрый и оптимальный способ оценки диаграмм разрушения металлов, а также найти наиболее эффективные показатели состояния металла в конструкции по диаграмме разрушения металла «срезом резьбы».

Основная идея работы – оценка состояния стальных конструкций под нагрузкой и нахождение силовых показателей работы материала.

В работе использован импульс силы по оценке которого возможно определить состояние материала сопротивляться разрушению. Основоположником этого метода и механики разрушения в целом по праву считается А. Гриффитс [1].

Для непосредственного установления затрат по импульсу силы на разрушение материала может быть использована диаграмма усилие – деформация или усилие – время. Затратам импульса силы отвечает площадь под диаграммой.

Площадь под диаграммой делится на упругую, пластическую и разрушающую. Соотношение этих характеристик и дает различные интересные показатели.

Хотелось бы отметить, что в работе использованы достаточно новые компьютерные технологии для убыстрения обработки диаграмм.

Метод «среза резьбы» заключается в ведении анкера в металлическую конструкцию. Как анкер используется винт, введенный в тело испытанного материала [2-3]. К винту прикладывается нагрузка, и соединения приходится к разрушению. Следует отметить, что метод «сре-

за резьбы» носит локальный характер, который разрушает, без нарушения целостности конструкции.

Впервые этот метод определения прочности металла был предложен Изосимовым И.В., в дальнейшем разработка этого метода велась вместе с автором этой статьи [4].

Процесс испытания металла методом «среза резьбы» происходит при постоянной скорости подачи усилия на испытательный винт; изменения усилия на испытываемом винте во времени зависит только от характера разрушения испытываемого материала. Параллельная запись происходящего процесса при разрушении испытываемого материала на бумагу в координатах «сила на испытательном винте – время», т.е. равномерное, с постоянной скоростью перемещения бумаги, позволяет записать диаграмму.

Общий вид диаграммы испытания стали методом «среза резьбы» приведен на рис. 1.

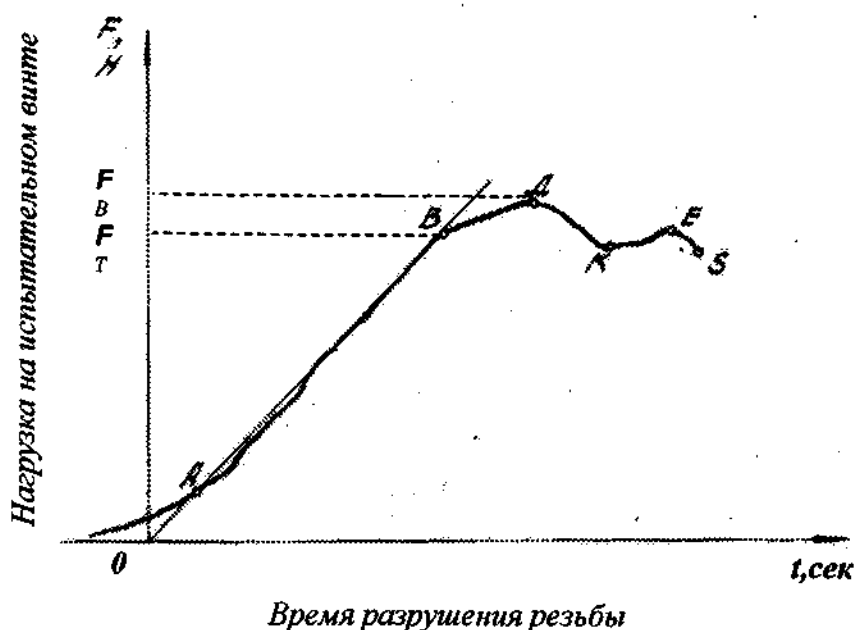


Рисунок 1 - Общий вид диаграммы испытания стали методом "среза резьбы". Точки А,В,Д,К,Е,С – наиболее характерные точки для показателей работы материала.

Полученные на испытательной машине графики сканируются и распознаются с помощью программы FineReader и запоминаются в формате *.bmp. Этот формат читает программа Mathcad. Она воспринимает файлы с расширением *.bmp и строит графики в координатных

осях. Далее стандартная программа Mathcad аппроксимирует графики и находит их площади.

По диаграмме определяется площадки упругости, пластики и разрушения и с помощью изменения пределов формулы определяются их площади (рис.2).

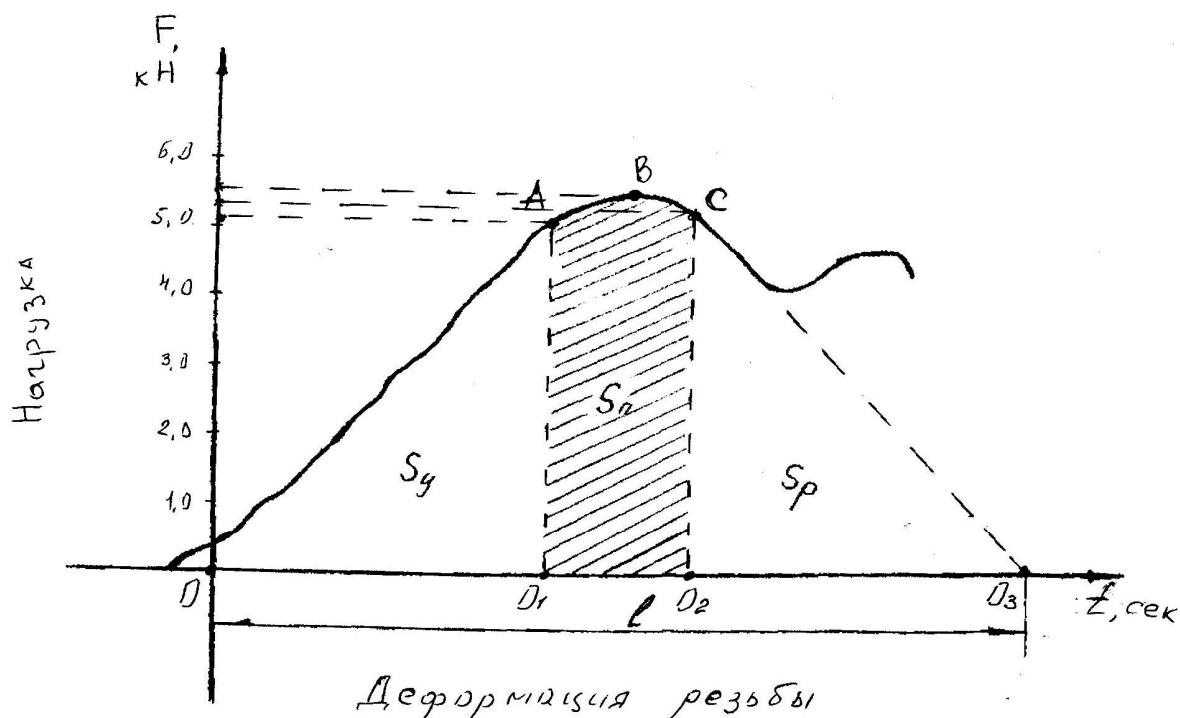


Рисунок 2 – Диаграмма испытания стали 10Г2С методом „среза резьбы”, разделенная по площадкам: S_y – площадь упругости; $S_{п}$ – площадь пластичности; S_p – площадь разрушения.

Зная такие характеристики, как сила и время испытаний можно с помощью масштабных коэффициентов установить реальные площади графиков, разбить их на упругую, пластическую и разрушающую стадии и подсчитать их реальные значения S_y , $S_{п}$, S_p . Площадь ограниченная точками OO_1A – площадь упругости, ограниченная точками O_1ACO_2 – площадка пластичности, ограниченная O_2CO_3 – площадь разрушения.

Импульс силы, мера действия силы за некоторый промежуток времени. Импульс силы определяется как произведение среднего значения силы F_{cp} на время t_1 , ее действия:

$$S = F_{cp} \cdot t_1 \quad (1)$$

Точное значение импульса силы за промежуток времени t_1 определяется интегралом:

$$S = \int_0^{t_1} F dt \quad (2)$$

При движении материальной точки под действием силы F ее количество движения получит за время t_1 приращение:

$$S = mv_0 - mv_1 \quad (3)$$

где mv_0 и mv_1 - соответственно количество движения точек в начале и в конце промежутка времени t_1 .

В основу формулы по определению масштаба записи диаграммы разрушения резьбы положено равенство процесса записи и разрушения записываемого фактора, т.е. время процесса одинаково.

$$t = \frac{l_{\Lambda}}{V_{\Lambda}} ; \quad (4)$$

где l_{Λ} – длина рассматриваемой диаграммы на самописце Н-373-1; V_{Λ} - скорость передвижения ленты, т. е. 5400 мм/час.

В витке резьбы возникает сложное напряженное состояние, которое однозначно описать весьма затруднительно. Упрощенно условие прочности соединения можно представить как отношение максимальной силы при разрушении витков резьбы к площади их боковой поверхности, т.е.:

$$\tau_{cp} = \frac{F_{max}}{A} \quad (5)$$

где τ_{cp} - прочность витков резьбы в соединении; F_{max} - максимальное усилие, при котором произошло разрушение; $A = \pi d^2 h_1$ - кольцевая площадь витков.

Имея такие значения как S_y , S_n , S_p можно осуществить оценку способности материала сопротивляться разрушению путем сопоставления импульсов силы отдельных участков диаграммы разрушения материалов:

$$v = \frac{S_p}{S_y} \quad (6)$$

Этот показатель отражает степень запаса работы разрушения или иначе силовой потенциал материала.

Также по полученным характеристикам S_y , S_n , S_p определяются такие показатели, как $\frac{S_y}{S_p}$, $\frac{S_p}{S_y}$, $\frac{S_n}{S_y}$, $\frac{S_y}{S_n}$, $\frac{S_p}{S_y + S_n}$, $\frac{S_y + S_n}{S_p}$ которые позволяют более полно судить о силовых характеристиках испытываемого материала.

По полученным показателям S_y , S_n , S_p , τ_{cp} , $\frac{S_y}{S_p}$, $\frac{S_p}{S_y}$, $\frac{S_n}{S_y}$, $\frac{S_y}{S_n}$, $\frac{S_p}{S_y + S_n}$, $\frac{S_y + S_n}{S_p}$, строятся графики зависимостей для всех материалов.

Для проведения сравнительного анализа, составления более четкой картины работы различных материалов и нахождения наиболее выраженных показателей составляется таблица средних значений результатов испытаний (табл.1).

Таблица 1 – Средние значения результатов экспериментов и показателей работы по различным материалам.

Материал	Площадь упругости S_y	Площадь пластичности S_n	Площадь разрушения S_p	Общая площадь S	Прочность τ_{cp} , кн./см ²	Показатель $\frac{S_p}{S_y}$	Показатель $\frac{S_n}{S_y}$
Чугун	24,91	12,19	9,6	46,7	11,7	0,385	0,49
Медь	27,12	31,46	39,8	98,4	10,2	1,468	1,16
Алюминий	9,82	14,02	23,57	47,41	4,3	2,4	1,43
Сталь 10Г2С	102,18	78,47	87,39	268,04	23,5	0,855	0,77
Сталь 3пс	82,59	73,4	90,7	246,69	21,0	1,098	0,89

Наиболее выраженными с точки зрения крайности пластичности оказались показатели $\frac{S_p}{S_y}$, $\frac{S_n}{S_y}$ - это ярко просматривается на показателях по алюминию и чугуну.

Проведена оценка состояния металлических конструкций под нагрузкой . Определены силовые показатели работы металлов.

The evaluations of condition metallic construction on the load are conduct. The power indexes of work to metals are defined.

Библиографический список.

1. *Испытание материалов. Справочник, Х. Блюменауэра. Пер. - М: Металлургия, 1979. - 448 с.*

2. *Иванов А. П. Определение прочности металла в стальных конструкциях без отбора проб // Бюллетень строительной техники. -1990. - № 4. - С. 13 -14.*

3. *Иванов А.П. Механика разрушения материала при срезе резьбы // Новые методы расчета, материалы и технологии в строительстве: Материалы международной научно - технической конференции. Алчевск: ДГМИ -1993. - С. 136-138.*

4. *А.С.563595 СССР. Способ определения прочности материала на срез/ М.: Московский инженерно - строительный институт: Авт. изобрет. И.В. Изосимов. Заявл.16.06.75. 2144329/28. Оpubл. в Б.И., 1979, N24.*

*Канд. техн. наук, доцент Иванов А.П.
магистр Иванова И.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В ШАХТНЫХ ПРОФИЛЯХ

Наведені результати досліджень розподілу залишкових напруг в шахтних профілях після плющення

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Предварительными, или остаточными, напряжениями обычно называют напряжения, существующие в конструкции или природном теле при отсутствии внешних силовых тепловых и других воздействий.

Остаточные напряжения играют значительную роль в природе и технике, причем как положительную (в струнных инструментах, в длиннопролетных мостах, в закаленных стеклах транспортных средств, в строительных конструкциях и т.д.), так и отрицательную. К сожалению, отрицательную роль они играют чаще, чем хотелось бы (разрушения трубопроводов, внезапные разрушения строительных конструкций, развитие трещин на лобовых стеклах в автомобилях).

Остаточные напряжения практически всегда возникают в процессах литья,ковки, прокатки, сварки, термообработки и других процессах, а также при жестком соединении разных материалов, при этом не существует нормативных документов, которые бы позволяли учитывать остаточные напряжения при расчете конструкций на прочность. Образование остаточных напряжений происходит различным образом. В основе их возникновения обычно лежат необратимые объемные изменения в материале. Одним из наиболее типичных процессов является возникновение остаточных напряжений в результате предварительной пластической деформации. Часто это деформация получается при нагревании или охлаждении тела.

Опыт эксплуатации конструкций в различных областях техники и результаты многочисленных экспериментов показывают, что остаточные напряжения существенно влияют на надежность и долговечность техники, на технологичность и металлоемкость конструкций, на нормы расхода металла и на производство единицы продукции.

Анализ исследований и публикаций.

Разработка методов измерения остаточных напряжений в настоящее время является насущной и актуальной задачей. За последние десятилетия в результате усилий ученых России, Украины, США, Германии,

Венгрии и других стран положение с измерительными методами и средствами существенно улучшилось и началось экспериментальное изучение напряженных состояний. Но многое еще не сделано: для получения общих выводов о влиянии остаточных напряжений на прочность конструкции предстоит исследовать напряжения в очень большом объеме материалов и изделий.

Основные, современные экспериментальные методы, не только обеспечивают достоверное обнаружение в металлопродукции, но также позволяющие количественно определять уровень и распределения остаточных напряжений.

На сегодняшний день существуют следующие экспериментальные методы измерения и анализа остаточных напряжений:

1. разрушающие
2. малоразрушающие
3. неразрушающие
4. косвенные методы

Разрушающие методы основаны на предположении, что разрезка и удлинение части детали с остаточными напряжениями эквивалентна приложению к оставшейся части детали, на вновь появившихся поверхностях, напряжений обратного знака, равных по абсолютной величине остаточным.

Малоразрушающие методы основаны на использовании поверхностного слоя (припуска на механическую обработку) для сравнительного контроля остаточных напряжений путем выполнения на поверхности отверстий, пропилов, столбиков и контроля деформации в зоне разрушения.

Неразрушающие методы – рентгеновские, акустические (ультразвуковые), голографические, магнитошумовые [1, 2, 3].

Косвенные методы (иногда их называют сравнительными) составляют значительную группу неразрушающих методов, непосредственно не связанных с такими неразрушающими, как рентгеновские и ультразвуковой. В отличие от последних косвенные методы обычно дают возможность лишь качественно оценить остаточные напряжения. Вместе с тем большинство косвенных методов применимы для сравнительных оценок остаточных напряжений при серийном и массовом производстве путем экспресс-анализа.

Любой из экспериментальных методов измерения остаточных напряжений имеет вполне определенную область применения, в которой он максимально эффективен. Наиболее универсальными являются механическая тензометрия, рентгеновские и ультразвуковые методы.

Постановка задачи.

Определение остаточных напряжений и их распределение по сечению элементов конструкций на примере шахтных профилей.

Изложение материала и его результаты.

Для исследования остаточных напряжений в прокатных шахтных профилях применяется метод разрезания, который позволяет с достаточной высокой точностью получить значение распределения остаточных напряжений по сечению профиля.

В качестве испытательных образцов были взяты прокатные шахтные профили стана 600 ОАО Алчевского металлургического комбината нормальной поставки.

Для определения истинной геометрии профилей перед началом эксперимента были измерены все толщины рассматриваемых профилей. Результаты измерения сравнили с толщинами этих же профилей по сортаменту и провели сравнительный анализ (табл. 1).

Таблица 1 – Сравнение толщин элементов профилей СВП при поставке с сортаментом

Элемент профиля		Профиль			
		СВП17	СВП22	СВП27	СВП33
Полка	Толщина по сортаменту	7,8	11,0	13,0	14,5
	Средняя толщина элемента	8,96	11,26	13,15	14,75
	Среднеквадратическое отклонение	0,05	0,134	0,08	0,105
	Коэффициент вариаций	0,57	1,19	0,63	0,85
Стенка слева	Толщина по сортаменту	6,0	6,4	7,4	8,2
	Средняя толщина элемента	5,73	6,82	7,12	7,71
	Среднеквадратическое отклонение	0,15	0,286	0,075	0,117
	Коэффициент вариаций	2,62	3,93	1,05	1,51
Стенка справа	Толщина по сортаменту	6,0	6,4	7,4	8,2
	Средняя толщина элемента	5,83	6,74	6,95	7,95
	Среднеквадратическое отклонение	0,08	0,055	0,055	0,105
	Коэффициент вариаций	1,40	0,81	0,79	1,32
Ребро	Коэффициент вариаций	23,0	25,5	29,0	32,0
	Средняя толщина элемента	23,13	25,06	29,17	32,1
	Среднеквадратическое отклонение	0,22	0,167	0,121	0,20
	Коэффициент вариаций	0,97	0,66	0,41	0,62

Расположения датчиков было выбрано на наружной грани профиля в одном сечении. Схема расположения датчиков на шахтных профилях приведена на рисунке 1.

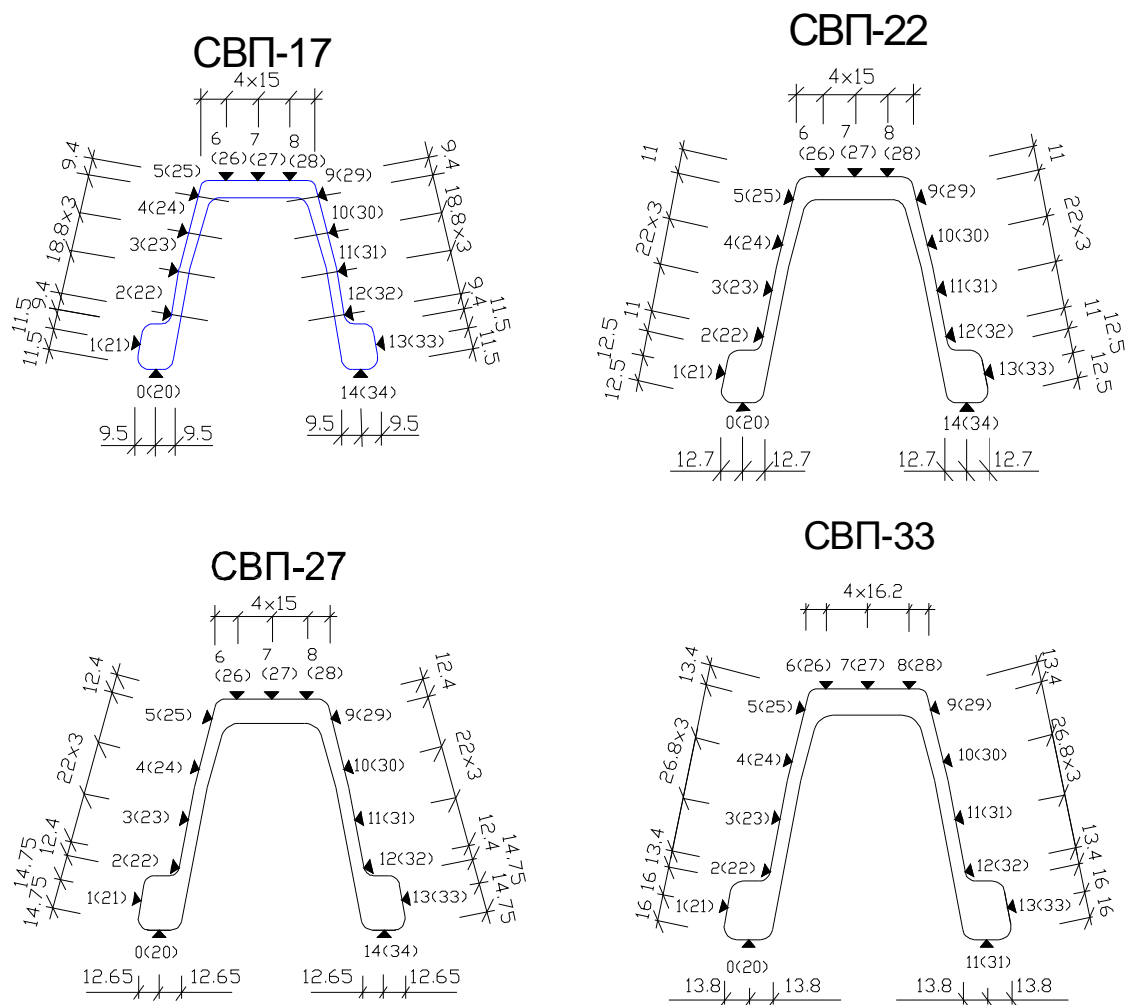


Рисунок 1 – Схемы расположения датчиков на профилях СВП (размеры в мм)

Места расположения тензодатчиков были осмотрены и установлено отсутствие на поверхности дефектов, таких как трещины, закаты и т.д. Подобного рода дефекты могут не только привести к ошибкам в измерении напряжений, но и повредить тензодатчиков.

Датчики были коммутированы и подключены к регистрирующей тензотрической системе СИИТ – 3. В состав, которой входят: блок дистанционного релейного переключения (БДРП), измерительный блок (БИ) и блок печати (БП). Схема подключения рассмотрена на рисунке 2, где R_{Ai} - активные датчики, установленные на исследуемой балке, а R_K - компенсационный датчик, установленный вне балки, но на таком же материале, с которого изготовлена балка.

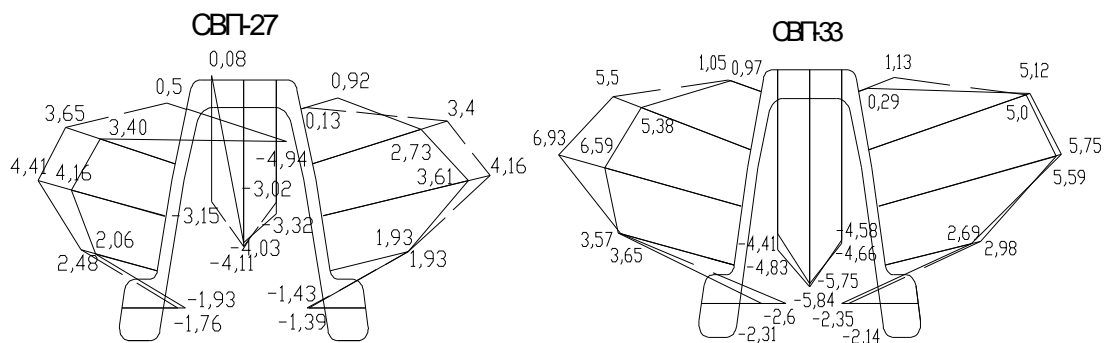


Рисунок 5 – Эпюры напряжений в шахтных профилях сразу после разрезки профиля в двух сечениях (МПа):
 — — — — — I рез
 — — — — — II рез

Таблица 2 – Показания датчиков сразу после окончания резки шахтных стоек

№ п/п	Отчеты по прибору СИИТ-3, дел. прибора				№ п/п	Отчеты по прибору СИИТ-3, дел. прибора			
	СВП17	СВП22	СВП27	СВП33		СВП17	СВП22	СВП27	СВП33
0	+8,27	+15,79	+15,37	+1,85	20	-17,39	+30,62	-4,62	+15,37
1	+3,11	-29,95	+21,17	+4,24	21	-6,93	-6,38	-13,06	+58,00
2	+6,34	+15,41	+7,22	+23,27	22	-35,45	+1,39	-8,61	+30,58
3	+6,3	-19,07	+9,87	+20,24	23	-14,74	+6,26	+1,09	+60,61
4	-0,17	-22,09	+17,18	+31,29	24	-7,06	+6,55	-12,47	+56,49
5	-5,92	-35,24	-1,554	+18,27	25	-10,54	-10,33	-4,45	+24,19
6	-1,22	-12,56	+45,40	+47,75	26	-15,75	+8,32	-9,11	+24,11
7	+0,38	+2,9	+8,15	+5,54	27	+5,59	+22,85	-7,81	+31,12
8	+3,99	+13,4	+20,08	-9,28	28	-18,94	-12,43	-17,89	+18,27
9	+16,59	+9,0	+15,04	+23,48	29	+110,0	+1,93	+0,46	+0,55
10	-13,19	-24,61	+30,53	+23,69	30	+20,79	+87,44	+3,49	+11,05
11	-10,37	-16,93	+21,17	+14,15	31	+3,07	+57,5	+27,17	+37,25
12	-16,04	-5,59	+24,74	+30,16	32	+11,38	+26,75	+14,36	+14,74
13	-0,17	-0,84	+21,38	+33,39	33	+2,35	+9,74	-12,01	+2,98
14	-3,91	-23,56	+3,70	-3,86	34	+13,06	+16,63	+0,67	+3,74

Цену деления шкалы прибора определяли на лабораторном тарировочном приспособлении, представляющем собой консольную балку переменного сечения с зоной чистого изгиба и постоянной деформацией по ее длине. На верхних и нижних волокнах балки наклеены датчики при нагрузке балки работают на растяжение (R_3 и R_4) и сжатие (R_1 и R_2) (рис. 6).

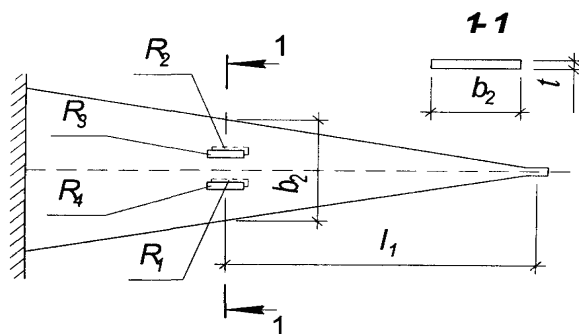


Рисунок 6 – Схема размещения датчиков на тарировочной балке

Внутренние напряжения после поперечной разрезки шахтного профиля изменяются во времени. Происходит релаксация, напряжения сжатия увеличиваются, а напряжения растяжения уменьшаются.

Ребра. В правом ребре профилей по истечению 15 минут после распиловки напряжения сжатия увеличились в 1,52 раза, а с левой стороны в 1,27. По истечению 30 минут – в 1,65 раза и в 1,42 раза, а через сутки – в 2,4 раза и в 2,1 раз соответственно.

Полка. В полке сжимающие напряжения со временем увеличиваются как по краям, так и в центре практически на одну величину, а через сутки уменьшаются, причем только в центре. Как изменятся сжимающие напряжения со временем в полке представлено в таблице 3 на примере профиля СВП-17.

Таблица 3 – Изменение сжимающих напряжений в полке профиля СВП-17 с течением времени

	15 минут	30 минут	24 часа
Край	1,24	1,3	1,8
Центр	1,16	1,25	0,9
Край	1,29	1,26	1,44

Стенка. Растягивающие напряжения в стенках так же изменяются с течением времени в местах примыкающих к сжатым зонам. Результаты представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Изменение напряжений в стенках профиля с течением времени на примере профиля СВП-17

№ точки	15 мин	30 мин	1 сутки	№ точки	15 мин	30 мин	1 сутки
5	0,79	0,72	0,19	9	0,70	0,65	0,47
4	0,42	0,87	0,67	10	0,69	0,65	0,40
3	0,90	0,96	1,01	11	0,68	0,65	1,06
2	0,88	0,8	0,46	12	0,62	0,32	0,09

**ЭЛЕКТРОТЕХНИКА.
РАДИОТЕХНИКА**

*Канд. техн. наук, доцент Заблодский Н.Н.
Канд. техн. наук, доцент Коцемир И.А.
Ст. преподаватель Стройников В.Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СИСТЕМА ИМПУЛЬСНОГО УПРАВЛЕНИЯ РЕВЕРСИРОВАНИЯ И ФОРСИРОВКИ ЭЛЕКТРОТЕПЛОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Розглядається принцип побудови, алгоритм роботи та практична реалізація системи імпульсного управління режимами реверсу та форсування електромагнітного моменту електротепломеханічних перетворювачів технологічного призначення.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Создание энергосберегающих технологий сушки сырья на предприятиях горно – металлургического комплекса – актуальная задача в условиях роста цен на энергоносители. Одним из направлений по формированию таких технологий является применение нового класса электротепломеханических преобразователей энергии, обладающих полифункциональными свойствами и высоким К.П.Д. Однако, для для любого из известных видов термического оборудования существует проблема перемещения вязких продуктов, обладающих высокой адгезией к элементам тракта транспортировки (стенки сушильных барабанов, шнеки и др.). В условиях значительных колебаний производительности технологической линии и реологических свойств сырья необходима система контроля и управления режимом его транспортировки, формирующая при необходимости требуемое приращение механического момента и мощности для пиковых режимов нагрузки.

Анализ исследований и публикаций. Анализ опубликованных результатов исследований электротепломеханических преобразователей показал, что принцип их построения создает условия для дискретного или плавного изменения механических характеристик путем изменения направления вращения результирующего магнитного поля тормозного модуля.[1,2]. Вместе с тем, алгоритм работы и аппаратное решение системы контроля за возникновением пиковых нагрузок и управление величиной результирующего момента разработаны не достаточно.

Постановка задачи. Разработать и исследовать систему импульсного управления работой шнековых электротепломеханических преобразователей, входящих в состав сушильных блоков.

Изложение материала и его результаты. Структурная схема линии для сушки обогащенного концентрата представлена на рис.1.

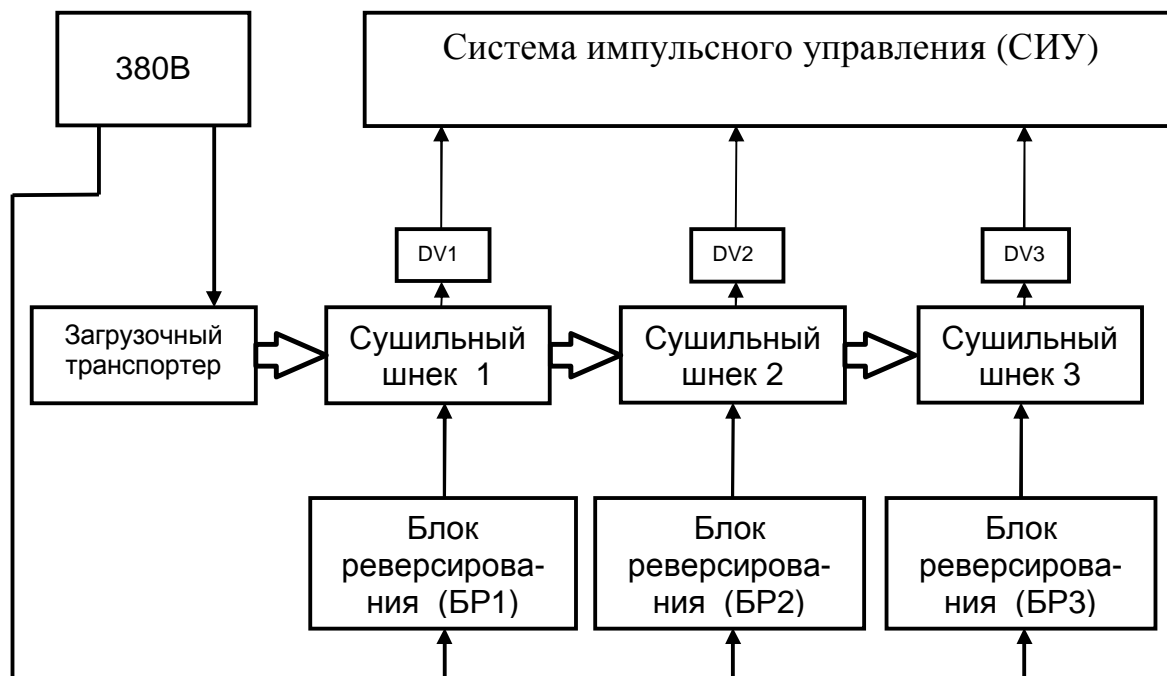


Рисунок 1 – Структурная схема сушильной линии

Концентрат, подаваемый загрузочным конвейером, проходит последовательно через три сушильные шнека. Сушильные шнеки нагреваются за счет тепла выделяемого обмотками ведущего и тормозящего приводов. Основными факторами, влияющими на качество сушки, являются скорость транспортировки концентрата и температура самих шнеков. Для обеспечения требуемой скорости и температуры сушки, ведущие и тормозящие обмотки шнеков, включаются встречно.

Как показали испытания в условиях обогатительных фабрик влажность и фракционность исходного сырья, которое поступает с загрузочного конвейера изменяются случайным образом и в достаточно широких пределах, что в свою очередь приводит к снижению скорости сушильных шнеков, а в некоторых случаях и к полной остановке. Особенно опасной является остановка шнеков при наличии в них сырья, так как температура самих шнеков в этот момент может находиться в пределах от 200°C до 300°C, что в свою очередь приводит к спеканию сырья и в конечном итоге застыбровке шнеков. Таких ситуаций можно избежать, если постоянно контролировать скорость вращения шнеков и в случае ее уменьшения отключать питание тормозящей обмотки. Как по-

казала практика эксплуатации такой сушильной линии, отключение питания тормозящей обмотки не всегда дает положительный эффект. В связи с этим авторами разработана система управления позволяющая в момент снижения скорости вращения шнеков включать тормозящую обмотку согласно с ведущей обмоткой. Для этой цели в системе предусмотрены система импульсного управления с датчиками скорости DV1 – DV3, а также блоки реверсирования для каждого шнека. В качестве датчиков скорости используются датчики Холла. Схема системы управления приведена на рис.2.

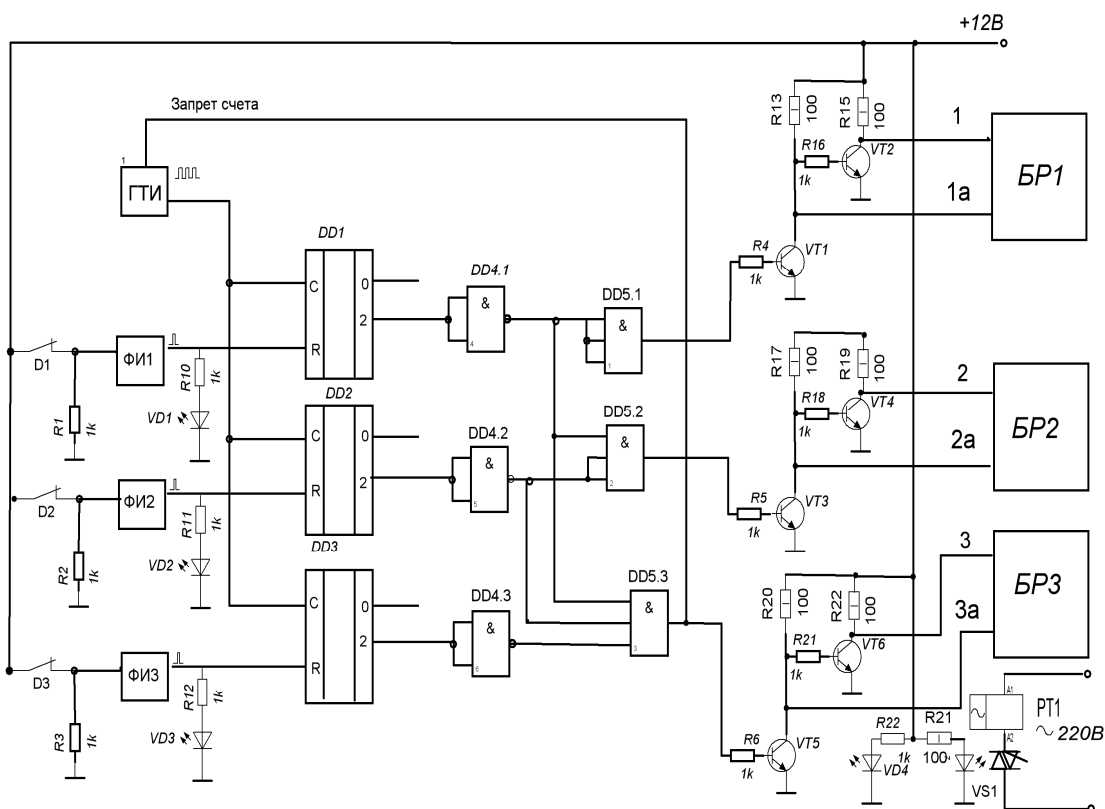


Рисунок 2 – Принципиальная схема системы импульсного управления

При нормальном режиме работы шнеков с выходов всех датчиков скорости на входы формирователей коротких импульсов ФИ1 – ФИ3 поступают импульсы с частотой 1.6Гц и длительностью 10 мс. Для увеличения помехозащищенности формирователи импульсов по заднему фронту поступающих на их входы импульсов формируют положительные импульсы длительностью 2 мс, которые поступают на установочные входы двоично - десятичных счетчиков DD1 – DD3. Т.е. счетчики периодически с указанной частотой обнуляются. На счетные входы счетчиков поступают импульсы с частотой 1Гц от генератора тактовых импульсов. Если скорость вращения шнеков соответствует расчетной то

сыпки производственных помещений концентратом в случае аварийной остановки одного из шнеков более чем на 5с предусмотрено автоматическое отключение загрузочного конвейера и сигнализация останова линии и каждого шнека в отдельности. На время прогона через оптосемистор запитывается реле времени РТ1 и, если форсировка длится более чем 5с, реле времени выключает загрузочный конвейер. Режим форсировки индицируется светодиодом VD4, работа шнеков светодиодами VD1 – VD3. Для индикации скорости вращения шнеков, а также для получения аналогового сигнала пропорционального скорости вращения выходной сигнал формирователей ФИ1 – ФИ3 необходимо проинтегрировать.

Работа системы иллюстрируется переходными процессами по управлению и возмущению, которые приведены ниже.

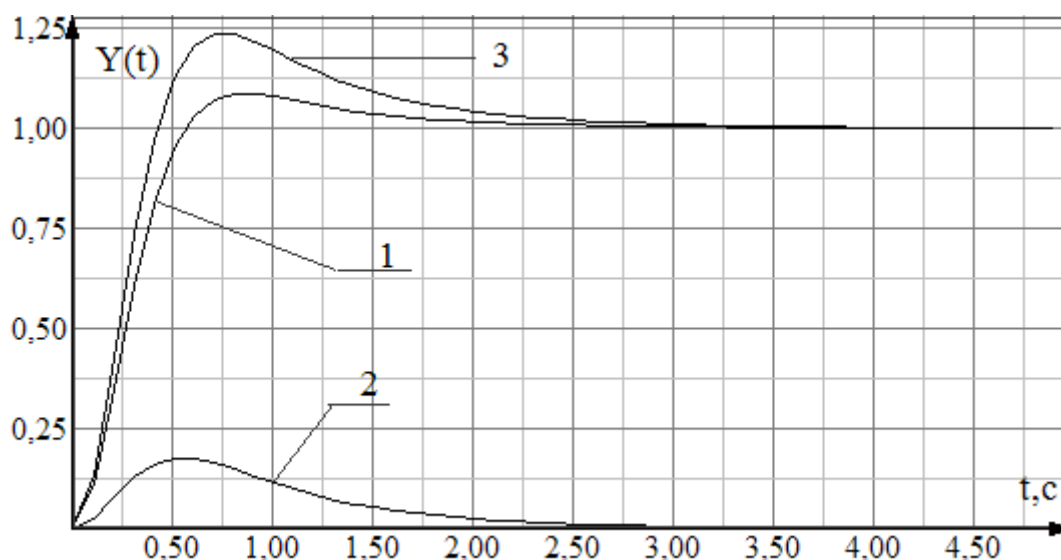


Рисунок 4 – Переходные процессы 1 – по управлению, 2 – по возмущению, 3 – при одновременно изменении управляющего и возмущающего воздействий

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Разработанная система импульсного управления электротепломеханическим преобразователем, обеспечивает контроль скорости вращения шнеков сушильных блоков и формирует при пусках и пиковых нагрузках режимы реверса и форсировки тормозного модуля, обеспечивая при этом бесперебойность транспортировки сырья в технологической линии.

2. Система импульсного управления реализована в опытном образце шнекового электрического сушильного комплекса и успешно прошла испытания на ЦОФ «Кондратьевская»

3. Дальнейшие исследования предполагают создание других модификаций системы управления, обеспечивающей не только скачкообразное изменение электромагнитного момента, но и требуемую жесткость механической характеристики электротеломеханического преобразователя.

Рассмотрены принципы построения, алгоритм работы и практическая реализация системы импульсного управления режимами реверсирования и форсировки электротеломеханических преобразователей технологического назначения.

Principles are considered constructions, algorithm of work and practical realization of the impulsive control system by the modes motions in reverse direction of and acceleration of electromechanics transformers of the technological setting.

Библиографический список

1. Заблодский Н.Н., Луцик В.Д. Обеспечение устойчивого режима работы шнековой электромеханической системы в области низких частот./Сб. научн. тр. ДонГТУ. Вып. 20 – Алчевск : ДонГТУ, 2005. – с.379 – 392.

2. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е. Проектирование электромеханических преобразователей энергии для переработки сыпучих материалов./ Технічна електродинаміка. Тем. вип. „Проблеми сучасної електротехніки”, част. 1. – 2006 – с. 106 – 111.

*Канд .техн. наук, доцент Заблодский Н.Н.,
канд. техн. наук, доцент Плюгин В.Е.,
студент Лупанов А.,
студент Квасов В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕПЛОвого ПОЛЯ В СИСТЕМЕ «ЛЕГКОПЛАВКАЯ СРЕДА» – ЭЛЕКТРОТЕПЛОМЕХАНИЧЕСКИЙ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЬ

Розглянуто формування математичної моделі і алгоритму розрахунку розподілу теплового поля в резервуарі з легкоплавким матеріалом при використанні електротепломеханічного перетворювача (ЕТМП) як нагрівального і перемішуючого пристрою.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Расчет процессов теплопроводности является одним из важных разделов современных инженерных исследований в машиностроительной, энергетической, атомной промышленности, в технологических процессах химической, строительной, текстильной, пищевой и других отраслях современного производства. Инженерные исследования кинетики целого ряда физических и химико-технологических процессов аналогичны задачам стационарной и нестационарной теплопроводности. Это процессы сорбции влаги, сушки, плавления, диффузии, вязкого течения и т.п. Перечисленным процессам уделяется исключительное внимание, затрагивающие теорию теплопроводности как в физической теплотехнике, так и в уравнениях математической физики, связанных с созданием аналитических, численных и численно-аналитических методов решения краевых задач теплопроводности.

Электротепломеханический преобразователь (ЭТМП) по целевому назначению предназначен для тепловой обработки вязкого легкоплавкого материала, его перемешивания и откачки полученного расплава из резервуара [1, 2]. Эти режимы не всегда проходят одновременно. Так, в режиме короткого замыкания ЭТМП, реализуется только функция нагрева. При вращении ротора происходит перемешивание расплава, сопровождающееся интенсивной отдачей тепла в окружающую среду. Математические модели распределения теплового поля в системе «легкоплавкий материал – ЭТМП» должны учитывать указанные выше режимы и их комбинации. В общем виде описание внешней среды

ЭТМП состоит из математических моделей, учитывающих следующие режимы работы:

- а) при неподвижном ЭТМП в режиме короткого замыкания;
- б) при вращении ЭТМП (с учетом увеличения коэффициента теплоотдачи);
- в) при перемещении ЭТМП в резервуаре с расплавом (учет изменения картины распределения теплового поля).

Окружающая среда определяет тепловую и механическую нагрузку устройства, потому рассмотрение тепловых процессов в обрабатываемом материале является необходимым условием получения исходной потребляемой мощности ЭТМП как асинхронного двигателя с массивным ротором. Потери мощности во внешней среде складываются из мощностей, затрачиваемых на нагревание и перемешивание (откачку) расплава:

$$\sum P_{н.с.} = P_{т} + P_{г}.$$

Анализ исследований и публикаций.

Анализ отечественных и зарубежных исследований и разработок показывает, что вопросы расчета распределения теплового поля и решение соответствующих двумерных задач в среде, меняющей свое фазовое состояние при внесении тела с более высокой температурой, достаточно широко освещены. Эти работы служат отправной точкой для исследования трехмерных тепловых полей в конкретной задаче использования ЭТМП для нагрева и плавления легкоплавкого вещества [2 - 4].

Постановка задачи.

Получить трехмерную картину распределения теплового поля в системе «легкоплавкий материал - ЭТМП» и рассчитать величину тепловой мощности, затрачиваемой на нагревание и плавление исследуемого легкоплавкого материала (парафина).

Изложение материала и его результаты.

Запишем начальные условия для системы ЭТМП – среда:

- 1) температура всей вязкой массы, а также той ее области, которая контактирует с поверхностью ЭТМП, равна температуре окружающего воздуха и принимается 25 °С;
- 2) температура внешней поверхности ЭТМП одинакова во всех точках и поддерживается постоянной и равной 110 °С;
- 3) пренебрегается время выхода внешней поверхности ЭТМП до установившейся температуры и в начальный момент времени принимается равной 110 °С;
- 4) в начальный момент времени ЭТМП погружен в среду и находится с ней в тесном контакте.

Рассматриваемый случай с ЭТП [3] относится к типу задач, когда тело вносится в среду с более низкой температурой. Между средой и телом сразу возникает процесс нестационарного теплообмена, и среда начинает подогреваться. Если решить задачу нестационарной теплопроводности - найти зависимость изменения температуры тела от количества переданного тепла во времени для любой точки тела, то получим математическое описание системы ЭТП – среда и значение суммарной тепловой мощности P_T . Такое решение можно получить путем решения дифференциального уравнения теплопроводности:

$$\frac{dt}{d\tau} = a \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right). \quad (1)$$

Для расчета нестационарной теплопроводности с учетом зависимости коэффициента теплопроводности и удельной теплоемкости от температуры используется метод элементарных балансов.

Для получения расчетной формулы составим приближительные формулы численного решения дифференциального уравнения теплопроводности, используя метод конечных разностей Шмидта, который преобразован к трехмерной системе координат. Этот метод основан на допущении возможности замещения непрерывного процесса скачкообразным как в пространстве, так и во времени. При этом дифференциальное уравнение теплопроводности (1) заменяется уравнением в конечных разностях, которое для трехмерного поля имеет вид:

$$\frac{\Delta t}{\Delta \tau} = a(t) \left(\frac{\Delta^2 t}{\Delta x^2} + \frac{\Delta^2 t}{\Delta y^2} + \frac{\Delta^2 t}{\Delta z^2} \right) \quad (2)$$

Слабым местом этого метода является принятие физических свойств тела постоянными. Соединяя преимущества метода элементарных балансов и метода конечных разностей Шмидта, получим от первого - схему разбиения среды на элементарные объемы и зависимость ее физических параметров от температуры, а от второго – простоту численных расчетов уравнения теплопроводности. Если знать распределение температур в среде для текущего интервала времени, можно найти распределение температур для следующего интервала времени $\tau + \Delta\tau$ и т.д. [3].

В том случае, если температура материала достигает температуры фазового перехода – плавления (кристаллизации), эта температура остается постоянной и равной температуре плавления (кристаллизации). Для определения мощности, затрачиваемой на плавление конечного объема материала, необходимо рассчитать время плавления этого объема при заданном тепловом потоке и начальных условиях [4].

Выражение для определения времени плавления слоя материала заданной толщины [4]:

$$\tau = \int_{r_0}^{y(\tau)} \left[\frac{\rho Q \left(1 - \frac{c}{Qy} \int_{r_0}^y r \frac{\partial T}{\partial y} dr \right)}{\alpha (T_c - T_L) + r_0 q_s / y} \right] dy . \quad (3)$$

С помощью уравнения (3) можно рассчитать значение времени, за которое граница раздела фаз дойдет до положения $\tau = y(\tau)$ (т.е. толщина расплава будет равна $y(\tau) - r_0$).

С целью снижения времени разогрева и плавления всего объема материала, включая отдаленные области, последние должны получать приблизительно тот же тепловой поток, что и области у непосредственной близости с нагревателем. Это возможно только в том случае, если ЭТМП вводить в материал, передвигая его в резервуаре по заданной траектории. Для кубической системы среда-нагреватель это будут перемещения вправо, влево; вперед, назад; вверх, вниз. Рассмотрим реализацию предложенного алгоритма расчета распределения теплового поля в системе «ЭТМП – легкоплавкий материал» и получения выделяемой тепловой мощности.

Для расчета теплового поля была написана программа с Windows-интерфейсом на объектно-ориентированном языке программирования C++ с использованием Visual Studio.Net. Расчет начинается с задания начальных условий и инициализации расчетной области. Предварительный этап расчета представлен ниже в виде модулей 1 – 3.

Модуль 1. Расчет итерационным методом интегрированного дифференциального уравнения (3) для получения времени плавления τ для толщины материала, равной ширине лопатки ЭТМП с внутренним радиусом r_0 , равным внешнему радиусу массивного ротора.

Модуль 2. Инициализация расчетной области ЭТМП.

Модуль 3. Задание начальных условий.

Последовательным вызовом программных модулей 1 – 3 заканчивается задание начальных условий и инициализация расчетных областей резервуара, среды и ЭТМП. Последующие блоки вызываются в цикле изменения времени работы ЭТМП. Это время задается пользователем в главном окне программы.

Модуль 4. Сканирование состояния расчетных точек. Этот модуль необходим для присвоения/получения сведений о состоянии всех точек расчетной области. Выделено пять состояний: НАГРЕВ;

ПЛАВЛЕНИЕ; КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ; ПЕРЕГРЕВ (*нагрев после окончания фазы плавления*); ЭТМП (*область, занимаемая ЭТМП*).

Сведения о состоянии точек расчетной области необходимы для реализации алгоритма работы с веществом, изменяющим свое фазовое состояние, а также для графического отображения распределения картины теплового поля по результатам расчета.

При работе ЭТМП в легкоплавкой среде возможны следующие ситуации:

1) Температура расчетной точки (далее - точки) может увеличиться от начальной до температуры плавления. Точка переводится из состояния НАГРЕВ в состояние ПЛАВЛЕНИЕ. При этом меняются теплофизические параметры вещества (плотность, удельная теплоемкость, коэффициент теплопроводности), и расчет количества теплоты производится с новыми теплофизическими параметрами.

2) Если точка была в состоянии ПЛАВЛЕНИЕ, время плавления истекло, а окружающие точки среды имеют более высокую температуру, то точка переводится в состояние ПЕРЕГРЕВ. При этом меняются теплофизические параметры вещества (плотность, удельная теплоемкость, коэффициент теплопроводности), и расчет количества теплоты производится по обычным выражениям для нагрева, но уже с новыми теплофизическими параметрами.

3) Если точка была в состоянии ПЕРЕГРЕВ, но ее температура снизилась до температуры кристаллизации (такое состояние возможно, когда ЭТМП покинул разогреваемую область в резервуаре), то точка переводится в режим КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ. При этом температура точки задается равной температуре кристаллизации в течение времени кристаллизации (до обнуления счетчика кристаллизации).

4) Если точка была в состоянии КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ, время кристаллизации истекло, а окружающие точки среды имеют более низкую температуру, то точка переводится в состояние НАГРЕВ (подразумевается охлаждение). Режим для охлаждения не был выделен, т.к. для расчета температур важно лишь состояние расчетной точки и этих состояний, влияющих на расчет, всего три: нагрев/охлаждение при температурах ниже температуры плавления; плавление/кристаллизация; нагрев/охлаждение при температурах выше температуры плавления. Приведенные состояния влияют на теплофизические характеристики вещества и расчет количества теплоты. Для точек, имеющих температуру ниже или выше температуры плавления, это будут выражения, зависящие от разности температур близлежащих точек, и они будут положительными для нагрева и отрицательными для охлаждения. Для точек, находящихся в состоянии плавления – температура не меняется, и расчет количества теплоты производится по соответствующим выражениям для

плавления. При этом меняются теплофизические параметры вещества (плотность, удельная теплоемкость, коэффициент теплопроводности), и расчет количества теплоты производится по обычным выражениям для нагрева, но уже с новыми теплофизическими параметрами.

5) Если точка была в состоянии КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ, время кристаллизации не истекло, а окружающие точки среды имеют более высокую температуру, то точка переводится в состояние ПЛАВЛЕНИЕ, и счетчик времени кристаллизации не уменьшается, а наоборот, увеличивается. Температура точки задается равной температуре плавления. Такой режим возможен, если ЭТМП подошел к области, находящейся в состоянии кристаллизации и начал ее подогревать. Если счетчик плавления достигнет максимального значения, а окружающие точки имеют более высокую температуру, то расчетная точка переводится в состояние ПЕРЕГРЕВ. При этом расчет количества теплоты производится по обычным выражениям для нагрева, но уже с новыми теплофизическими параметрами.

6) Если точка была в состоянии ПЛАВЛЕНИЕ, время плавления не истекло, а окружающие точки среды имеют более низкую температуру, то точка переводится в состояние КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ. Счетчик времени плавления теперь не уменьшается, а увеличивается. Если счетчик достигнет максимального значения, то кристаллизация окончится, и точка будет подвергаться дальнейшему охлаждению. Режим охлаждения после кристаллизации уже был рассмотрен выше.

Модуль 5. Задание закона перемещения ЭТМП.

Закон перемещения ЭТМП по разворачивающейся из центра резервуара спирали реализуется следующим образом. Движение возможно, если точки в направлении движения уже прошли фазу плавления и перешли в состояние перегрева. При этом все точки области ЭТМП параллельным переносом с температурой ЭТМП смещаются в направлении движения с заданным ранее шагом. Таким образом, точки среды, которые были в состоянии ПЕРЕГРЕВ, замещаются точками с температурой ЭТМП и переводятся в состояние «ЭТМП». Точки среды, высвобожденные ЭТМП после перемещения, переводятся в состояние ПЕРЕГРЕВ, а температуры этих точек принимаются равными тем, которые находились на пути движения ЭТМП до их замещения. Такое распределение температур моделирует реальное поведение расплава при его вытеснении против движения ЭТМП.

В программе алгоритм перемещения ЭТМП задается следующей последовательностью, если смотреть на резервуар сверху: (*первый круг*) ВПРАВО – ВВЕРХ – ВЛЕВО – ВНИЗ – (*второй круг*) ВПРАВО – ВВЕРХ... и т.д. Пусть ЭТМП находится в центре резервуара и начинает движение, согласно алгоритму, вправо. Перед началом движения в спе-

циально выделенных переменных запоминается начальное положение ЭТМП, и задается длина перемещения для первого круга, равная ширине параллелепипеда, эквивалентного орбренному ротору. ЭТМП перемещается не сразу на всю заданную длину траектории ВПРАВО первого круга, а на элементарные шаги, по мере перехода точек в направлении текущего движения в состояние ПЕРЕГРЕВ. Каждый выполненный шаг вычитается из переменной, хранящей общую длину пути для первого круга. Как только эта длина становится равной нулю, происходит реализация алгоритма движения ВВЕРХ. Из длины пути, которая вновь принимает первоначальное значение, отнимаются элементарные шаги на пути перемещения и т.д. После окончания движения по первому кругу длина пути перемещения для второго круга увеличивается на величину, равную шагу разбивки координатной сетки. Таким образом, выполняется алгоритм разворачивающейся спирали.

Если ЭТМП достигает границ резервуара, то движение в направлении границы запрещается, и разрешение на движение автоматически переходит к следующему направлению в соответствии с алгоритмом.

Если будет расплавлен весь материал в плоскости (слое) движения ЭТМП, а время работы не истекло, то выдается разрешение на погружение ЭТМП в расплав на расстояние, равное его высоте или меньшему значению, если достигнуто дно резервуара. Далее повторяется разогрев материала в новом слое согласно описанному выше алгоритму.

Модуль 6. Расчет температурного поля среды во внутренней области резервуара.

В модуле расчета температурного поля внутренней области резервуара, в цикле по трем координатам вызываются две подпрограммы. Первая из них рассчитывает собственно температуру текущей точки в зависимости от температур соседних точек, реализуя метод конечных разностей. Вторая предназначена для расчета количества теплоты при нагреве или плавлении в зависимости от состояния расчетной точки.

Модуль 7. Расчет температур на границах расчетных областей.

Расчет температур в приграничных областях отличается сопоставлением температур точек близлежащих к расчетной. Рассматриваются следующие граничные области: четыре стенки и дно резервуара (текущего слоя нагреваемого материала), четыре грани стенок и дно ЭТМП.

После расчета модуля 7 программы происходят повторные расчеты модулей 4 – 7 в течение цикла, определяющегося заданным временем работы ЭТМП. По окончании расчетов. Создаются файлы данных, содержащие температуры всех точек резервуара с ЭТМП, а также файл отчета с результатами расчета. В частности, находятся суммарное количество теплоты, затраченное на нагрев и плавление материала, также затраченное на это время, и, что требовалось в постановке задачи расчета

распределения теплового поля, затраченную на процессы нагрева и плавления тепловую мощность.

На рис. 1 представлены результаты моделирования распределения теплового поля на поперечном сечении, выбранном в средней точке ротора ЭТМП.

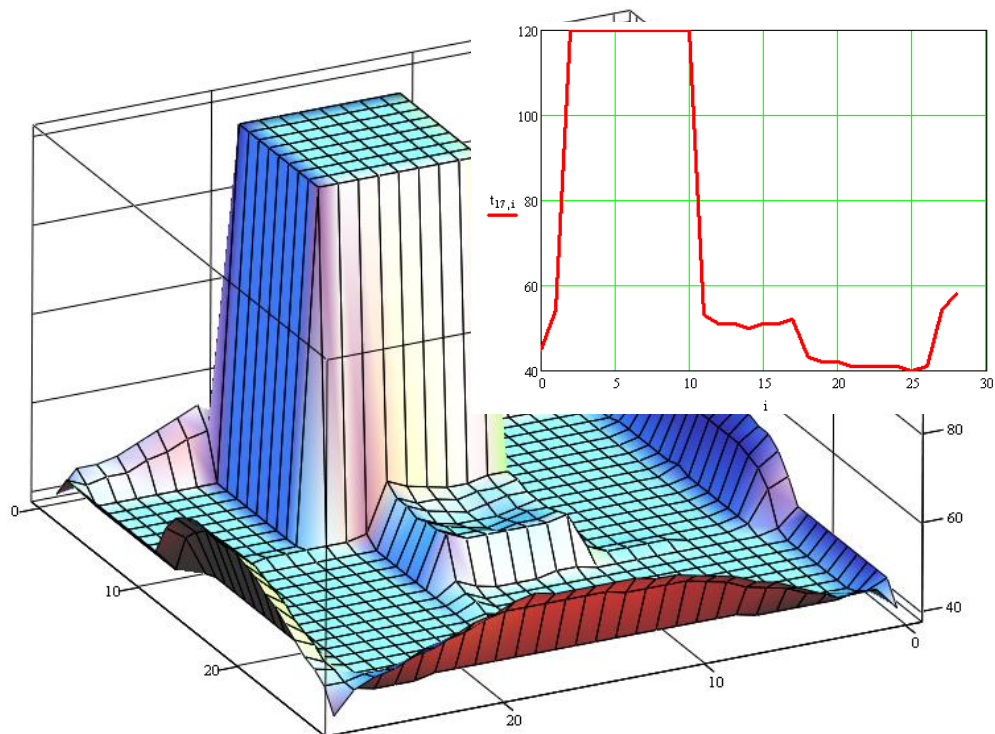


Рисунок 1 – Картина теплового поля через 6 часов.

На рис. 1 видно повышение температуры точек среды, перемещение ЭТМП, разогретые области, оставленные ЭТМП, а также повышение температуры нижней площадки среды выше $40\text{ }^{\circ}\text{C}$ - температуры плавления парафина. Полученная тепловая мощность для разогрева парафина от $25\text{ }^{\circ}\text{C}$ до, как минимум $40\text{ }^{\circ}\text{C}$, в резервуаре размерами (ДхШхВ) $1400 \times 1400 \times 1300$ мм в течение 6 часов составила 115 кВт. Исходя из полученного значения тепловой мощности, можно подходить к выбору проектной мощности ЭТМП и гарантировать разогрев парафина в рассматриваемом резервуаре за указанное время.

Выводы и направления дальнейших исследований.

Совмещение координатной системы ЭТМП с координатной системой резервуара с легкоплавким веществом при условии применения одинаковых элементарных кубов расчетной сетки дает возможность перейти к моделированию теплового поля в среде при перемещении ЭТМП. Применение траектории перемещения ЭТМП, которая имеет вид спирали, разворачивающейся от центра резервуара, уменьшает время нагревания и плавления вещества от 2 – до 6 раз в сравнении с другими способами перемещения ЭТМП и в 12 раз при работе ЭТМП в не-

подвижном состоянии. Применение ЭТМП в качестве нагревателя легкоплавкого материала повышает скорость нагрева в 4 – 5 раз по сравнению с электрическими и индукционными устройствами, и в 2,5 – 3 раза при использовании паро-газового способа нагрева. Использование ЭТМП повышает качество обработки материала - предотвращает его обводнение и перегрев. Области расплава, оставляемые ЭТМП при перемещении, сохраняют приобретенную температуру до следующего подхода ЭТМП по траектории. При этом прогреваются соседние области на расстоянии 80 – 100 мм. Такая дополнительная термообработка за счет аккумуляции тепла расплавом приводит к уменьшению времени нагревания вещества в 3 – 4 раза. Получены необходимые данные для расчета проектной мощности и последующего электромагнитного расчета ЭТМП.

Рассмотрено формирование математической модели и алгоритма расчета распределения теплового поля в резервуаре с легкоплавким материалом при использовании электротепломеханического преобразователя (ЭТМП) в качестве нагревательного и перемешивающего устройства.

Forming of mathematical model and algorithm of calculation of distributing of the thermal field in a reservoir with fusible material with the electro-thermo-mechanical converter as a heater and mixing device is considered.

Библиографический список.

1. Патент України № 75771 від 15.05.2006, МПК H05B 6/10 «Заглибний електронагрівач». Бюл. № 5, автори Заблодський М.М., Дорофєєв В.М., Окаєлов В.М., Плюгін В.Є. та інші.
2. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е., Чан Дай Шон. Энергетическая эффективность вращающихся электромеханических нагревателей // Технічна електродинаміка. Тематичний випуск «Проблеми сучасної електротехніки». - 2000. – Част. 6. - С. 74-77.
3. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е., Заблодская Т.П. Моделирование распределения теплового поля замкнутой системы легкоплавкая среда – нагреватель // Вестник МАНЭБ. – Санкт-Петербург. – 2001. - № 1. – С. 90 – 93.
4. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е., Заблодская Т.П. Учет фазового перехода при моделировании теплового поля электромеханического нагревателя в среде легкоплавкого материала. Вісник СНУ. – Луганськ. – 2002. - № 4. - С. 175 – 179.

*Канд. техн. наук, доцент Сергиенко С.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)
канд. техн. наук, доцент Корсунов К.А.,
аспирант Ашихмина Е.А.
(ВУНУ им. В. Даля, г. Луганск, Украина)*

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ НА КОРРОЗИОННУЮ И ЭРОЗИОННУЮ СТОЙКОСТЬ ПЛАЗМЕННОГО ПОКРЫТИЯ ИЗ СПЛАВА ЭИ-435

Описані результати з досліджень корозійної та ерозійної тривкості покриття із сплаву EI-435, нанесеного на титановий сплав OT4-1 методом плазмового напилення. Згідно отриманим даним покриття EI-435 має близькі з OT4-1 значення корозійної та ерозійної тривкості. Це дозволяє застосовувати покриття при експлуатації деталей в морському та тропічному кліматі в умовах пісочного ґрунту. Схожість значень корозійної та ерозійної тривкості сплавів дає можливість відновлювати деталі із сплаву OT4-1 більш дешевим сплавом EI-435. Дані статті можна застосувати в різних галузях промисловості.

Проблема и ее связь с практическими задачами.

Во время работы вертолетных двигателей детали компрессора подвергаются коррозии и довольно часто эрозии, особенно при эксплуатации вертолетов в морском климате и на песочных почвах. Одними из таких деталей являются кольца рабочих колес компрессора, соответственно, при ремонте двигателей в случае эрозии колец, выходящей за технические требования на деталь, кольцо необходимо заменить. Однако, поскольку стоимость кольца довольно высокая в связи с материалом детали (титановый сплав OT4-1), то экономически выгоднее кольцо восстановить до исходных размеров методом плазменного напыления. В качестве материала покрытия был выбран жаростойкий сплав ЭИ-435 (ХН78Т).

Восстановленные кольца подвергли испытаниям на коррозионную и эрозионную стойкость.

Испытания на коррозионную стойкость. Образцы колец (рис. 1 а) с напыленным покрытием выдержали в 5%-ном солевом растворе в течение 600 часов, с периодическим прогревом их до +300 °С (условия, имитирующие эксплуатацию двигателя в морском климате). После ис-

питания на поверхности между слоем покрытия и основным материалом, а также между слоями покрытия были обнаружены пятна (округлой и удлиненной формы), точки и наросты темно-зеленого и светло-зеленого цвета, показанные на рис. 1 б.

Поскольку в сплав покрытия входит никель, то трудноудаляемые пятна, точки и наросты темно-зеленого цвета – это оксидообразные продукты коррозии никеля, а пятна и наросты светло-зеленого цвета – это солеобразные продукты коррозии никеля. Данные по поражению коррозией покрытия и ее оценка приведены в таблице 1. Оценка коррозионных поражений проводилась согласно ГОСТ 9.311-87.

Таблица 1 – Данные по коррозионным поражениям

№ образца	Испытуемая площадь, мм ²	Пораженная площадь, мм ²	Степень коррозии, %	Оценочный балл (max 10)
1	1154	32	2,77	5
2	1064	10	0,94	7
3	979	11	1,12	6
4	950	10	1,05	6
5	836	12	1,44	6

Примечание: согласно ГОСТ 9.311-87 оценочный балл 10 (max) – соответствует случаю, когда коррозионные поражения отсутствуют; оценочный балл 1 (min) – соответствует случаю, когда коррозионные поражения занимают 56 – 100 % площади поверхности.

Средний оценочный балл коррозионных поражений покрытия колец составляет 6 баллов, что говорит о достаточной коррозионной стойкости покрытия в условиях испытания.

Испытания на эрозионную стойкость. Образцы колец с напыленным покрытием обдували сжатым воздухом с кварцевым песком дисперсностью 100 – 300 мкм под углом 30 ° к поверхности покрытия. Диаметр сопла 20 мм. Давление воздуха составляло $4 \cdot 10^5$ Па.

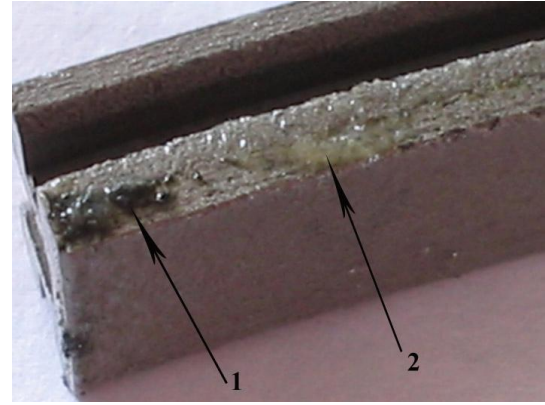
Среднее арифметическое значение потери массы образца с покрытием ЭИ-435 – 0,09% за 1 секунду. Скорость эрозии (для сплава ЭИ-435) при таких условиях составляет 0,008 г/с.

Для сравнения с полученными данными образцы колец обдували со стороны основного материала при тех же условиях.

Среднее арифметическое значение потери массы образца (материал ОТ4-1) – 0,07% за 1 секунду. Скорость эрозии (для сплава ОТ4-1) при таких условиях составляет 0,006 г/с.



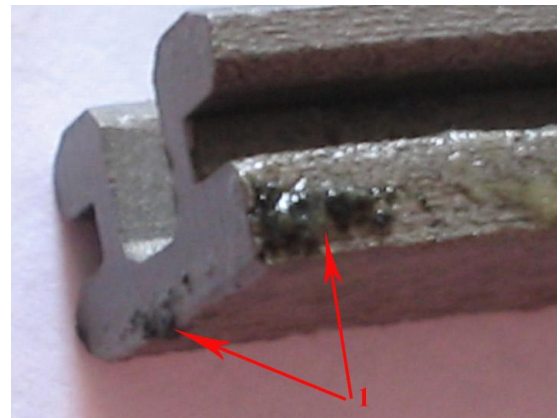
а) общий вид образца



б) солеобразные и оксидообразные коррозионные поражения



в) оксидообразные коррозионные поражения на границе покрытие-основа



г) оксидообразные коррозионные поражения на покрытии (торец образца)

1 – оксидообразные коррозионные поражения;
2 – солеобразные коррозионные поражения

Рисунок 1 – Образцы колец с коррозионными поражениями после испытания

Выводы. Полученные данные по коррозионной и эрозионной стойкости покрытия из сплава ЭИ-435, нанесенного на титановый сплав ОТ4-1, говорят о следующем.

При эксплуатации вертолета в тропическом или морском климате двигатель работает в воздушной среде, в которой возможно наличие паров (или мелких капель) морской воды, а, следовательно, при работе в указанных условиях по истечении 600 летних часов степень коррозии покрытия будет незначительна.

А это, в свою очередь, означает, что испытываемое покрытие удовлетворяет техническим требованиям на коррозионную стойкость детали.

При работе двигателя в условиях песочных почв эрозионный износ внутренней поверхности восстановленных колец сплавом ЭИ-435 будет практически такой же, как и новых колец. Соответственно, такое покрытие удовлетворяет и техническим требованиям на эрозионную стойкость детали.

Вышеприведенные данные по коррозионной и эрозионной стойкости покрытия из сплава ЭИ-435 можно применить в различных отраслях промышленности при ремонте и восстановлении изделий.

Описаны результаты испытаний на коррозионную и эрозионную стойкости покрытия из сплава ЭИ-435, нанесенного на титановый сплав ОТ4-1 методом плазменного напыления. Согласно полученным данным покрытие ЭИ-435 имеет близкие с ОТ4-1 значения коррозионной и эрозионной стойкости. Это позволяет применять покрытие при работе деталей в морском и тропическом климате в условиях песочных почв. Сходство значений коррозионной и эрозионной стойкости сплавов дает возможность восстанавливать детали из сплава ОТ4-1 более дешевым сплавом ЭИ-435. Данные статьи применимы в различных отраслях промышленности

There are description of results of corrosion and erosion of plasma coating (alloy EI-435) on the titan alloy OT4-1. Facts of this article can be use in the different branches of industry.

Библиографический список.

1. Восстановление изношенных деталей авиатехники газотермическими покрытиями: Выпуск №5977. – М., 1988. –80 с.
2. ГОСТ 9.311-87. Покрытия металлические и неметаллические неорганические. Метод оценки коррозионных поражений. – Введ. 01.07.88. – М.: Изд-во стандартов, 1987. – 10 с.

*Канд. техн. наук, доцент Сергиенко С.Н.
Канд. техн. наук, доцент Бирюкова Т.В.
студент Войтенко С.Н.
студент Кашуба А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РАСЧЕТ ЛАМИНАРНОГО ТЕЧЕНИЯ ПЛАЗМЫ В КАНАЛЕ МИКРОПЛАЗМОТРОНА

Вдосконалена методика розрахунку ламінарної течії газу в каналі плазмотрона, що дозволяє розраховувати його параметри за умови, якщо довжина дуги визначається механізмом шунтування. Отримана залежність діаметра стовпа дуги від координати вздовж вісі плазмотрона та заданих зовнішніх параметрів. Досліджено поведінку цієї залежності при різних зовнішніх параметрах, показана їх роль у встановленні робочих характеристик плазмотрона.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Среди электродуговых нагревателей газа (плазмотронов) микроплазмотрон привлекает к себе особое внимание благодаря своей мобильности, компактности и малой потребляемой мощности. Для улучшения его параметров при разработке и выбора оптимальных режимов работы необходимо знать связь между регулируемым извне и зависящими от них параметрами. В то же время, хотя закономерности ламинарного течения в канале плазмотрона считаются достаточно хорошо изученными, существующие на данный момент аналитические методики требуют привлечения дополнительных экспериментальных данных, поскольку в них считается известной длина дуги, которая в микроплазмотроне является функцией регулируемых параметров и устанавливается в процессе шунтирования. Правомочность же использования для расчета зависимостей, полученных на основе теории подобия, может быть поставлена под сомнение, поскольку они обычно обобщаются для диапазонов силы тока и расхода газа, не включающего в себя рабочие параметры микроплазмотрона.

Анализ исследований и публикаций.

За основу для расчета характеристик микроплазмотрона принималась модель, синтезированная на основе методик расчета, изложенных в [1-2]. В предложенных методиках рассматривается «двухслойная» модель течения газа, т.е. в области проводимости учитывается как ради-

альный перенос тепла за счет теплопроводности, так и конвективный перенос тепла потоком газа вдоль оси плазматрона, а в непроводящей — только радиальный перенос (отбрасывается конвективный член). Эти методики основаны на совместном решении уравнения неразрывности, сохранения энергии, закона Ома в интегральной форме и равенства тепловых потоков на границе проводящей и непроводящей областей. Задача решается в пренебрежении кинетической энергией по сравнению с тепловой энергией и диссипацией энергии на трение по сравнению с переносом энергии за счет теплопроводности. Линии тока предполагаются цилиндрическими, напряженность электрического поля постоянной по сечению.

Постановка задачи.

С использованием теории пробоя газа [3] аналитически найти:

1) распределение функции теплопроводности в начальном сечении; 2) закон изменения радиуса столба в функции от продольной координаты при заданных внешних данных; 3) длину дуги.

Изложение материала и его результаты.

Для получения в [1] аналитических зависимостей, описывающих ламинарное течение плазмы, использовалось решение системы дифференциальных уравнений, состоящих из уравнений:

сохранения энергии:

$$\frac{\rho V_z i_s}{l} \frac{\partial S}{\partial z} + \frac{\rho V_r i_s}{R} \frac{\partial S}{\partial r} = \frac{1}{R^2 r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \frac{\partial S}{\partial r} \right) + \sigma_s E^2 S - W_{rS} S, \quad (1)$$

неразрывности:

$$\frac{R}{l} \frac{\partial}{\partial z} (\rho V_z) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} (r \rho V_r) = 0, \quad (2)$$

закона Ома в интегральной форме:

$$I = 2\pi \cdot R^2 \sigma_s E \int_0^{\bar{\zeta}} S r dr. \quad (3)$$

В микроплазматроне из-за малого радиуса столба дуги можно пренебречь потерями энергии на излучение. Также, поскольку отсутствует распределенный вдув, то, используя приведенное в [1] условие $\pi R^2 \rho V_z = \frac{G_0}{\bar{\zeta}}$ и уравнение неразрывности, можно записать уравнение со-

хранения энергии в виде:

$$\frac{\rho V \cdot i_s}{l} \frac{\partial S}{\partial z} = \frac{1}{R^2 r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \frac{\partial S}{\partial r} \right) + \sigma_s E^2 S \quad (4)$$

при граничных условиях $S(\bar{r}, 0) = \psi\left(\frac{\bar{r}}{\bar{\zeta}_0}\right)$, $S_r(0, \bar{z}) = 0$, $S(\bar{\zeta}, \bar{z}) = 0$.

Введя новую переменную, $\Theta = \frac{\bar{r}}{\bar{\zeta}}$ можно переписать (4) в виде

$$\frac{\partial S}{\partial \bar{z}} = \frac{a^2}{\Theta} \frac{\partial}{\partial \Theta} \left(\Theta \frac{\partial S}{\partial \Theta} \right) + \bar{\zeta}^{-2} c_1 E^2 S, \quad (5)$$

$$\text{где } a^2 = \frac{\pi \cdot l}{G_o \cdot i_s}, \quad c_1 = \frac{\pi \sigma_s R^2 l}{G_o i_s}.$$

Решая данное уравнение методом разделения переменных и полагая $S(\Theta, \bar{z}) = \Phi(\Theta)Y(\bar{z})$, находим

$$\frac{dY}{d\bar{z}} = -a^2 \lambda^2 Y + \bar{\zeta}^{-2} c_1 E^2 Y, \quad (6)$$

$$\frac{1}{\Theta} \frac{d}{d\Theta} \left(\Theta \frac{d\Phi}{d\Theta} \right) + \lambda^2 \Phi = 0. \quad (7)$$

Решение (7) представляет собой ряд по функциям Бесселя нулевого порядка:

$$\Phi = \sum_{m=1}^{\infty} A_m J_o(\lambda_m \Theta), \quad (8)$$

где A_m — коэффициенты Фурье при разложении $\psi(\Theta)$ в ряд по функциям Бесселя нулевого порядка. Из условия $S(\bar{\zeta}, \bar{z}) = 0$ вытекает, что λ_m — нули функции Бесселя. Если ограничиться первым членом ряда, то решение (6) представится в виде

$$Y = Y_o \exp(-a^2 \lambda^2 \bar{z}) \cdot \exp\left(\int_0^{\bar{z}} \bar{\zeta}^{-2} c_1 E^2 d\bar{z}\right), \quad (9)$$

а решение (4) запишется как:

$$S(\bar{r}, \bar{z}) = Y_o \cdot A_1 \exp(-a^2 \lambda^2 \bar{z}) \cdot \exp\left(\int_0^{\bar{z}} \bar{\zeta}^{-2} c_1 E^2 d\bar{z}\right) \cdot J_o\left(\lambda_1 \frac{\bar{r}}{\bar{\zeta}}\right). \quad (10)$$

Приняв $A_1=1$, получим, что $Y_o = S_o$, где $S_o = S(0, 0)$.

Перейдя в (3) к новой переменной $\Theta = \frac{\bar{r}}{\bar{\zeta}}$, а также используя (8) и известную формулу $\int_0^x \xi J_o(\xi) d\xi = x J_1(x)$, получим, что:

$$I = 2\pi R^2 \bar{\zeta}^2 \sigma_s E Y \frac{J_1(\lambda_1)}{\lambda_1}. \quad (11)$$

Выразив из (11) значение для напряженности и подставив его в (6), получим:

$$\frac{dY}{d\bar{z}} = -a^2 \lambda^2 Y + \frac{K}{\bar{\zeta}^2 Y}, \quad (12)$$

$$\text{где } K = \frac{I^2 \lambda_1^2}{4 \cdot G_o \cdot i_s \pi \cdot R^2 \sigma_s J_1^2(\lambda_1)}.$$

Дифференциальное уравнение (12) содержит две неизвестных — относительный радиус столба и зависящую от продольной координаты

составляющую функции теплопроводности. Для того, чтобы получить дифференциальное уравнение с одной переменной, воспользуемся условием равенства тепловых потоков на границе дуги. В непроводящей области уравнение сохранения энергии запишется как:

$$\frac{1}{R^2 \bar{r}} \frac{\partial}{\partial \bar{r}} \left(\bar{r} \frac{\partial S}{\partial \bar{r}} \right) = 0. \quad (13)$$

Его двукратное интегрирование показывает, что функция теплопроводности изменяется в непроводящей области по логарифмической зависимости:

$$S_1 = C_1 \ln(\bar{r}) + C_2, \quad (14)$$

где C_1 и C_2 — константы интегрирования.

Воспользовавшись граничными условиями на границе дуги и стенке канала, можно записать, что:

$$C_1 = \frac{S_* - S_w}{\ln \bar{\zeta}}. \quad (15)$$

Радиальный градиент функции теплопроводности на границе дуги можно получить, продифференцировав (14) при $\bar{r} = \bar{\zeta}$:

$$\frac{\partial S_1}{\partial \bar{r}} (\bar{r} = \bar{\zeta}) = \frac{C_1}{\bar{\zeta}}. \quad (16)$$

В то же время, если записать значение функции теплопроводности как $S_1 = Y J_0 \left(\lambda_1 \frac{\bar{r}}{\bar{\zeta}} \right)$, то его радиальный градиент на границе дуги можно записать в виде

$$\frac{\partial S_1}{\partial \bar{r}} (\bar{r} = \bar{\zeta}) = -Y J_1 \left(\lambda_1 \frac{\bar{r}}{\bar{\zeta}} \right) \frac{\lambda_1}{\bar{\zeta}}, \quad (17)$$

откуда, с учетом (15) и (16), можно получить выражение:

$$Y = \frac{b}{\ln \bar{\zeta}}, \quad (18)$$

где $b = \frac{S_w - S_*}{J_1(\lambda_1) \lambda_1}$.

Подставив выражение (18) в (12), после преобразований получим дифференциальное уравнение, описывающее изменение радиуса столба вдоль \bar{z} :

$$\frac{-b^2 \bar{\zeta}}{\ln \bar{\zeta}} \bar{\zeta}' = -a^2 \lambda_1^2 b^2 \bar{\zeta}^2 + K \ln^2 \bar{\zeta}. \quad (19)$$

Решение данного уравнения в квадратурах вызывает определенные затруднения. Впрочем, аналитическое решение данного уравнения дало бы нам функцию зависимости относительной радиальной координаты \bar{z} от относительного радиуса столба, т.е. функцию, обратную искомой. Для получения информации об изменении радиуса столба вдоль продольной координаты уравнение решалось численно при заданных

константах, величины которых зависят от расхода газа, рода газа, силы тока, радиуса канала плазмотрона, длины дуги, а также при задаваемом начальном относительном радиусе дуги $\bar{\zeta}_o$. Для определения его величины использовалось значение начальной напряженности электрического поля, для определения которой в свою очередь использовалась эмпирическая формула, приведенная в [4]:

$$E_o = 2900 \cdot \exp\left(6.75 \frac{G}{d} - 77d\right). \quad (20)$$

Выражение для расчета начального диаметра было получено из формул (12) и (18):

$$\frac{\ln \bar{\zeta}_o}{\bar{\zeta}_o} = \frac{I \cdot \lambda_1^2}{2\pi R^2 \sigma_s E_o (S_w - S_o)}. \quad (21)$$

Численное решение дифференциального уравнения (19) при начальном радиусе, полученном из (21), осуществлялось в MathCAD при различных значениях силы тока, расходах газа и радиусах разрядного канала. Исследование внешнего вида графиков дало несколько неожиданный результат. Так, обычно предполагается, что радиус столба монотонно возрастает, стремясь к асимптотическому значению. Исследование же зависимости показало, что при недостаточно большом расходе газа и достаточно большой величине силы тока наблюдается колебание радиуса столба (см. рис. 1): радиус столба сначала стремительно возрастает, после чего, достигнув максимума, начинает снижаться и становится практически постоянным.

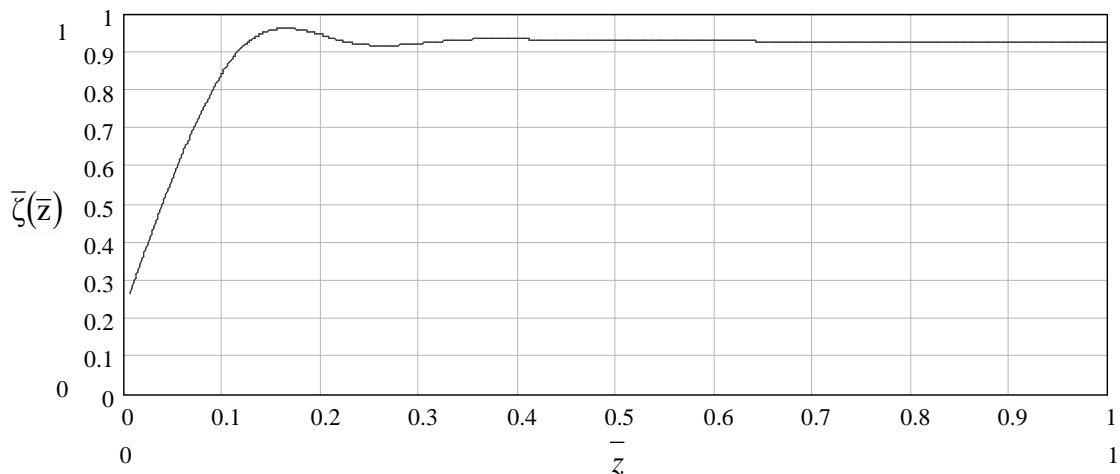


Рисунок 1 – Поведение относительного радиуса столба как функции от \bar{z} при силе тока $I=30$ А, расходе воздуха $G=3$ л/с, задаваемой длине дуги $l=0.03$ м

При более высоких расходах газа и меньших силах тока радиус столба, быстро возрастая на начальном участке, достигает постоянного значения и затем практически не меняется (см. рис. 2).

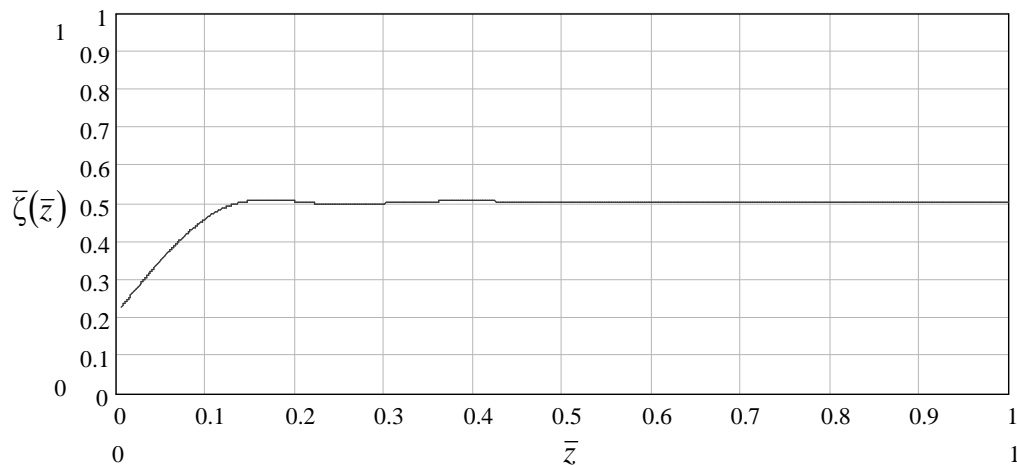


Рисунок 2 – Поведение относительного радиуса столба как функции от \bar{z} при силе тока $I=20$ А, расходе воздуха $G=4$ л/с, задаваемой длине дуги $l=0.03$ м

Другой неожиданностью было значительная зависимость значения установившегося диаметра от начальных условий, а именно, кроме силы тока и расхода газа, на его величину сильно влияла величина начального радиуса — при малых радиусах значительно снижалась и величина установившегося радиуса. Увеличение радиуса канала плазмодрона приводило к уменьшению относительного радиуса столба, что объясняется, по всей видимости, тем, что мы исследуем именно относительный радиус и, следовательно, изменение радиуса канала означает изменение масштаба единиц измерения радиуса. Как видно из анализа (19) использование газа с большей удельной энтальпией, как и уменьшение длины дуги эквивалентно увеличению расхода газа.

Здесь необходимо отметить, что такая зависимость радиуса столба от длины дуги, в случае если она определяется процессом шунтирования, приводит к появлению некоторой равновесной длины дуги, около которой она и колеблется в процессе шунтирования. Так как при шунтировании дуга периодически вытягивается, то это приводит как к увеличению «установившегося» относительного радиуса, так и величины радиуса в максимуме. Таким образом, удлинение дуги в процессе шунтирования приводит не только к увеличению напряжения на ней, но и к уменьшению напряжения, необходимого для пробоя газового промежутка. Поскольку в рассматриваемой модели уравнение сохранения энергии рассматривается без учета конвективного члена, то среднеэффективная температура зависит только от величины газового промежутка (поскольку граничные условия на поверхности дуги и стенке везде одинаковы). Благодаря этому, из анализа зависимостей радиуса столба от продольной координаты, можно отметить важный момент, а именно:

считать, что наилучшие условия для пробоя достигаются при $\bar{z} = 0.15$. Именно здесь радиус столба, как правило, либо достигает максимума (что соответствует минимальному пробивному промежутку), либо принимает установившееся значение. При этом, хотя пробивное напряжение будет таким же, как и на остальной части столба (если радиус достигает установившегося значения), условия для пробоя будут все-таки лучше, поскольку в этой точке будет больше напряжение между этой точкой и концом дуги.

На основании сказанного можно предложить следующую упрощенную модель расчета плазмотрона.

1) Задавшись необходимыми для расчета внешними параметрами (силой тока, расходом и типом газа, радиусом канала) и некоторой начальной длиной дуги, а также взятым из обобщенных экспериментальных данных значением начальной напряженности, на основе зависимости (19) определить пробивное напряжение при $\bar{z} = 0.15$.

Для расчета напряжения пробоя можно использовать приведенную в [1] методику, согласно которой напряжение пробоя можно определить из следующей формулы:

$$\ln\left(1 + \frac{1}{\gamma}\right) = \int_1^{\bar{r}_1} \frac{K_1 \zeta \cdot M_1 p}{\tau} \exp\left(\frac{-\zeta \cdot \bar{r}_1 \cdot B_1 \cdot p \cdot \ln K_1}{\tau U_p}\right) d\bar{r}_1, \quad (22)$$

$$\text{где } \bar{r}_1 = \frac{r}{\zeta}, \quad \tau = \frac{T}{T_1}, \quad K_1 = \frac{R}{\zeta},$$

p — давление газа; M_1 и B_1 — коэффициенты, экспериментально определенные при температуре T_1 [3]; γ — вторичный коэффициент ионизации.

Для интегрирования принималось, что температура изменяется по линейному закону от температуры на поверхности дуги $T_* = 2500$ К до температуры, равной температуре стенки канала.

2) На основании формулы изменения потенциала, приведенной в [1], для случая постоянного радиуса столба и отсутствия распределенной подачи газа, определить напряжение на участке от $\bar{z} = 0.15$ до $\bar{z} = 1$.

$$\varphi(\bar{z}) = \varphi(o) - lE_\infty \left\{ \bar{z} + \frac{1}{a^2 \lambda_1^2} \ln \frac{1 + [1 - (1 - M) \exp(-2a^2 \lambda_1^2 \bar{z})]}{1 + M^{0.5}} \right\}, \quad (23)$$

$$\text{где } M = \frac{E_\infty}{E_o}.$$

$$E_\infty = \frac{\lambda_1}{R \zeta \sigma^{0.5}}. \quad (24)$$

3) Сравнить полученные величины. В случае, если пробивное напряжение меньше падения на указанном участке, уменьшить задавае-

мую начальную длину, если больше — увеличить. Т.о., последовательно задаваясь разными длинами, определить «установившуюся» длину дуги, при которой пробивное напряжение при $\bar{z} = 0.15$ будет равно напряжению на установившемся участке.

4) Определить по формуле (23) падение напряжения на дуге при длине, равной установившейся, и при длине, равной 0.15 от ее величины. Поскольку мы считаем, что шунтирование происходит при $\bar{z} = 0.15$, то для определения среднего напряжения на дуге будем использовать формулу:

$$U = U_a + U_k + \frac{U_1 + U_2}{2}, \quad (25)$$

где U_a и U_k — соответственно катодное и анодное падения напряжения; U_1 — определяемое по (23) падение напряжение на дуге при длине, равной 0,15 от установившейся длины; U_2 — напряжение на дуге при длине, равной установившейся.

5) Другие характеристики плазмотрона можно упрощенно рассчитать как функцию от средней длины дуги, опираясь на формулы, изложенные в [1].

Направление дальнейших исследований.

В дальнейшем планируется провести ряд экспериментальных исследований для получения вольт-амперных характеристик плазмотрона и подтверждения теоретических исследований.

Обозначения:

ρ — плотность газа;

V_z, V_r — продольная и радиальная составляющая скорости;

$S_1 = \int_0^T \lambda dT$ — функция теплопроводности;

$S = \int_{T_*}^T \lambda dT$ — относительная функция теплопроводности;

S_*, S_w — значение функции теплопроводности на поверхности столба и разрядного канала соответственно;

λ — коэффициент теплопроводности;

T_* — температура на поверхности столба;

E — напряженность электрического поля в столбе дуги;

I, G_0 — сила тока и расход газа в начальном сечении плазмотрона;

σ_s, i_s, W_{rs} — коэффициенты пропорциональности между проводимостью газа, его энтальпией, излучательной способностью единицы плазмы и относительной функцией теплопроводности соответственно;

l, R — длина и радиус разрядного канала;

z, r – продольная и радиальная координаты;
 \bar{z}, \bar{r} – продольная и радиальная координаты, соотнесенные к l и R ;
 $\zeta, \bar{\zeta}$ – радиус столба дуги и радиус столба дуги, соотнесенный к R .

Усовершенствована методика расчета ламинарного течения газа в канале плазмотрона, позволяющая рассчитывать его параметры, в случае, если длина дуги определяется механизмом шунтирования. Получена зависимость диаметра столба дуги от продольной координаты и заданных внешних параметров. Исследовано поведение зависимости при различных внешних параметрах, показана их роль в установлении рабочих характеристик плазмотрона.

The method of calculation of laminar gas flow is improved in the plasma generator channel. The method of plasma generator parameters calculation is obtained for arc length which is determined by shunting mechanism. The dependence of arc diameter from a longitudinal co-ordinate and preset external parameters is obtained. The obtained dependence is explored at different external parameters value. The role of external parameters is shown in plasma generator working characteristics setting.

Библиографический список.

1. Даутов Г.Ю., Дзюба В.Л., Карп И.Н. Плазмотроны со стабилизированными электрическими дугами. — К.: Наук. думка, 1984.— 166 с.
2. Стайн Г.А. Высокотемпературная сверхзвуковая аэродинамическая труба // Исследования при высоких температурах.— М.: Наука, 1967. — С. 94 — 120.
3. Энгель А. Ионизированные газы.— М.: Физматгиз, 1959. — 332с.
4. Дзюба В.Л., Даутов Г.Ю, Абдуллин И.Ш. Электродуговые и высокочастотные плазмотроны в химико-металлургических процессах. — Киев: Вища шк., 1991.— 170 с.

*Канд. техн. наук, доцент Сергієнко С.М.
студент групи ПФ-02 Кашуба А.В.
студент групи ПФ-02 Войтенко С.М.
(ДонДТУ, м.Алчевськ, Україна)*

УНІВЕРСАЛЬНИЙ МІКРОПЛАЗМОТРОН

Наведені результати теоретичних розрахунків геометричних розмірів розрядного каналу мікроплазмотрона. Отримані залежності, на основі яких здійснено вибір режиму роботи електричної дуги у розрядному каналі. Наведена конструкція мікроплазмотрона.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. На сучасному етапі розвитку техніки та технології виробництва перед інженерами-конструкторами постає ряд нових завдань. Потрібно розрізати, зварювати, обробляти матеріали малої товщини з високою точністю та якістю обробки. Пристроєм, який допоможе вирішити ці проблеми, може стати мікроплазмотрон. Однак на сьогоднішній день існує невелика кількість розробок у цій галузі. Крім цього, у літературі немає повноцінного дослідження поведінки електричної дуги в умовах розрядного каналу мікроплазмотрона.

На сьогоднішній день існують алгоритми розрахунків багатьох типів плазмотронів, але усі вони мають значну електричну потужність, у зв'язку з чим не дають необхідних результатів при розрахунку мікроплазмотрона.

Аналіз досліджень та публікацій. Аналіз публікацій показує, що велика увага приділяється інженерним розрахункам потужних, трифазних плазмотронів та плазмотронів змінного струму (промислової частоти та НВЧ). У роботі [1] наведений інженерний спосіб розрахунку плазмотронів лінійної схеми, але, як було сказано вище, вони розраховані на велику силу струму (від 100 А). Робота [2] присвячена проблемам мікроплазмового зварювання, однак, по-перше, робота не описує розробку мікроплазмотронів, а лише способи, режими та результати мікроплазмового зварювання, по-друге, описані у Б.Є.Патона мікроплазмотрони розраховані на занадто маленький струм, який не відповідає нашим технічним вимогам.

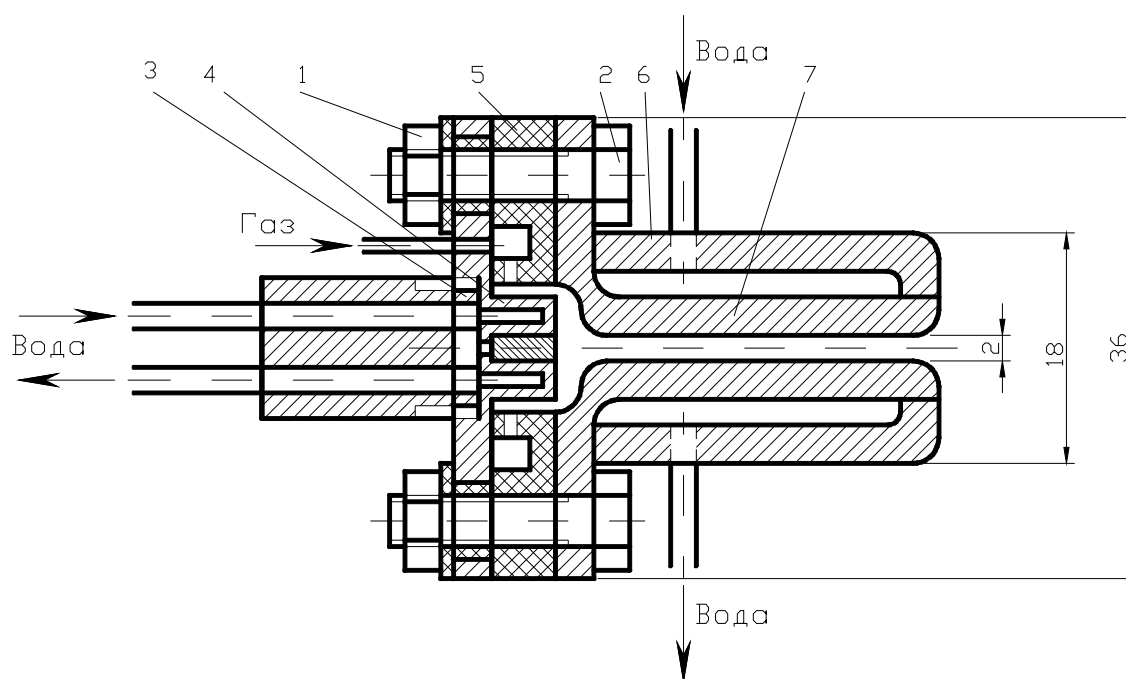
Постановка задачі. Дослідити вплив витрати робочого газу мікроплазмотрона на геометричні параметри його розрядного каналу. Ви-

значити параметри розрядного каналу та розробити конструкцію плазмотрона.

Виклад матеріалу та його результати. Однією з найважливіших особливостей запропонованого мікроплазмотрона є відносно проста конструкція та надійність у роботі, що досягається за рахунок його виконання за лінійною схемою.

З метою забезпечення універсальності у використанні та обслуговуванні мікроплазмотрона в якості робочого газу обираємо повітря.

Плазмотрон являє собою конструкцію, що складається з катодного та анодного вузлів, електрично ізольованих між собою (рис.1).



- 1 – гайка М4; 2 – болт М4; 3 – втулка; 4 – катодотримач;
5 – ізолятор; 6 – корпус; 7 – вихідний електрод

Рисунок 1 – Конструкція мікроплазмотрона

Катодний вузол має гафнієвий катод, а також втулку 3 та катодотримач 4. Охолоджуюча рідина подається та відводиться за допомогою двох штуцерів, пов'язаних з каналом охолодження катодного вузла.

Подача робочого газу здійснюється крізь відповідний канал в ізоляторі 5, який одночасно служить завихрувачем. У подальшому газ тангенціально подається у розрядний канал плазмотрона, забезпечуючи газовихрову стабілізацію електричної дуги. Окрім цього, оскільки струм дуги невеликий, за допомогою інтенсифікації охолодження вихідного електроду можна забезпечити надійну стабілізацію дуги холодною стінкою.

Вихідний електрод (анод) 7 має циліндричну форму, виконується з міді та при інтенсивному охолодженні забезпечує достатньо високий ресурс безперервної роботи.

Канавки для охолодження анода розташовані на зовнішній поверхні електрода. На вихідний електрод надівається мідний корпус 6 зі штуцерами для подачі та виводу охолоджуючої рідини. Таким чином, охолодження вихідного електрода здійснюється у виточеному в аноді каналі між безпосередньо анодом та корпусом вихідного електрода.

Конструкція стягується за допомогою трьох болтів та трьох гайок М4. Герметизація водяних порожнин роз'ємних деталей забезпечується гумовими прокладками та кільцями.

Конструкція мікроплазмотрона передбачає зручне розташування патрубків охолоджуючих трактів та підведення робочого газу. Окрім цього конфігурація системи охолодження спрощує процес виготовлення вихідного електрода.

Для розрахунку геометричних розмірів вихідного електрода плазмотрона необхідно визначити ряд констант:

- швидкість звуку у повітрі при $T = 4000$ К: $a = 1261,1$ (м/с) [3];
- густина повітря при $T = 4000$ К: $\rho_k = 7,6 \cdot 10^{-2}$ (кг/м³) [3];
- тиск повітря на виході з плазмотрону: $p = 10^5$ (Па).

Для розрахунків приймаємо робочий струм електричної дуги плазмотрона рівним 30 А.

Витрата робочого газу (повітря) у розрахунках буде змінюватись у межах від $2,15 \cdot 10^{-5}$ кг/с до $2,15 \cdot 10^{-4}$ кг/с.

Тоді розрахуємо критичний діаметр вихідного електрода плазмотрона за наступною формулою [1]:

$$d = 2 \cdot \sqrt{\frac{G}{\pi \cdot \rho_k \cdot a}}, \quad (1)$$

де G – витрата робочого газу, кг/с.

На підставі аналізу результатів роботи [2] можна для розрахунку мікроплазмотрона непрямої дії прийняти відношення довжини вихідного електрода до його діаметру:

$$\frac{l}{d} = 15, \quad (2)$$

де l – довжина анода.

Виходячи з відношення (2), знайдемо довжину вихідного електрода. Результати розрахунків довжини електрода та діаметра розрядного

каналу відповідно до різних значень витрати робочого газу наведені в таблиці 1.

Таблиця 1 – Результати розрахунків геометрії розрядного каналу

Витрата робочого газу, кг/с	Діаметр розрядного каналу, м	Довжина розрядного каналу, м
$2,15 \cdot 10^{-5}$	$5,893 \cdot 10^{-4}$	$8,839 \cdot 10^{-3}$
$4,3 \cdot 10^{-5}$	$8,333 \cdot 10^{-4}$	0,013
$6,45 \cdot 10^{-5}$	$1,021 \cdot 10^{-3}$	0,015
$8,6 \cdot 10^{-5}$	$1,179 \cdot 10^{-3}$	0,018
$1,075 \cdot 10^{-4}$	$1,318 \cdot 10^{-3}$	0,02
$1,29 \cdot 10^{-4}$	$1,443 \cdot 10^{-3}$	0,022
$1,505 \cdot 10^{-4}$	$1,559 \cdot 10^{-3}$	0,023
$1,72 \cdot 10^{-4}$	$1,667 \cdot 10^{-3}$	0,025
$1,935 \cdot 10^{-4}$	$1,768 \cdot 10^{-3}$	0,027
$2,15 \cdot 10^{-4}$	$1,863 \cdot 10^{-3}$	0,028

Виходячи з конструктивних міркувань, приймаємо діаметр, довжину розрядного каналу та витрату робочого газу мікроплазмотрона відповідно рівними:

$$d = 2 \cdot 10^{-3} \text{ м} ;$$

$$l = 3 \cdot 10^{-2} \text{ м} ;$$

$$G = 2,15 \cdot 10^{-4} \text{ кг/с} .$$

Залежність діаметра та довжини розрядного каналу від значення витрати робочого газу представлена на рис. 2.

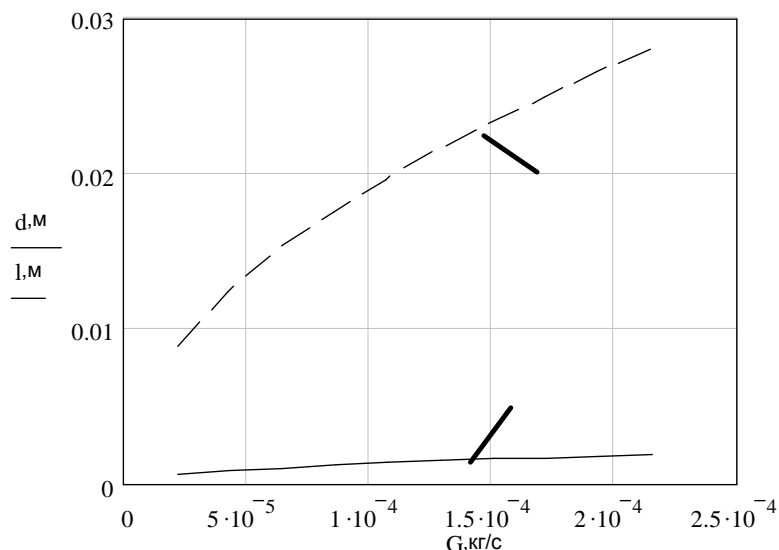
Визначимо діаметр та кількість отворів, через які повітря подається до вихрової камери. Для ефективної стабілізації дугового розряду на осі каналу газовим вихром і зниження ерозії матеріалу електродів, викликаній впливом плями дуги, необхідно забезпечити швидкість газу на виході з кільця закручення в межах 200-250 м/с. Приймаємо швидкість повітря на виході $v = 220$ м/с, питома вага повітря $\rho = 1,29$ кг/м³.

Тоді сумарна площа отворів для подачі газу має складати [1]:

$$F_{\alpha} = \frac{G}{\rho \cdot v} = \frac{2,15 \cdot 10^{-4}}{1,29 \cdot 220} = 7,576 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2. \quad (3)$$

Якщо прийняти кількість отворів $n = 2$, то їх діаметр має складати [1]:

$$d_{\alpha} = 2 \cdot \sqrt{\frac{F_{\alpha}}{\pi \cdot n}} = \sqrt{\frac{7,576 \cdot 10^{-7}}{3,14 \cdot 2}} = 7 \cdot 10^{-4} \text{ м.} \quad (4)$$



- 1 – залежність діаметра розрядного каналу від значення витрати робочого газу;
- 2 – залежність довжини розрядного каналу від значення витрати робочого газу

Рисунок 2 – Залежність діаметра та довжини розрядного каналу від значення витрати робочого газу

Висновки та напрям подальших досліджень. Досліджено вплив витрати робочого газу на геометричні розміри розрядного каналу мікроплазмотрона. Отримано чисельні значення, що дозволили побудувати експериментальну модель мікроплазмотрона. В подальшому необхідно дослідити режими горіння електричної дуги в розрядному каналі мікроплазмотрона та розробити його конструкцію.

Приведены результаты теоретических расчетов геометрических размеров разрядного канала микроплазмотрона. Получены зависимости, на основе которых осуществлен выбор режима работы электрической дуги в разрядном канале. Приведена конструкция плазмотрона.

The results of theoretical calculations of geometrical sizes of microplasmatron discharge bore are resulted. Dependences on the basis of

which carried out the choice of the operations mode of the electrical arc in discharge bore are got. The structure of microplasmatron is resulted.

Бібліографічний список.

1. *Основы расчета плазмотронов линейной схемы /М.Ф. Жуков, А.С. Аньшаков, Г.-Г.Б. Дандарон и др. – Новосибирск, 1979. – 148 с.*
2. *Микроплазменная сварка /Б.Е. Патон, В.С. Гвоздецкий, Д.А.Дудко и др. – Киев: Наук. думка, 1979. — 248 с.*
3. *Варгафтик Н.Б. Справочник по теплофизическим свойствам газов и жидкостей. – 2-е изд., доп. и перераб. – М.: Наука, 1972. – 720 с.*

*Канд. техн. наук, профессор,
зав. каф. электр. систем Паэранд Ю. Э.
канд. техн. наук, доцент Пепенин Р. Р.
студент Михайлюченко А. В.
студентка Семина С. О.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК И МОДЕЛИРОВАНИЕ ОДНОСЛОЙНЫХ И МНОГОСЛОЙНЫХ ПЬЕЗОТРАНСФОРМАТОРОВ

В статті приведені результати експериментальних досліджень основних характеристик одношарових та багатошарових п'єзотрансформаторів, наведені графіки залежності вихідної напруги від вхідної, а також коефіцієнта трансформації від частоти та опору навантаження. Проведено модулювання п'єзотрансформаторів. Зроблено порівняльний аналіз ефективності роботи одношарових та багатошарових п'єзотрансформаторів, показана перевага останніх.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Среди различных типов пьезоэлектрических преобразователей, находящихся применение в современной технике, особое место занимает пьезотрансформаторы (ПТ), представляющие перспективный компонент электронных систем.

ПТ выполняют различные функции. Они могут преобразовывать сопротивление электрической цепи, усиливать сигнал по напряжению и току, инвертировать фазу входного сигнала и, кроме того, обладают еще рядом функциональных свойств, позволяющих найти им применение не только в качестве пассивных, но и активных элементов схем [1].

Наиболее широкое применение ПТ нашли в источниках вторичного электропитания различных электронных устройств, благодаря ряду преимуществ перед электромагнитными трансформаторами [2], а именно: высокому коэффициенту трансформации и КПД свыше 90%, высокими электро- и пожаробезопасностью, отсутствием электромагнитных помех и нечувствительностью к электромагнитным полям, возможностью работы на высоких частотах.

Однако изучение рынка электронных систем показывает, что разработчиков современной техники интересуют не столько сравнительные характеристики электрических параметров трансформаторов, сколько

их размеры. В связи с этим перспективным является использование новых конструкций ПТ, в частности, многослойных. Данные конструкции позволяют значительно уменьшить массогабаритные показатели современных блоков питания.

Электронные схемы на базе многослойных и однослойных ПТ различаются в силу отличия их характеристик. Поэтому многослойные ПТ представляют большой интерес в плане их исследования.

Анализ исследований и публикаций.

ПТ относятся к классу изделий электронной техники, в основе работы которых лежит пьезоэлектрический эффект. Он представляет собой твердое тело из пьезоэлектрического материала, на поверхности которого нанесено не менее трех электродов, которые с помощью выводов подключены к внешним электрическим цепям. Для получения пьезоэлектрических свойств ПТ поляризуется в сильном электрическом поле [3].

Процесс преобразования энергии в ПТ происходит за счет обратного и прямого пьезоэффектов и протекает в режиме стационарного резонансного колебания, при котором обеспечивается высокая эффективность процесса. Таким образом, с помощью двойного преобразования электрической энергии в механическую и наоборот, передается энергия с входа на выход ПТ.

Конструкция многослойных ПТ состоит из чередующихся тонких слоев пьезокерамики (толщиной 100-200 мкм) и электродов (платина или платиново-палладиевый материал). Данная конструкция позволяет обеспечить высокую плотность мощности пьезотрансформатора (до 40-50 Вт/см²), и соответственно уменьшить габариты в 3-5 раз по сравнению с традиционным однослойным ПТ, а также позволяет работать на низкоомную нагрузку с высоким КПД [4].

Важным параметром любого трансформатора является коэффициент трансформации. Для ПТ особенно важной является амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) - зависимость амплитуды синусоидальных колебаний от их частоты на выходе устройства при постоянной амплитуде на входе. В электротехнике, радиотехнике, электронике по АЧХ определяют такие параметры, как полоса пропускания, избирательность, добротность, по которым судят о работе устройств (приборов).

При подключении к ПТ активного сопротивления в механическую систему вносится дополнительное затухание. Это приводит к тому, что коэффициент трансформации зависит не только от частоты, но и от сопротивлений нагрузки и источника [1]. Следовательно, зависимость коэффициента трансформации от сопротивления нагрузки также важна и должна учитываться при разработке устройств с применением ПТ.

В настоящее время в зарубежной и отечественной литературе недостаточно освещены параметры и характеристики многослойных ПТ, в

отличие от однослойных. Поэтому задачу изучения характеристик многослойных ПТ, сравнительный анализ параметров однослойных и многослойных ПТ можно считать актуальной.

Постановка задачи.

Экспериментальное исследование основных характеристик ПТ. Сравнительный анализ многослойных и однослойных ПТ. Моделирование ПТ с помощью ЭВМ.

Изложение материала и его результаты.

Для исследований были выбраны многослойные ПТ напряжения поперечно-продольного типов ТП-РМ 400602 и ТП-РМ 2004017, изготовленные из материала ЦТСС-3. Для сравнительного анализа параллельно исследовались характеристики однослойного ПТ типа ТП-Р1 800603.

Габаритные размеры исследуемых трансформаторов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Габаритные размеры

№	Тип	Габаритные размеры		
		Длина, L, мм	Ширина, В, мм	Толщина, Н, мм
1	ТП-РМ 400602	40±0,5	6±0,5	2±0,2
2	ТП-РМ 2004017	20±0,2	4±0,2	1,7±0,2
3	ТП-Р1 800603	80±0,1	6±0,4	3±0,2

Схема для исследования ПТ приведена на рисунке 1.

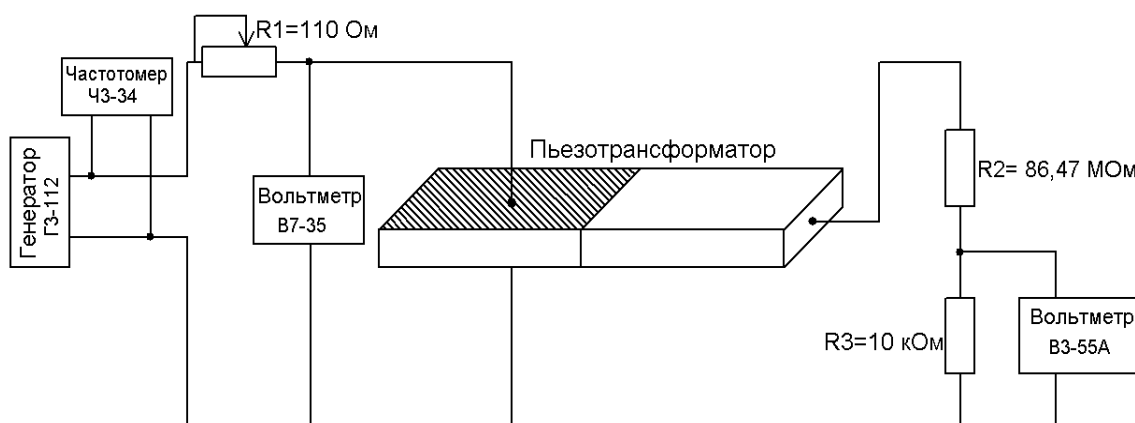


Рисунок 1 – Схема включения для исследования ПТ

Предварительно были определены частоты основного резонанса, измерена емкость входной и выходной секции ПТ и проведено сравнение их с данными, которые приводит фирма-изготовитель. Результаты измерений приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты измерений ПТ

№	Тип	Резонансная частота, кГц		Емкость входной секции, пФ		Емкость выходной секции, пФ	
		(теор.)	(практ.)	(теор.)	(практ.)	(теор.)	(практ.)
1.	ТП – РМ 400602	35 - 45	40,7	-	48±1,92	10-14	8±0,32
2.	ТП – РМ 2004017	84 - 90	91,6	-	1,5±0,06	4-7	8±0,32
3.	ТП-Р1 800603	19-22	21,6	1000- 1200	860±34	5-7	4,5±0,18

В ходе исследований были установлены зависимости коэффициента трансформации K_{TP} от частоты, построены регулировочные (зависимость $U_{ВЫХ}$ от $U_{ВХ}$) и нагрузочные (зависимость K_{TP} от сопротивления нагрузки) характеристики.

Для снятия зависимости K_{TP} от частоты фиксировались входное и выходное напряжения при различных частотах. Коэффициент трансформации вычислялся по формуле:

$$K_{TP} = \frac{U_{ВЫХ}}{U_{ВХ}}$$

Результаты исследования зависимости K_{TP} от частоты для многослойных и однослойного ПТ приведены в таблице 3 и на рис. 2.

Таблица 3 – Значения параметров ПТ на резонансных частотах

№	Резонансная частота, Гц	Входное напряжение, В	Выходное напряжение, В	K_{TP}
1	40724	3,12	3458,80	1108,59
	82817	2,87	4323,50	1506,45
2	91569	2,92	4150,56	1421,43
	180150	2,53	3631,74	1435,47
3	21536	3,92	951,17	242,64
	43704	3,7	2248,22	607,62

Как видно из рисунка 2 и таблицы 3, коэффициент трансформации многослойных ПТ в несколько раз больше $K_{тр}$ однослойных. Так, например, отношение максимального значения $K_{тр}$ для многослойного ПТ – РМ 400602 и однослойного ПТ-Р1 800603 составляет 4,6 и 2,5 на первой и второй моде колебаний соответственно.

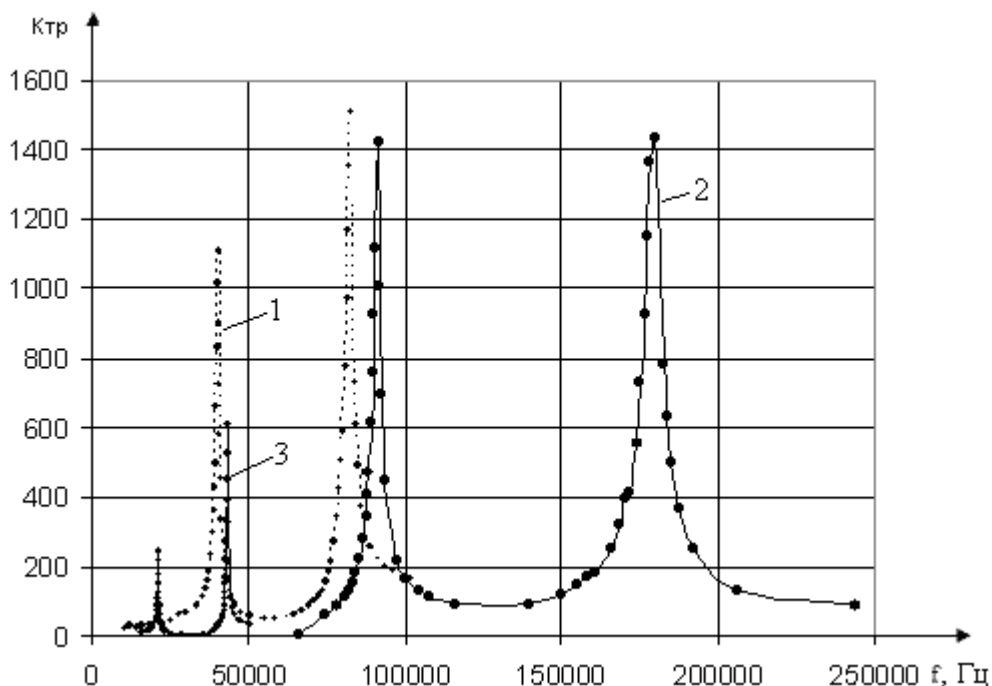


Рисунок 2 – Зависимость $K_{тр}$ от частоты для многослойных ПТ типа ТП-РМ 400602 (кривая 1), типа ТП-РМ 2004017 (кривая 2) и однослойного ПТ типа ТП-Р1 800603 (кривая 3).

Полученные зависимости были использованы для определения добротности ПТ, которые рассчитывались по формуле:

$$Q = \frac{f_p}{\Delta f},$$

где f_p - резонансная частота;

Δf – разность частот на уровне 0,707 максимальной величины коэффициента трансформации.

Результаты расчетов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Добротность ПТ

№ ПТ	1	2	3
Резонансная частота, Гц	40724	91569	21536
Добротность	103	93	80
	91	79	72

Исходя из полученных результатов можно сделать вывод, что добротность максимальна для всех ПТ на основном резонансе. Также установлено, что добротность многослойных ПТ незначительно превышает добротность однослойных.

В ходе исследований была подтверждена зависимость резонансной частоты пьезотрансформаторов от их габаритных размеров.

Как известно, резонансная частота для продольных по длине L колебаний зависит от длины резонатора и определяется формулой [1]:

$$f_p = m \cdot \frac{N}{L} \quad (1)$$

где m – номер моды возбужденных колебаний

N – частотная постоянная пьезокерамического материала (значение N для разных пьезо

зокерамических материалов колеблется обычно в пределах 1700...2300).

L – длина пьезотрансформатора (м)

Зависимость (1) априори не очевидна для ПТ поперечно-продольного типа. Для исследований данной зависимости использовалась группа многослойных и однослойных ПТ изготовленных из одного материала. Результаты исследований представлены в таблице 5 и на рисунке 3.

Из графика, представленного на рисунке 3 видно, что зависимость частоты ПТ от длины имеет нелинейный характер, описываемый формулой (1).

Таблица 5 – Габаритные размеры и частота ПТ

№	Тип	Длина, L,мм	Резонансная частота, кГц
1	ТП-РМ 400602	40±0,5	40,724
2	ТП-РМ 2004017	20±0,2	91,569
3	ТП-Р1 800603	80±0,1	21,536
4	ТП-Р1 381002	38±0,1	44,584
5	ТП-РМ 701002	70±1,0	23,521
6	ТП-РМ 350502	35±0,5	46,632

На рисунке 4 приведены графики зависимости выходного напряжения от входного, полученные на основной резонансной частоте для многослойных (кривые 1, 2) и однослойного (кривая 3) ПТ.

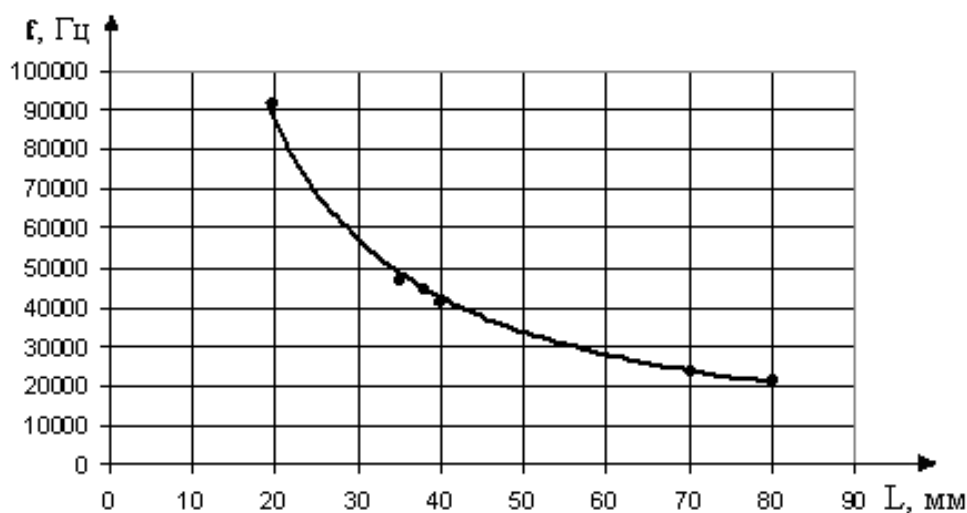


Рисунок 3 – Зависимость резонансной частоты ПТ от его длины

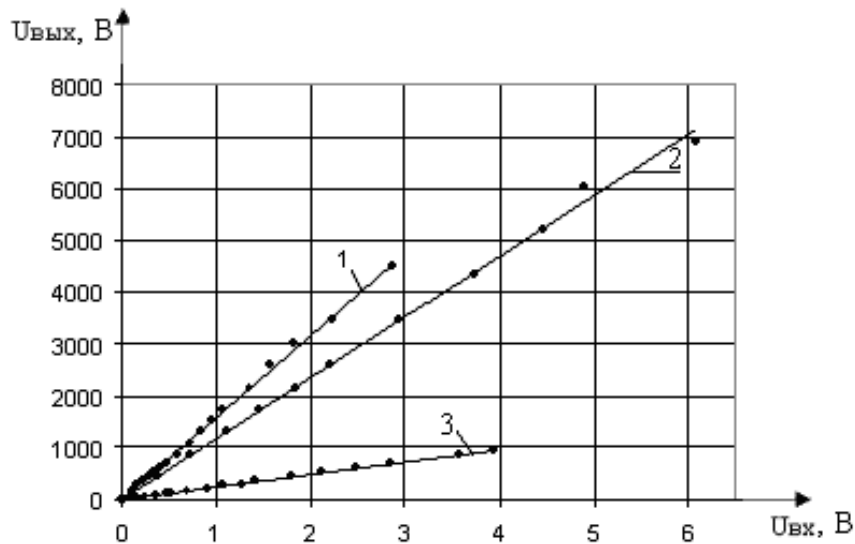


Рисунок 4 – Регулировочная характеристика для ПТ№1 (кривая 1), ПТ№2 (кривая 2) и ПТ№3 (кривая 3)

Из приведенных графиков видно, что зависимости носят линейный характер в заданном интервале входных напряжений. Очевидно также явное преимущество многослойных ПТ перед однослойными. Так, например, при входном напряжении $U_{вх} = 2В$ выходное напряжение многослойных ПТ№1 и ПТ№2 превышает выходное напряжение однослойного ПТ№3 в 4 и 7 раз соответственно.

На рисунке 5 приведены графики зависимости коэффициента трансформации от сопротивления нагрузки.

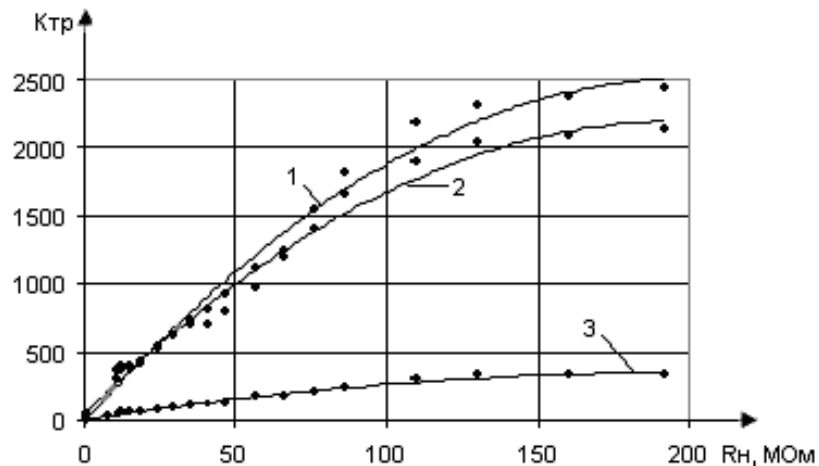


Рисунок 5 – Зависимость $K_{тр}$ от R_n для многослойных ПТ№1,2 (кривые 1,2) и однослойного ПТ№3 (кривая 3)

Как видно из рисунка, зависимости имеют практически линейный характер при $R_n < 100 МОм$. При значениях нагрузки $R_n > 100 МОм$ изменение сопротивления нагрузки в большую сторону практически не

меняет коэффициент трансформации как для многослойного ПТ, так и однослойного.

Наряду с экспериментальными исследованиями проводился анализ работы ПТ с помощью эквивалентной схемы, полученной путем каскадного соединения эквивалентных схем двух пьезорезонаторов, один из которых является возбудителем, другой – генератором. Такую схему замещения можно рассматривать как обобщенную схему ПТ, поскольку она является общей для всех известных конструкций однослойных ПТ [1]. Подставляя данные для многослойных ПТ в данную схему замещения мы не получили результатов, сопоставимых с экспериментальными, что, по-видимому, связано с тем, что данная модель и методика расчета не учитывают многослойность ПТ. Поэтому моделировался однослойный ПТ №3.

Моделирование данной схемы проводилось с помощью пакета OrCAD для ПТ №3, имеющего основную резонансную частоту 21536 Гц. Рассчитанная модель ПТ приведена на рисунке 6, а на рисунке 7 показана зависимость K_{TP} от частоты входного сигнала, построенная по результатам моделирования.

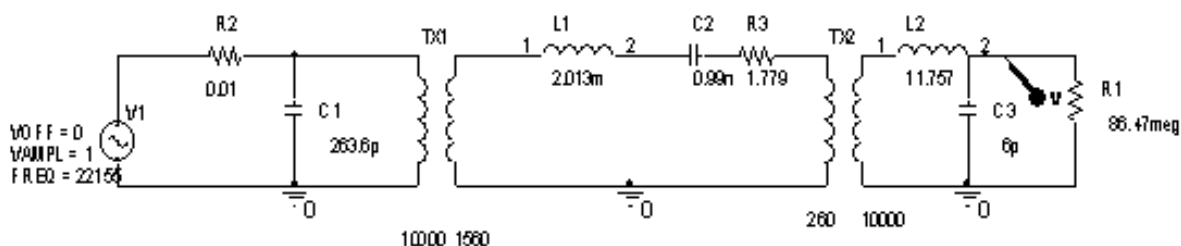


Рисунок 6 – Модель пьезотрансформатора

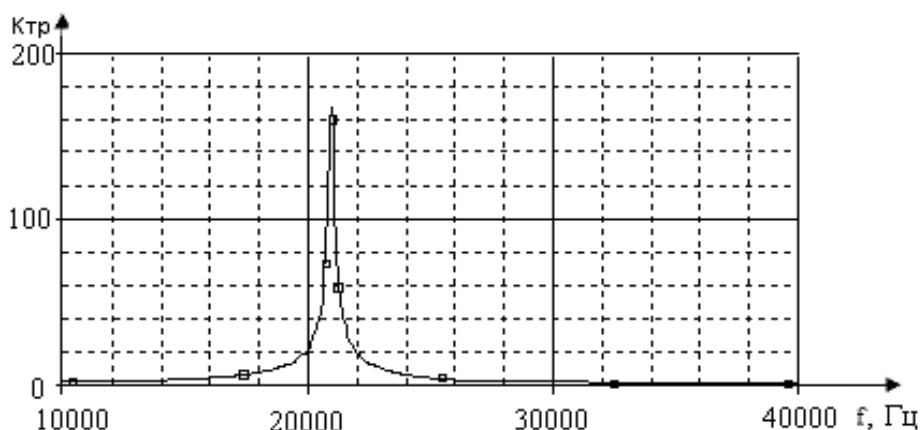


Рисунок 7 – Зависимость K_{TP} от частоты построенная по результатам моделирования

Как видно из рисунка 7 резонансная частота модели практически совпадает с резонансной частотой ПТ №3, однако коэффициент транс-

формации модели оказался существенно ниже реального. Это можно объяснить погрешностью расчета эквивалентных параметров схемы, связанной с разбросом значений постоянных, характеризующих качество пьезокерамики.

Выводы и направление дальнейших исследований

В ходе проделанной работы были получены основные характеристики однослойных и многослойных пьезотрансформаторов, а именно: зависимости коэффициента трансформации $K_{тр}$ от частоты, построены регулировочные и нагрузочные характеристики. Из этих характеристик можно сделать вывод о преимуществе многослойных ПТ по сравнению с однослойными. Также была экспериментально проверена и подтверждена зависимость резонансной частоты ПТ от его длины.

Одновременно с экспериментальным исследованием была проведена попытка моделирования многослойного ПТ, используя обобщенную эквивалентную схему и методику расчета для однослойного ПТ. Однако полного соответствия результатов эксперимента и моделирования не было достигнуто, что свидетельствует о необходимости доработки исходной модели и методики расчета.

В статті приведені результати експериментальних досліджень основних характеристик одношарових та багатошарових п'єзотрансформаторів, наведені графіки залежності вихідної напруги від вхідної, а також коефіцієнта трансформації від частоти та опору навантаження. Проведено модулювання ПТ. Зроблено порівняльний аналіз ефективності роботи одношарових та багатошарових п'єзотрансформаторів, показана перевага останніх.

The results of experimental researches of basic descriptions of one-layered and multi-layered piezoelectric transformers are resulted in the article, the graphic arts of function of output voltage of input, and also the function of coefficient of transformation of frequency and load resistance. Modulation of piezotransformer is conducted. The comparative analysis of efficiency of work of one-layered and multi-layered piezoelectric transformers is done, advantage of the last is shown.

Библиографический список.

1. Лавриненко В.В. Пьезоэлектрические трансформаторы. - М.: "Энергия", 1975.-110 с., ил.
2. Juhyun Yoo, Kwanghee Yoon, Songmo Hwang, Sungiae Suh, Jongsun Kim, Chungsik Yoo. Electrical characteristics of nigh power piezoelectric transformer for 28W fluorescent Lamp. Sensor and Actuators. A90. 2001.

3. Эрфеев А.А. и др. *Пьезокерамические трансформаторы и их применение в радиоэлектронике* / А.А.Эрфеев, Г.А.Данов, В.Н.Фролов. – М.: Радио и связь, 1988. – 128 с.: ил.

4. Климашин В.М., Никифоров В.Г. *Новые области применения пьезотрансформаторов* // Компоненты и технологии, №1 2006 г., стр.56–60.

5. S. Hallaert, E. Sarraute, B. Le Pionfle. *Numerical and Analytical Modeling of The Piezoelectric Transformer and Experimental Verification*. LIMMS/CNRS, The University of Tokio. 2001.

6. Texas Instruments, *Multy-topology piezoelectric transformer controller*. www.ti.com

*Канд. техн. наук, профессор Паэранд Ю.Э.,
канд. техн. наук Сафронов П.С.,
бакалавр Лынь М.П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

АНАЛИТИКО-ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ЭЛЕКТРОННОЙ СИСТЕМЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Запропонована аналітико-імітаційна модель комбінованої електронної системи з високою адекватністю. Отримано рішення в загальному вигляді для вихідних характеристик напівпровідникового перетворювача. Наведені результати математичного моделювання системи, що дозволили визначити область максимальної електромагнітної сумісності перетворювача з мережею та оцінити вплив збурення по керуванню.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В настоящее время моделирование является основным научно обоснованным методом, используемым для исследований, оценок характеристик сложных систем и принятия решений во всех областях научной и инженерной деятельности. Разработанные и проектируемые системы можно эффективно исследовать с помощью аналитических и имитационных математических моделей, посредством применения современных информационных технологий, реализуемых на ЭВМ. Одним из основных направлений развития информационных технологий в проектировании электронных систем является разработка и использование в САПР математических моделей, которые могут служить для прогнозирования процессов в исследуемых объектах.

Анализ исследований и публикаций.

Анализ работ [1, 2] показал, что в настоящее время для моделирования электронных систем используются аналитические и имитационные методы. Наиболее полное исследование процессов при аналитическом моделировании можно провести, если известны явные связи выходных характеристик с параметрами и начальными условиями системы. Такие зависимости зачастую удается получить только для сравнительно простых систем. Поэтому для научного исследования общих

свойств объекта аналитическим методом производят упрощение первоначальной модели, что позволяет получить только приближенные результаты [1].

Имитационное моделирование позволяет решать задачи анализа более сложных систем, так как имитирует элементарные явления с сохранением логической структуры и временной последовательности. Это позволяет получать сведения о протекающих процессах в определенные моменты времени и оценивать характеристики исследуемой системы. Однако при реализации имитационного моделирования с помощью современных информационных технологий решение всегда носит частный характер, так как оно соответствует фиксированным параметрам системы, начальным условиям и внешним воздействиям [2, 3]. Поэтому для полного анализа характеристик процессов в системе производится многократная имитация с варьированием исходных данных. При этом возникает увеличение затрат машинного времени и памяти. Комбинирование аналитических и имитационных методов моделирования позволяет использовать их достоинства и получать более эффективные математические модели.

Постановка задачи.

Задачей данной работы является разработка эффективной математической модели системы «инерционный объект управления - быстродействующая система управления» без существенного снижения адекватности модели посредством комбинирования аналитического и имитационного методов моделирования.

Изложение материала и полученные результаты.

Для построения аналитико-имитационной (комбинированной) модели целесообразно провести предварительную декомпозицию процессов протекающих в системе. В качестве объекта управления в работе рассматривается полупроводниковый преобразователь, в качестве системы управления – микропроцессорная система, находящаяся в замкнутом контуре с объектом управления, внешними (задающими) сигналами и сигналами обратных связей. Постоянные времени преобразователя и микропроцессорной системы отличаются друг от друга на несколько порядков. Следовательно, совместное имитационное моделирование двух этих подсистем вызовет значительные затраты машинного времени. В то же время получение аналитического описания функционирования микропроцессорной системы возможно только при принятии допущений и упрощений, существенно снижающих точность отображения процессов, возникающих при взаимном влиянии этих двух подсистем друг на друга [4]. Тогда как из-за значительной инерционности объекта управления можно принять допущение о квазистатичности процессов, протекающих в полупроводнике преобразователе. Таким образом, для подсистемы «объект управления» целесообразно использовать аналити-

ческую аналогово-дискретную модель, а для подсистемы «система управления» – имитационную цифровую модель.

Внешние входные сигналы объекта управления описываются симметричной системой

$$\begin{cases} \dot{E}_A = E; \\ \dot{E}_B = E \cdot e^{-j\frac{2\pi}{3}}; \\ \dot{E}_C = E \cdot e^{j\frac{2\pi}{3}}, \end{cases} \quad (1)$$

где E – действующее значения э.д.с. первичного источника питания.

Квазистатический режим работы полупроводникового преобразователя с трансформаторными связями может быть описан системой комплексных уравнений [5]

$$\begin{cases} \dot{I}_1 + \dot{I}_2 + \dot{I}_3 = 0; \\ \dot{I}_2 \cdot j\omega \cdot L1 - \dot{I}_4 j\omega \cdot M1 = \dot{E}_1; \\ -\dot{I}_2 \cdot j\omega \cdot L1 + \dot{I}_3 \cdot j\omega \cdot L2 + \dot{I}_4 \cdot (j\omega \cdot M1 - j\omega \cdot M2) = \dot{E}_2; \\ -\dot{I}_2 \cdot j\omega \cdot M1 - \dot{I}_3 \cdot j\omega \cdot M2 + \dot{I}_4 \cdot (j\omega \cdot L3 + j\omega \cdot L4 + R) = 0, \end{cases} \quad (2)$$

где ω – циклическая частота напряжения первичного источника питания;

$L1-L4, M1, M2, R$ – внутренние параметры объекта управления (преобразователя);

\dot{E}_1, \dot{E}_2 – комплексные значения суммарных контурных э.д.с.

Для описания воздействия системы управления на объект управления введем в математическую модель коммутационные функции, формирующие контурные э.д.с. из симметричной системы входных э.д.с. и описывающие управление преобразователем микропроцессорной системы

$$\dot{E}_1 = \dot{E}_A \cdot S2 + \dot{E}_B \cdot S5 + \dot{E}_C \cdot S8 - (\dot{E}_A \cdot S1 + \dot{E}_B \cdot S4 + \dot{E}_C \cdot S7) \quad (3)$$

$$\dot{E}_2 = \dot{E}_A \cdot S3 + \dot{E}_B \cdot S6 + \dot{E}_C \cdot S9 - (\dot{E}_A \cdot S2 + \dot{E}_B \cdot S5 + \dot{E}_C \cdot S8) \quad (4)$$

где $S1 - S9$ – коммутационные функции, учитывающие влияние системы управления на объект управления.

Количество коммутационных функций определяется видом полупроводникового преобразователя. В работе рассмотрен частный случай

применения преобразователя с четырехобмоточным межфазным трансформатором и возможностью шестикратного изменения внутренней структуры, для чего достаточно использования девяти коммутационных функций [5]. Коммутационные функции описываются выражениями (5) – (13), в неуказанных интервалах коммутационные функции принимают нулевое значение.

$$S1 = 1, \omega \cdot t \in \left[\frac{\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{2\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (5)$$

где $n = -1, 0, 1, \dots$;

α – угол управления преобразователем.

$$S2 = 1, \omega \cdot t \in \left[\frac{\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n \right) \cup \left[\frac{2\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{5\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (6)$$

$$S3 = 1, \omega \cdot t \in \left[\alpha + \pi \cdot n; \frac{\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n \right) \cup \left[\frac{5\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n; \pi + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (7)$$

$$S4 = 1, \omega \cdot t \in \left[\alpha + \pi \cdot n; \frac{\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (8)$$

$$S5 = 1, \omega \cdot t \in \left[\frac{\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{\pi}{2} + \alpha + \pi \cdot n \right) \cup \left[\frac{5\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n; \pi + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (9)$$

$$S6 = 1, \omega \cdot t \in \left[\frac{\pi}{2} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{5\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (10)$$

$$S7 = 1, \omega \cdot t \in \left[\frac{2\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n; \pi + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (11)$$

$$S8 = 1, \omega \cdot t \in \left[\alpha + \pi \cdot n; \frac{\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n \right) \cup \left[\frac{\pi}{2} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{2\pi}{3} + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (12)$$

$$S9 = 1, \omega \cdot t \in \left[\frac{\pi}{6} + \alpha + \pi \cdot n; \frac{\pi}{2} + \alpha + \pi \cdot n \right) \quad (13)$$

Решение системы уравнений (2) позволяет получить выражения для выходных переменных электронной системы

$$i_d(\omega \cdot t) = \sqrt{2} \left| \operatorname{Re}(\dot{I}_4(\omega \cdot t)) \cdot \sin(\omega \cdot t) + \operatorname{Im}(\dot{I}_4(\omega \cdot t)) \cdot \cos(\omega \cdot t) \right| \quad (14)$$

$$U_d = \frac{3}{\pi} \sum_{n=0}^{\infty} B_n \cdot \left[\cos\left(\alpha + \frac{\pi}{6}n + \theta_n\right) - \cos\left(\frac{\pi}{6} + \alpha + \frac{\pi}{6}n + \theta_n\right) \right], \quad (15)$$

$$B_n = \left| \dot{I}_4\left(\alpha + \frac{\pi}{6}n\right) \right|; \quad (16)$$

$$\theta_n = \arg\left(\dot{I}_4\left(\alpha + \frac{\pi}{6}n\right)\right). \quad (17)$$

При моделировании комбинированной (аналогово-цифровой) электронной системы определялась электромагнитная совместимость полупроводникового преобразователя. В качестве критерия оценки был принят коэффициент несинусоидальности входного тока преобразователя. Система трехфазных входных токов описывается выражением (18).

$$\begin{cases} \dot{I}_A = \dot{I}_1 \cdot S1 + \dot{I}_2 \cdot S2 + \dot{I}_3 \cdot S3; \\ \dot{I}_B = \dot{I}_1 \cdot S4 + \dot{I}_2 \cdot S5 + \dot{I}_3 \cdot S6; \\ \dot{I}_C = \dot{I}_1 \cdot S7 + \dot{I}_2 \cdot S8 + \dot{I}_3 \cdot S9. \end{cases} \quad (18)$$

Предложенная математическая аналитико-имитационная модель была использована при моделировании цифро-аналоговой электронной системы в пакете сквозного проектирования OrCAD 9.2 и пакете визуального моделирования Simulink / MatLab 6.1.

В результате моделирования получена область максимальной электромагнитной совместимости преобразователя с сетью питания при вариации параметров электронной системы, приведенная на рис. 1.

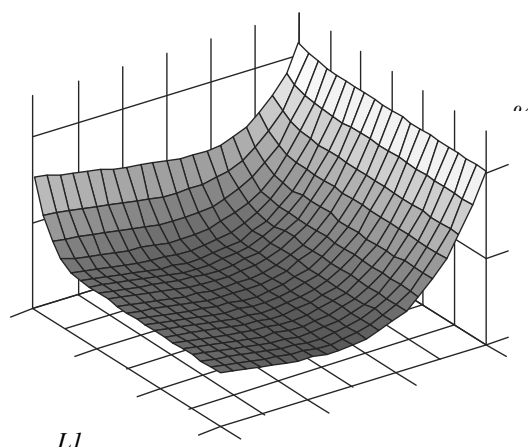


Рисунок 1 – Зависимость коэффициента несинусоидальности входного тока от параметров электронной системы

Зависимость на рис. 2 иллюстрирует влияние возмущающего воздействия по управлению на электромагнитную совместимость преобразователя с сетью.

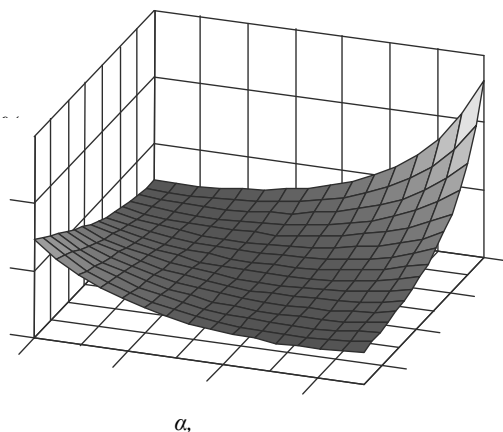


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента несинусоидальности входного тока от параметров управления

Выводы и направление дальнейших исследований.

Аналитико-имитационное моделирование аналогово-цифровой электронной системы позволило получить математическую модель с высокой адекватностью. Отклонение полученных результатов с результатами имитационного моделирования не превышает 1%. Выделение объекта управления в аналитическую подмодель позволило получить характеристики объекта в общем виде. Выделение системы управления в имитационную подмодель позволило учесть дискретность и влияние возмущающих воздействий.

Дальнейшие исследования следует направить на моделирование коммутационных процессов в преобразователе и изучение влияния возмущающих асимметрирующих факторов на электромагнитную совместимость преобразователя.

Предложена аналитико-имитационная модель комбинированной электронной системы с высокой адекватностью. Получено решение в общем виде для выходных характеристик полупроводникового преобразователя. Приведены результаты математического моделирования системы, позволившие определить область максимальной электромагнитной совместимости преобразователя с сетью и оценить влияние возмущающего воздействия по управлению.

The analytical-simulation model of the mixed electronic system is offered with the high adequacy. A decision in a general view for descriptions of outputs characteristics of semiconductor converter is shown. The results of mathematical simulation of system allowed to define the area of maximal electromagnetic compatibility of converter with a network and estimate influencing of control revolting influence.

Библиографический список.

1. Советов Б.Я., Яковлев С.А. Моделирование систем. – М.: Высш. шк., 2005 – 343 с.

2. Бусленко Н.П. Моделирование сложных систем. – М.: Наука, 1988. – 421 с.

3. Макаренко М.П. Особливості математичного забезпечення системного моделювання електромагнітних процесів у напівпровідникових перетворювачах електроенергії умовними рівняннями // *Технічна електродинаміка*. – К., 2004. – № 4. – С. 11-15.

4. Алтунин Б.Ю. Структурное моделирование многофазных регулируемых преобразовательных агрегатов // *Технічна електродинаміка*. – К., 2000. – Тем. вип. Проблеми сучасної електротехніки, ч.7 – С. 37-40.

5. Сафронов П.С. Покращення електромагнітної сумісності напівпровідникових перетворювачів з мережею за допомогою міжфазного енергообміну. Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.09.12 / Нац. техн. ун-т “ХПІ”, – Харків, 2006. – 18 с.

*Доктор техн. наук, профессор Зеленов А.Б.
студент 5 курса Лазуренко С.С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ВОЗМОЖНЫЕ ОТКЛОНЕНИЯ ОПТИМАЛЬНОГО ПЕРЕДАТОЧНОГО ЧИСЛА РЕДУКТОРА ОТ РАСЧЕТНЫХ ЗНАЧЕНИЙ

Наведено розгляд межових значень оптимального передаточного числа редуктора при певному допустимому зменшенні прискорення механізму.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

При выборе передаточного числа редуктора в электроприводе с повторно-кратковременным режимом работы практически всегда надо выбрать редуктор с передаточным числом не равным расчетному оптимальному значению (i_0), так как выпускаемые заводами редукторы имеют определенный ряд передаточных чисел. Отклонение от i_0 при таком выборе всегда приводит к потере максимального ускорения (замедления) механизма $\varepsilon_{м.макс}$, что влияет на производительность рабочей машины.

Анализ исследований и публикаций. В данной статье дается решение задачи по определению возможных отклонений реального передаточного числа редуктора i от расчетного значения i_0 при допустимом снижении ускорения механизма до $\delta \varepsilon_{м.макс}$.

Рассмотрим решение поставленной задачи из уравнения движения вала двигателя при пуске ($-M_{см}$) и торможении ($+M_{см}$):

$$KM_n \mp \frac{M_{см}}{i\eta} = \left(I_{\partial} + \frac{I_m}{i^2} \right) i \varepsilon_m, \quad (1)$$

где K – кратность пускового или тормозного моментов двигателя по отношению к номинальному моменту M_n ;

$M_{см}$ – момент статического сопротивления движению на валу механизма;

I_{∂} и I_m – моменты инерции на валу двигателя и механизма.

Из (1) следует, что ускорение механизма при пуске

$$\varepsilon_{МП} = \frac{KM_H i - M_{см} / \eta}{I_{\partial} i^2 + I_M}, \quad (2)$$

а при торможении

$$\varepsilon_{МТ} = \frac{KM_H i + M_{см} \eta}{I_{\partial} i^2 + I_M}. \quad (3)$$

Среднее значение ускорения механизма ε_M за пуск и торможение примерно равно:

$$\varepsilon_M = \frac{\varepsilon_{МП} + \varepsilon_{МТ}}{2}. \quad (4)$$

Подставим в (4) значения $\varepsilon_{МП}$ и $\varepsilon_{МТ}$ по (2) и (3), получим после преобразований:

$$\varepsilon_M = \frac{2KM_H i + M_{см} \left(\eta - \frac{1}{\eta} \right)}{2(I_{\partial} i^2 + I_M)}. \quad (5)$$

Исследуя (2) и (3) на экстремум вычислением $\frac{d\varepsilon_M}{di} = 0$, можно получить известные соотношения для определения оптимального передаточного числа при пуске ($i_{ОП}$) и торможении ($i_{ОТ}$) [1], а именно:

$$i_{ОП} = \frac{M_{см}}{KM_H \eta} + \sqrt{\left(\frac{M_{см}}{KM_H \eta} \right)^2 + \frac{I_M}{I_{\partial}}}; \quad (6)$$

$$i_{ОТ} = -\frac{M_{см} \eta}{KM_H} + \sqrt{\left(\frac{M_{см} \eta}{KM_H} \right)^2 + \frac{I_M}{I_{\partial}}}. \quad (7)$$

Изложение материала и его результаты. Для большинства механизмов, работающих в повторно-кратковременном режиме статическая нагрузка по условиям нагрева двигателя не превышает (0,3 – 0,4)

Мн. При этом $\left(\frac{M_{см}}{KM_n\eta}\right)^2 \ll \frac{I_M}{I_0}$, что позволяет принять в приведенных выше соотношениях (6) и (7) $M_{см} \approx 0$, то есть считать, что для предварительных расчетов

$$i_{ОП} = i_{ОГ} = i_0 \cong \sqrt{\frac{I_M}{I_0}}. \quad (8)$$

Из этих же соображений можно полагать, что в выражении (5) $2KM_n i \gg M_{см} \left(\eta - \frac{1}{\eta}\right)$, то есть рассчитывать среднее ускорение механизма как

$$\varepsilon_M = \frac{KM_n i}{I_0 i^2 + I_M}. \quad (9)$$

Соотношение (9) показывает, что $\varepsilon_M = f(i)$ является экстремальной функцией (см. рис. 1), для которой максимальное ускорение $\varepsilon_{M.макс}$ соответствует оптимальной величине передаточного числа редуктора i_0 .

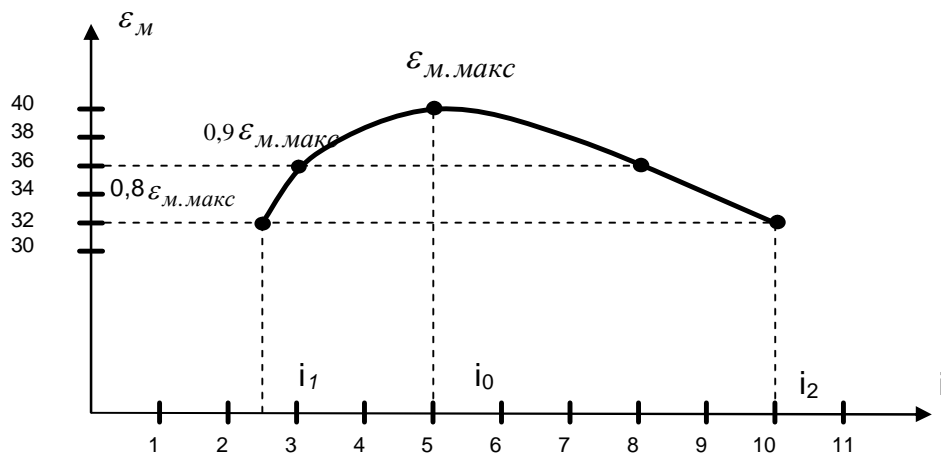


Рисунок 1 – Кривая $\varepsilon_{макс} = f(i)$

Задавшись допустимым уменьшением ускорения $\delta \varepsilon_{M.макс}$, можно найти те граничные значения оптимума i_1 и i_2 , в пределах которых надо выбирать реальное передаточное число i .

Из (9) для $\varepsilon_M = \delta \varepsilon_{M.макс}$ следует, что

$$i^2 - \frac{KM_H}{I_\partial \cdot \delta \varepsilon_{м.макс}} i + \frac{I_M}{I_\partial} = 0.$$

Решение этого квадратного уравнения:

$$i_{1,2} = \frac{KM_H}{2I_\partial \delta \varepsilon_{м.макс}} \pm \sqrt{\left(\frac{KM_H}{2I_\partial \delta \varepsilon_{м.макс}}\right)^2 - \frac{I_M}{I_\partial}}. \quad (10)$$

Определим в качестве примера значения i_1 и i_2 для следующих исходных данных: $P_H = 42$ кВт., $\omega_y = 104,7$ с⁻¹, $I_\partial = 2$ Дж · с², $I_M = 50$ Дж · с², $M_{см} = 930$ Дж, $M_H = 401$ Дж., $K = 2$, $\eta = 0,93$, $M_c = 200$ Дж.

В соответствии с (8) и (9) $i_0 = 5$, $\varepsilon_{м.макс} = 40,1$ с⁻¹.

Граничные значения оптимальной передачи в соответствии с (10):

при $\delta = 0,9$: $i_1 = 3,14$, т.е. $0,63i_0$; $i_2 = 7,98$, т.е. $1,6i_0$;

при $\delta = 0,8$: $i_1 = 2,5$, т.е. $0,5i_0$; $i_2 = 10$, т.е. $2i_0$.

Выводы. Таким образом получены выражения, позволяющие рассчитывать граничные значения, в пределах которых надо сделать выбор реального передаточного числа редуктора при определенном допуске на уменьшение ускорения (замедления) механизма. При выборе передаточного числа лучше принимать ближайшее большее к i_0 значение, так как при этом потери ускорения механизма будут меньше.

В данной статье рассмотрено определение граничных значений оптимального передаточного числа редуктора при известном допустимом уменьшении ускорения механизма.

In the given paper definition of boundary values of an optimum reduction rate of the reducer at known admissible decrease of acceleration the mechanism.

Библиографический список.

1. Зеленов А.Б. Теория электропривода, часть 1: Учебн. пособие для вузов. – Алчевск: ДонГТУ, 2005. – 394 с.

Науч. сотруд. Саратовский Р.Н.

ст. науч. сотруд. Ушаков В.И.

(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

канд. техн. наук Глебин А.Г.

(УИПА, горный факультет, г. Стаханов, Украина)

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ РЕЗОНАНСНОГО ИНВЕРТОРА УДВОЕНИЯ ЧАСТОТЫ С УСТРОЙСТВОМ СОГЛАСОВАНИЯ С НАГРУЗКОЙ

Шляхом експериментальних досліджень резонансного інвертора подвоєння частоти, який містить пристрій узгодження з індукційним навантаженням, проведено перевірення даних, отриманих за результатами схемного аналізу, математичного моделювання та виконано оцінку адекватності математичної моделі її фізичному аналогу.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В настоящее время для питания электротермических установок широко используются тиристорные преобразователи частоты (ТПЧ), выполненные на основе схемы резонансного инвертора удвоения частоты с диодами встречного тока [1]. Работа ТПЧ зачастую характеризуется резкой зависимостью энергетического и коммутационного режимов инвертора от изменения эквивалентных электрических параметров индукционной нагрузки (ИН) в ходе технологического процесса.

ИН ТПЧ с изменяющимися эквивалентными параметрами в процессе нагрева и плавки металлов входит в нагрузочный колебательный контур (НК), состоящий из индуктора с нагреваемым телом и компенсирующей конденсаторной батареи НК. Особенно значительное изменение эквивалентных параметров ИН, а, следовательно, и НК, проявляется при плавке ферромагнитных металлов в индукционной плавильной печи (ИПП) [1]. Используемый и настроенный для питания ИПП ТПЧ в процессе нагрева и плавки изменяет в этом случае режим работы, что приводит к снижению мощности, генерируемой преобразователем и, как следствие, снижению коэффициента использования ТПЧ по мощности, а также к изменению вольтамперных и коммутационных показателей элементов инвертора ТПЧ, вплоть до возможности появления нежелательных или даже аварийных режимов.

Возникает необходимость непрерывного согласования инвертора с нагрузкой при изменении ее параметров за период индукционного нагрева. Такое согласование позволяет получить оптимальный режим работы ТПЧ и повысить надежность электротермической установки в целом. Для этого в состав установок индукционной плавки металлов вводят специальное устройство согласования (УС) ТПЧ с ИПП, обеспечивающее приемлемые электромагнитные процессы в преобразователе, необходимую мощность, передаваемую в ИПП, или максимальное использование установленной мощности ТПЧ, что особенно актуально для установок индукционной плавки ферромагнитных металлов.

Анализ исследований и публикаций. Существующие способы и УС ТПЧ с нагрузкой, обеспечивают согласование за счет управляющего воздействия на систему управления ТПЧ или (и) применения схемных решений, приводящих к улучшению использования установленной мощности преобразователя. В работах [2-5] предложено и рассмотрено авторами УС ИН с ТПЧ и принцип управления им. Эффективность введения элементов согласования в схему инвертора ТПЧ проявляется в том, что с помощью регулирования параметров согласующего устройства за счет регулируемых индуктивностей (РИ), удастся обеспечить на протяжении периода плавки необходимую или максимальную мощность, генерируемую инвертором, при изменении эквивалентных параметров ИПП в широком диапазоне. Сущность такого регулирования заключается в поддержании неизменными за период плавки эквивалентного активного сопротивления НК (R_{Σ}) и его резонансной частоты (ω_P) на заданном уровне.

Полученные теоретические результаты позволили оптимизировать выбор параметров элементов согласующих устройств, оценить загрузку элементов схемы. Предложенные решения и результаты подтверждены на компьютерных (цифровых) моделях, включающих идеализированные элементы схем и ряд общепринятых допущений, используемых при моделировании.

Целью настоящей работы является экспериментальное подтверждение алгоритма управления устройством согласования и определение адекватности математической модели (ММ) ТПЧ с устройством согласования с ИН его физической модели (ФМ).

Изложение материала и его результаты. В настоящей работе приведены результаты исследований ФМ схемы, позволяющей оценить адекватность ММ реальной ФМ.

Для проверки правильности результатов теоретического анализа и эффективности внедрения полученных результатов при построении промышленных ТПЧ с УС была создана ФМ ТПЧ на основе резонансного инвертора [5], мощностью 0,5 кВт и выходной частотой 8 кГц, на

которой были проведены экспериментальные исследования системы ТПЧ-УС-ИН. Схема ФМ представлена на рисунке 1.

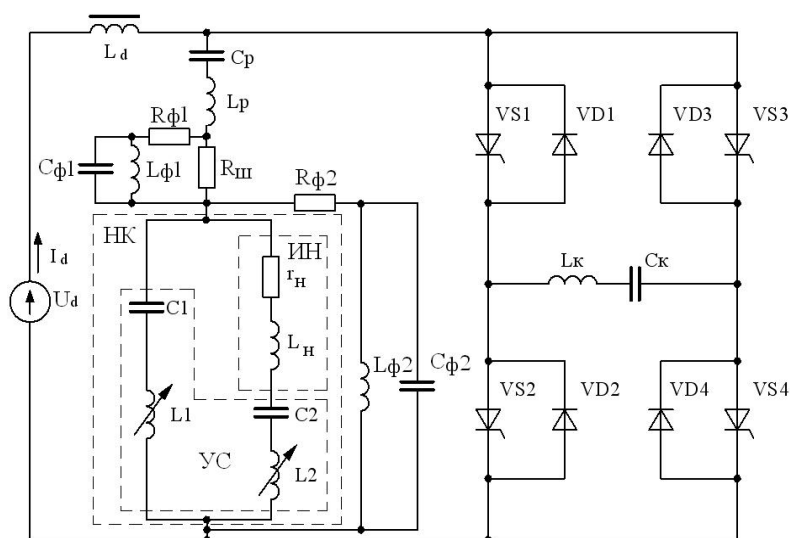


Рисунок 1 – Схема физической модели

Коммутирующая часть ФМ построена по известной схеме резонансного инвертора удвоения частоты с диодами встречного тока. В состав НК введено УС в виде РИ, выполненных в виде цилиндрических катушек, внутри которых перемещаются ферромагнитные сердечники (вариометры), подключенные последовательно с компенсирующими конденсаторами C_1 и C_2 . За счет перемещения ферромагнитных сердечников изменяется величина индуктивности катушки, обеспечивая необходимое для согласования ее значение.

В качестве ИН использована система, представляющая собой индуктор с перемещающейся внутри его сердечником (трубой), состоящей из соединенных между собой медной и стальной трубок, что позволяет имитировать изменение параметров ИН при перемещении такой трубы.

Для получения сигналов, пропорциональных первым гармоническим составляющим входного тока НК и напряжения на нем, использованы широкополосные однотипные резонансные фильтры, состоящие из элементов R_ϕ , L_ϕ и C_ϕ . Один из них подключается параллельно НК, и на выходе этого фильтра формируется напряжение, пропорциональное первой гармонике напряжения НК. Второй аналогичный фильтр подключен параллельно низкоомному шунту $R_\text{ш}$, введенному последовательно с НК. Таким образом, удастся получить сигналы, пропорциональные напряжению и току НК, а также определить фазовый сдвиг между первыми гармоническими составляющими этих величин. Хотя имеется фазовый сдвиг между исследуемыми первыми гармоническими составляющими напряжения, тока и напряжениями на выходе соответ-

ствующих фильтров, разность фаз между выходными сигналами фильтров соответствует разности фаз между первыми гармоническим напряжением и током НК, благодаря тому, что параметры двух фильтров являются одинаковыми. Измерение фазового сдвига между напряжением и током с использованием фильтров, позволяет также определить эквивалентные параметры элементов НК, путем измерения первых гармоник напряжения и тока.

Исследование электромагнитных процессов производилось путем измерения токов и напряжений полупроводниковых и реактивных элементов ФМ инвертора, а также путем осциллографирования сигналов напряжения и тока. Внешний вид ФМ изображен на рисунке 2.

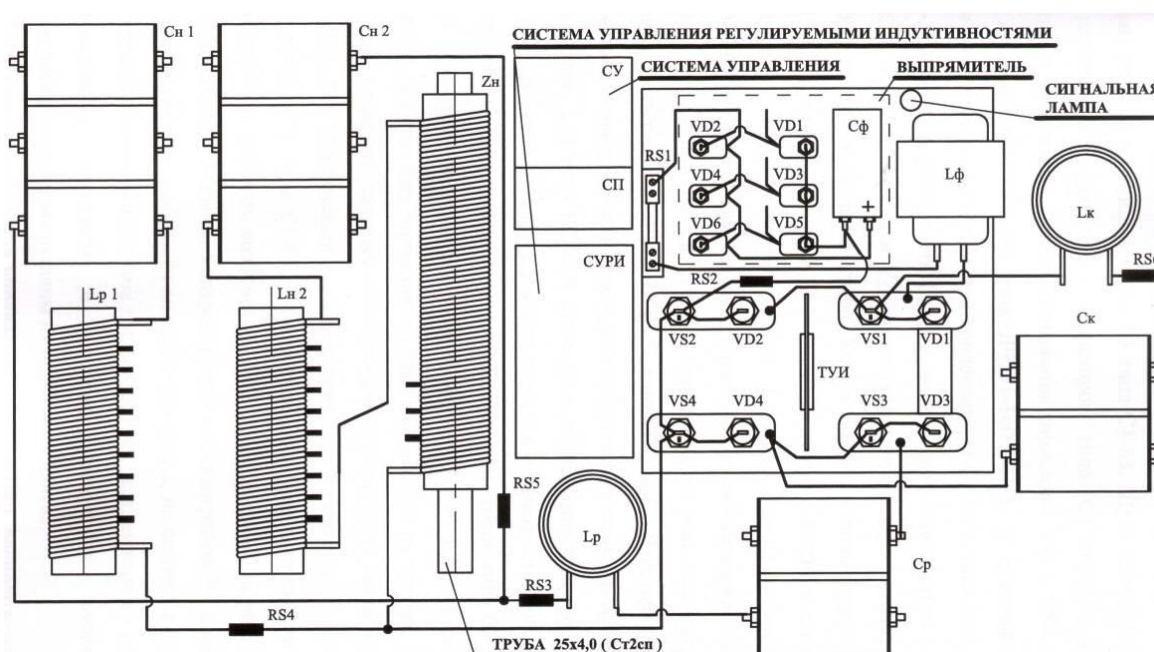


Рисунок 2 – Внешний вид физической модели.

Максимумы токов, напряжений, времена проводимости тиристоры и диодов, времена выключения определялись непосредственно по осциллограммам. Выходная мощность ТПЧ оценивалась по показаниям вольтметра и амперметра, установленным на входе инвертора. Хотя такая оценка мощности содержит некоторую погрешность, однако в силу малых потерь в элементах схемы инвертора она незначительна и удовлетворяет общепринятому допущению об отсутствии потерь в реактивных и ключевых элементах. Достаточно точно, в силу синусоидальности напряжения и тока ИН, выходная мощность определяется как активная мощность по измеренным действующим значениям напряжения, тока и фазового сдвига между ними.

При теоретических анализах для получения функциональных зависимостей были сделаны допущения: при определении требуемых зна-

чений РИ считалось, что напряжение и ток в НК являются чисто синусоидальными; при моделировании систем принято допущение линейности элементов схемы, и анализировались квазиустановившиеся электромагнитные процессы в схеме с последующей обработкой значений токов, напряжений с использованием блоков математической обработки имеющихся в составе моделирующего комплекса ПАКЛС [6].

В ММ вводились параметры элементов схемы ФМ. Для более точного моделирования в ММ учитывались и активные сопротивления реактивных элементов, отражающие активные потери в инверторе. Основная доля активных потерь в инверторе складывается из потерь в коммутирующих катушках, РИ, потерь в тиристорах, диодах и соединительных проводах. С учетом специфики ММ, суммарные сопротивления, учитывающие активные потери в инверторе, отображались в виде сопротивлений коммутирующих катушек, РИ.

Для каждого положения трубы РИ L_1 и L_2 производилась настройка НК на резонанс и на максимальный входной ток инвертора. При этом проводились измерения действующего значения тока нагрузки I_H и напряжения на нагрузке U_H с определением фазового сдвига φ_H между ними. По данным измерений определялись эквивалентные параметры ИИ и построены графики изменения этих параметров в зависимости от положения трубы. Далее производились измерения входного тока инвертора, РИ, токов и напряжений на элементах НК при изменении положения трубы в индукторе. По данным измерений были построены графики изменения этих параметров в зависимости от положения трубы. Аналогичные исследования проводились на ММ. Расчетная схема ММ резонансного инвертора для программы ПАКЛС представлена на рисунке 3.

Для определения необходимых параметров РИ с использованием формул, полученных в работе [2], с помощью ММ была получена нагрузочная характеристика инвертора, которая представляет собой зависимость входного тока инвертора от эквивалентного активного сопротивления НК, представленная на рисунке 4. Как видно, что для стабилизации максимального входного тока инвертора $I_d = 8\text{А}$, а, следовательно, и мощности ТПЧ необходимо при изменении параметров нагрузки обеспечивать резонансную настройку НК и стабилизацию его активного сопротивления на уровне $R_s = 4\text{ Ом}$ при неизменной частоте управления инвертора.

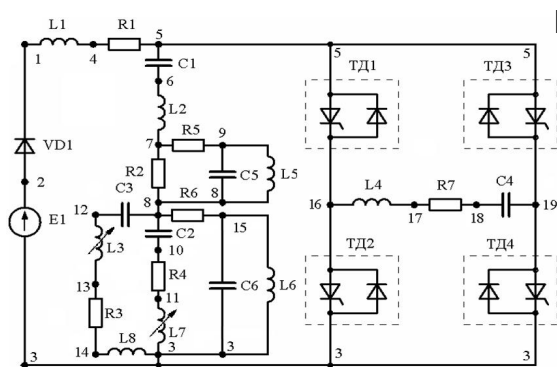


Рисунок 3



Рисунок 4.

Таким образом, по формулам, представленным в работе [2], были определены необходимые значения РИ для некоторых значений параметров ИН. Например для $r_H = 0.33189$ Ом, $L_H = 36.628$ мкГн и принятых емкостях конденсаторов (рис.1) $C_1 = C_2 = 8.25$ мкФ расчетные величины РИ составят:

$$L_{1P} = \frac{1}{\omega} \left(\frac{1}{\omega C_1} - \frac{R_э}{\sqrt{R_э/r_H - 1}} \right) =$$

$$= \frac{1}{2 \cdot 3.14 \cdot 8000} \left(\frac{1}{2 \cdot 3.14 \cdot 8000 \cdot 8.25 \cdot 10^{-6}} - \frac{4}{\sqrt{4/0.33189 - 1}} \right) = 24.07 \text{ мкГн}$$

$$L_{2P} = \frac{1}{\omega} \left(r_H \sqrt{\frac{R_э}{r_H}} - 1 - \omega L_H + \frac{1}{\omega C_2} \right) = \frac{1}{2 \cdot 3.14 \cdot 8000} \times \left(0.33189 \sqrt{\frac{4}{0.33189}} - 1 - \right.$$

$$\left. - 2 \cdot 3.14 \cdot 8000 \cdot 36.628 \cdot 10^{-6} + \frac{1}{2 \cdot 3.14 \cdot 8000 \cdot 8.25 \cdot 10^{-6}} \right) = 33.357 \text{ мкГн}$$

В результате ряда проведенных вычислений и экспериментальных исследований были получены зависимости требуемых значений РИ при изменении параметров нагрузки (положения трубы). График изменения расчетных значений РИ L_{1P} и L_{2P} при изменении положения трубы показан пунктирной линией на рисунке 5. На том же рисунке сплошной линией показаны графики изменения значений РИ $L_{1э}$ и $L_{2э}$, полученных и измеренных экспериментальным путем. Зависимости построены по опорным точкам, соответствующим определенному положению трубы в индукторе.

По данным экспериментальных исследований и по результатам моделирования ФМ ТПЧ с УС были построены и представлены на рисунке 6 графики изменения действующего значения тока I_H , напряжения на нагрузке U_H , на компенсирующих конденсаторах U_{C1} и U_{C2} , а также токи через РИ I_{L1} и I_{L2} в зависимости от изменения параметров нагрузки, соответствующие положению трубы в индукторе.

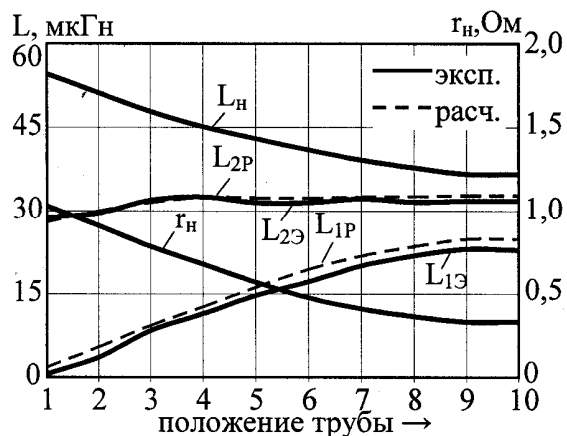


Рисунок 5

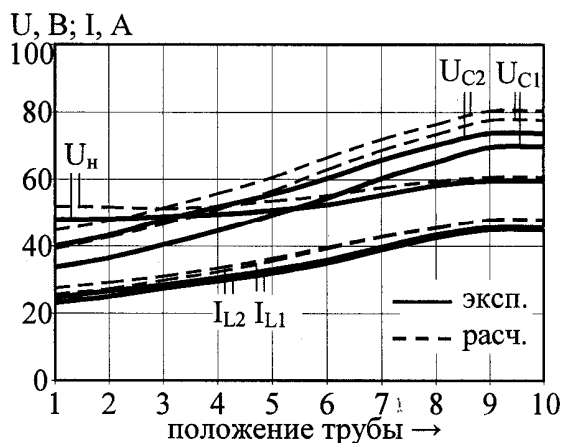


Рисунок 6

Результаты экспериментов и результаты моделирования заносились в сравнительную таблицу 1 с последующей оценкой относительной погрешности для двух крайних положений трубы.

Таблица 1. – Сравнительные данные результатов исследований

Измеренная величина	Средние значения результатов измерения		Результат цифрового моделирования		Относительная погрешность, %	
	1 пол. трубы	10 пол. трубы	1 пол. трубы	10 пол. трубы	1 пол. трубы	10 пол. трубы
1 Максимальное значение тока через тиристор, А	24.3	22.8	26.3	24.5	8.2	7.5
2 Действующее значение входного тока, А	8.02	7.95	7.97	7.90	0.6	0.6
2 Максимальное значение напряжения на тиристоре, В	85.2	88.3	90.8	93.4	6.6	5.8
5 Действующее значение напряжения на индукторе, В	47.3	56.7	52.8	58.9	11.7	3.9
6 Действующее значение напряжения на: конденсаторе C_{H1} , В	35.7	70.2	40.2	77.6	12.5	10.5
конденсаторе C_{H1} , В	42.0	73.8	44.0	80.4	7.8	8.9
7 Действующее значение тока через: индуктивность L_{P1} , А	24.7	46.5	27.6	48.5	11.6	4.3
индуктивность L_{P2} , А	23.2	45.0	25.7	47.7	11.0	6.0

Например, относительная погрешность действующего значения напряжения на нагрузке

$$\gamma = \frac{U_{ИЗМ} - U_{ЦМ}}{U_{ИЗМ}} \cdot 100 \% \quad (1)$$

где $U_{ИЗМ}$ – измеренная величина напряжения, В;
 $U_{Ц.М}$ – величина напряжения, полученная моделированием, В.

Интерес представляет адекватность временных диаграмм токов и напряжений НК и его реактивных элементов, полученных путем осциллографирования на ФМ в режиме максимальной мощности. Для сравнения диаграмм, полученных на ФМ, определялись аналогичные временные диаграммы ММ для тех же условий и на тех же элементах. На рисунках 7 и 8 представлены осциллограммы ФМ и временные диаграммы ММ работы инвертора с настроенным НК на резонанс в режиме максимальной мощности.

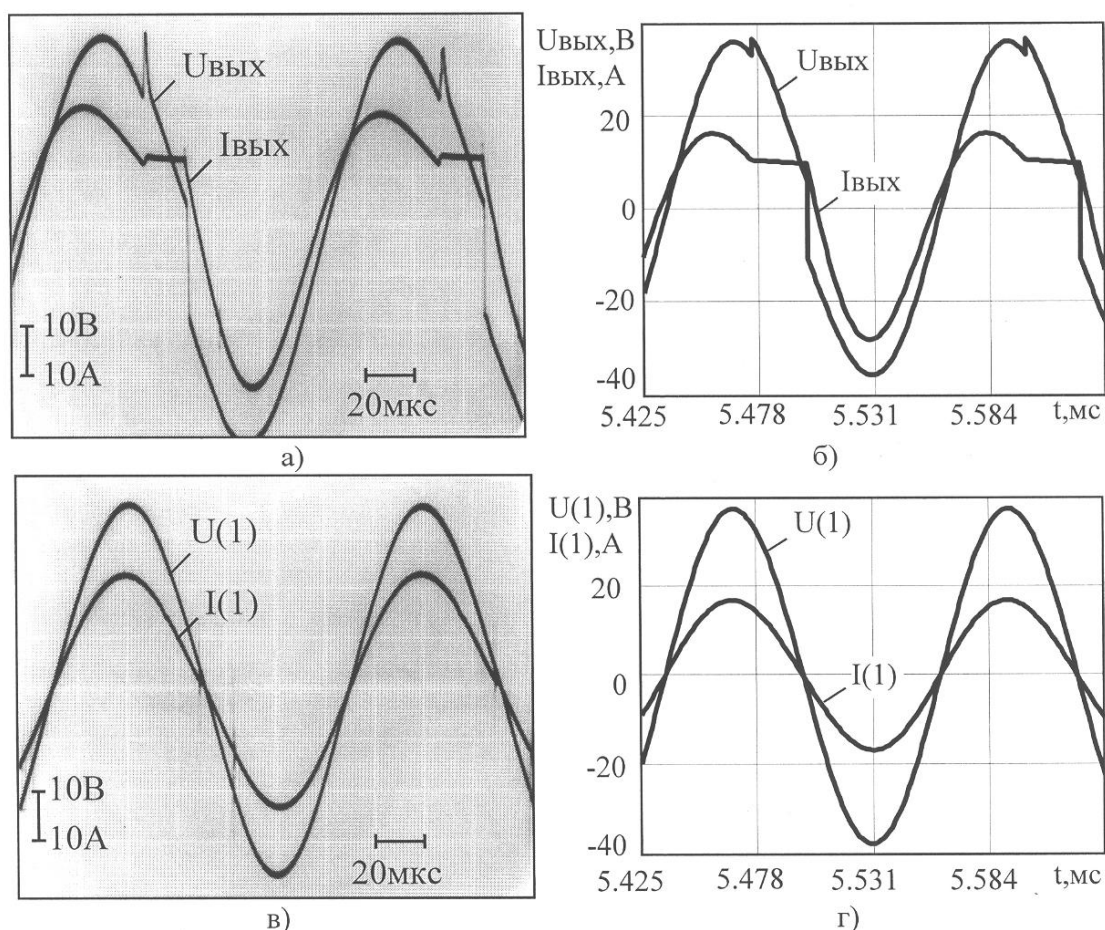


Рисунок 7 – Осциллограммы и временные диаграммы напряжения и тока НК а) и б) и соответствующие сигналы, полученные с выходов резонансных фильтров в) и г).

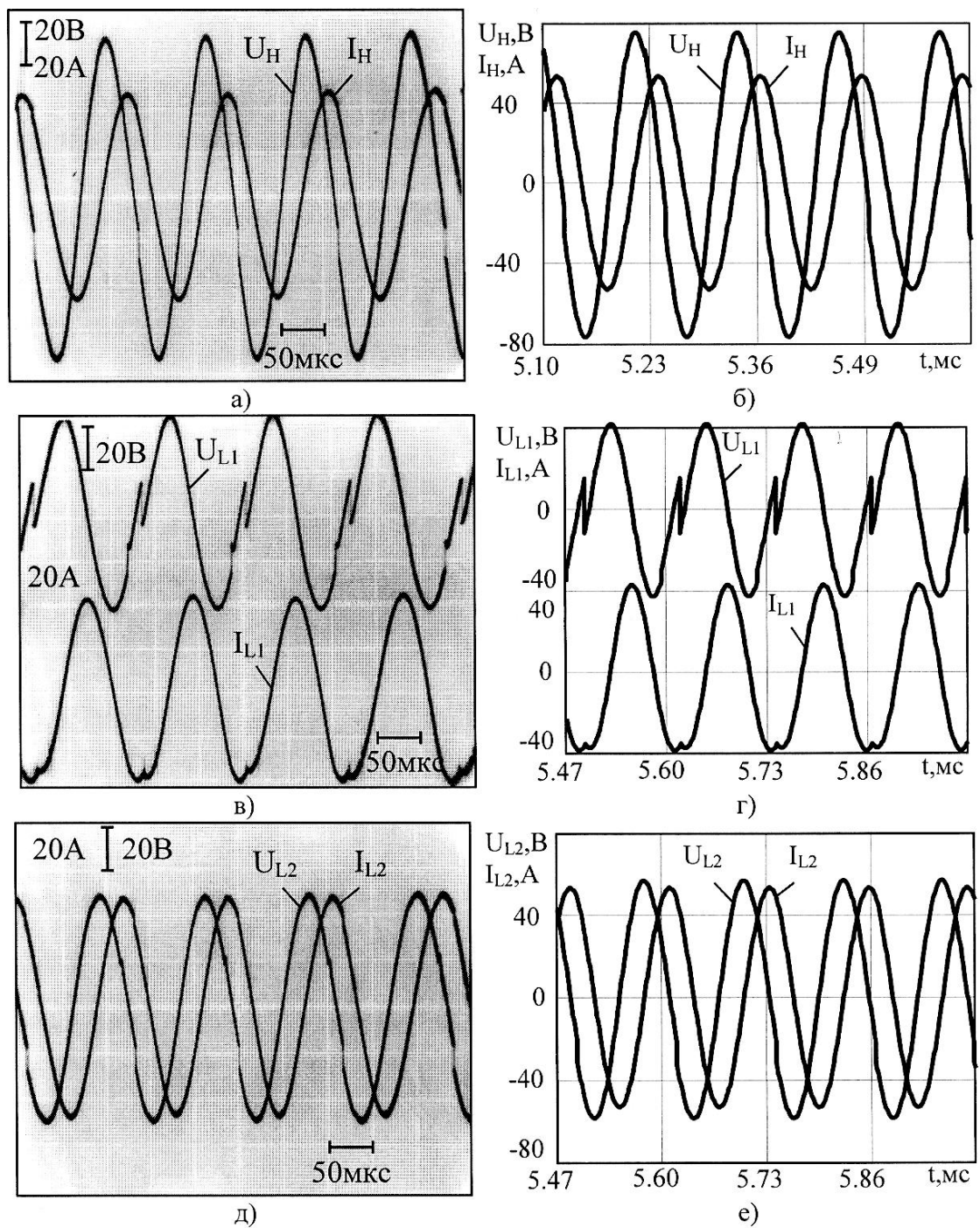


Рисунок 8 – Осциллограммы и временные диаграммы напряжения и тока ИН а) и б), напряжения и тока РИ L_1 в) и г) и РИ L_2 д) и е).

Выводы. Сравнивая и анализируя результаты экспериментальных исследований с результатами математического моделирования, отмечается удовлетворительное совпадение результатов, в результате которых подтвержден алгоритм управления устройством согласования. Времен-

ные диаграммы, полученные при математическом моделировании, практически повторяют осциллограммы, полученные экспериментально на ФМ, что позволяет судить об адекватности ММ, которая достаточно полно отражает электромагнитные процессы, протекающие в ее физическом аналоге. Количественно адекватность ММ ТПЧ проверена по величине относительной погрешности полученных численных результатов и установлена достоверность, а также применимость результатов теоретических исследований при разработках промышленных ТПЧ с устройствами согласования с ИН.

Путем экспериментальных исследований резонансного инвертора удвоения частоты, который содержит устройство согласования с индукционной нагрузкой проведена проверка данных, полученных по результатам схемного анализа, математического моделирования и выполнена оценка адекватности математической модели ее физическому аналогу.

By experimental researches of the resonance inverting of doubling of frequency, which contains the device of concordance with the induction loading a background, got on results a scheme analysis check is conducted, mathematical design and the estimation of adequacy of mathematical model is executed to its physical analogue.

Библиографический список.

1. 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. Лен. отд-ние. – 1983. – 208 с.

2. Саратовский Р.Н., Глебин А.Г., Ушаков В.И. Устройство согласования тиристорных преобразователей частоты с индукционной плавильной печью // Техн. электродинамика. – 2005. – №3. – С. 34 – 37.

3. Саратовский Р.Н., Ушаков В.И., Баранов А.Н., Глебин А.Г. / Система управления устройством согласования тиристорного преобразователя частоты с индукционной плавильной печью // Техн. электродинамика. – 2006. – №4. – С. 51 – 58.

4. Мотченко А.И., Саратовский Р.Н., Ушаков В.И., Глебин А.Г. „Устройство автоматического согласования тиристорного преобразователя частоты с нагрузкой” / Сборник научных трудов. Вып. №22 – Алчевск: ДонГТУ, 2006 - С.211-220.

5. Деклараційний патент на корисну модель №10798. Послідовний резонансний інвертор / Саратовський Р.М., Глебін А.Г., Ушаков В.І. № и 2005 06350; Заявл. 29.06.2005; Опубл. 15.11.2005р. Бюл.№11. – 4 с.

6. Васильев А.С., Дзалиев С.В., Стрельников В.П. Система автоматизированного моделирования схем силовой электроники: Учеб. пособ. - Л.: ЛЭТИ, 1985. -77с.

*Доктор техн. наук, професор Лущик В.Д.,
студентка Чернікова Г.О.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

КАСКАДНІ АСИНХРОННІ ДВИГУНИ З СУМІЩЕНИМИ ОБМОТКАМИ

Описаний принцип дії каскадних асинхронних двигунів класичної конструкції та двигунів з суміщеними обмотками. Показана перспективність цього напрямку електромашинобудування.

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними задачами. Скільки небудь помітне покращення енергетичних та масогабаритних показників асинхронних двигунів припинилось. За рахунок оптимального використання сучасних електротехнічних сталей, провідникових, ізоляційних матеріалів та оптимізаційних розрахунків подальшого суттєвого прогресу досягти практично неможливо. Потрібно вишукувати нові принципово відмінні можливості. Одна з таких можливостей криється у використанні каскадних асинхронних двигунів з суміщеними обмотками.

Аналіз досліджень і публікацій. Каскадні асинхронні двигуни для покращення пускових властивостей і для безконтактного реостатного регулювання швидкості відомі давно [1,2,3,4,5]. Асинхронний каскадний двигун – це дві асинхронні машини, зв'язані між собою. Прогрес, досягнутий в останні десятиліття в теорії і практиці суміщення різнотипних та різнополюсних електричних машин [6,7], дозволяє створити принципово новий каскадний асинхронний двигун з покращеними властивостями.

Постановка задачі. Потрібно показати принцип суміщення обмоток $2p_1/2p_2$ - полюсного каскадного асинхронного двигуна з суміщеними магнітопроводами, нові позитивні властивості, які з'являються в такому двигуні, і провести його порівняльний аналіз із асинхронним двигуном серійної конструкції такої ж швидкості обертання.

Виклад матеріалу і його результати. Каскадний асинхронний двигун складається із двох асинхронних двигунів з фазовими роторами, які механічно зв'язані між собою, а обмотки роторів електрично з'єднані з перехрещенням фаз. Перший каскад має число полюсів $2p_1$, другий каскад- $2p_2$, яке може як дорівнювати $2p_1$, так і відрізнитись.

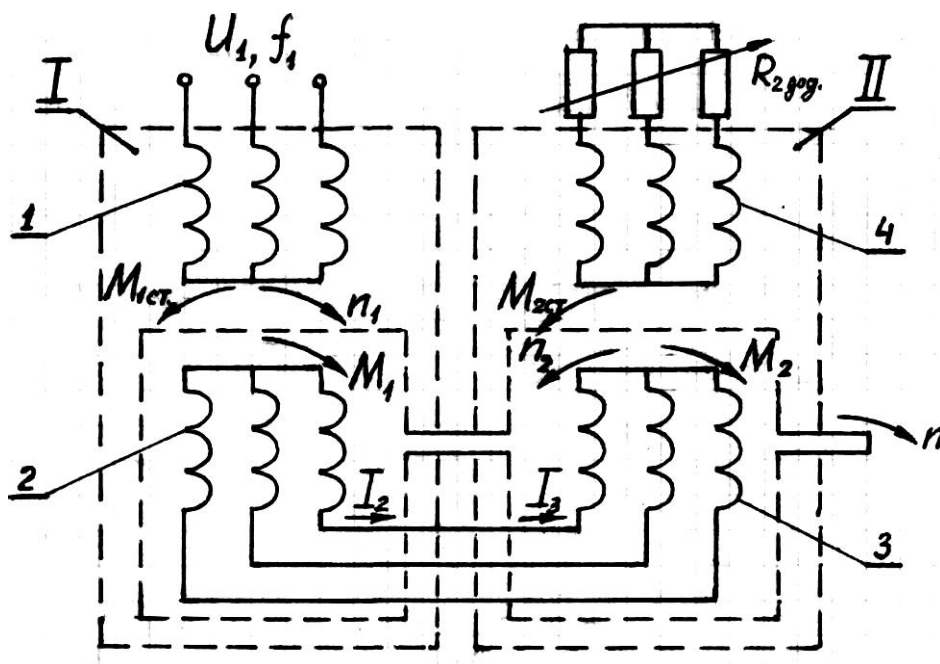


Рисунок 1 – Принципова електрична схема каскадного асинхронного двигуна.

Статорна обмотка першого каскаду 1 під'єднується до електричної мережі напругою U_1 і створює магнітне поле Φ_1 із швидкістю обертання $n_1 = f_1/p_1$. Струм I_2 в роторній обмотці 2, викликаний магнітним полем Φ_1 , взаємодіючи з цим полем, утворює електромагнітний момент M_1 , який діє на ротор першого каскаду в напрямі обертання магнітного поля Φ_1 і приводить в рух із швидкістю n як ротор першого каскаду, так і ротор другого каскаду, так як вони механічно зв'язані. Частота струму I_2 в роторі

$$f_2 = f_1 \cdot s, \quad (1)$$

де ковзання

$$s = \frac{n_1 - n}{n_1} \quad (2)$$

По роторній обмотці 3 другого каскаду протікає струм I_3 , який дорівнює струму I_2 в роторній обмотці 2. Струм I_3 в роторній обмотці 3 створює магнітне поле Φ_2 , яке обертається відносно другого каскаду зі швидкістю

$$n_2 = f_2/p_2 = f_1 \cdot s/p_2 \quad (3)$$

При $n_2 > n$ напрям обертання магнітного поля Φ_2 відносно статорної обмотки 4 другого каскаду такий, як показано на рис.1. Струм I_4 в статорній обмотці 4, викликаний магнітним полем Φ_2 , взаємодіючи з цим полем, утворює електромагнітний момент $M_{2ст.}$, який діє на статор в напрямі обертання магнітного поля Φ_2 відносно статора.

На ротор другого каскаду діє в протилежному напрямі такий же по величині електромагнітний момент M_2 , який направлений узгоджено з електромагнітним моментом M_1 першого каскаду. Швидкість n каскадного двигуна, яка дорівнює n_2 , називається каскадною швидкістю і позначається $n_{кд}$. Знайдем її із рівності $n_2 = n_{кд}$

$$n_2 = \frac{f_1 s}{p_2} \frac{f_1 \left(\frac{n_1 - n_{кд}}{n_1} \right)}{p_2} \frac{f_1 \left(\frac{f_1 - n_{кд}}{p_1} \right)}{\frac{f_1}{p_1}} n_{кд} =$$

Звідки

$$n_{кд} = \frac{f_1}{p_1 + p_2} \quad (4)$$

Магнітне поле Φ_2 відносно статора обертається із швидкістю

$$n_3 = n_2 - n \quad (5)$$

При швидкості $n = n_{кд}$ швидкість n_3 дорівнює нулю, магнітне поле Φ_2 нерухоме відносно статора, електромагнітний момент M_2 дорівнює нулю. Це режим холостого ходу каскадного асинхронного двигуна. При $n > n_{кд}$ момент M_2 змінює свій напрям, діє зустрічно M_1 і стає гальмівним моментом. Тому каскадні асинхронні двигуни працюють в межах від $n = 0$ до $n = n_{кд}$

Розглянемо електромагнітні процеси в каскадному асинхронному двигуні з суміщеними магнітопроводами і двома окремими обмотками на статорі і двома обмотками на роторі. При суміщенні магнітопроводів числа полюсів обмоток каскадів повинні відрізнитись. Прийmemo число полюсів першого каскаду $2p_1=4$, число полюсів другого каскаду - $2p_2=2$. На рис.2 показані роторні обмотки, розміщені в одних і тих же позах ротора і зображені одна над другою. Обмотка 2 - $2p_1$ - полюсна, $2p_1=4$ (рис. 2а), обмотка 3 - $2p_2$ - полюсна, $2p_2=2$ (рис. 2б), виконана такими ж котушками, як і обмотка 2, тобто виконана із скороченням кроку $\gamma = 0,5\tau_2 = \tau_1$.

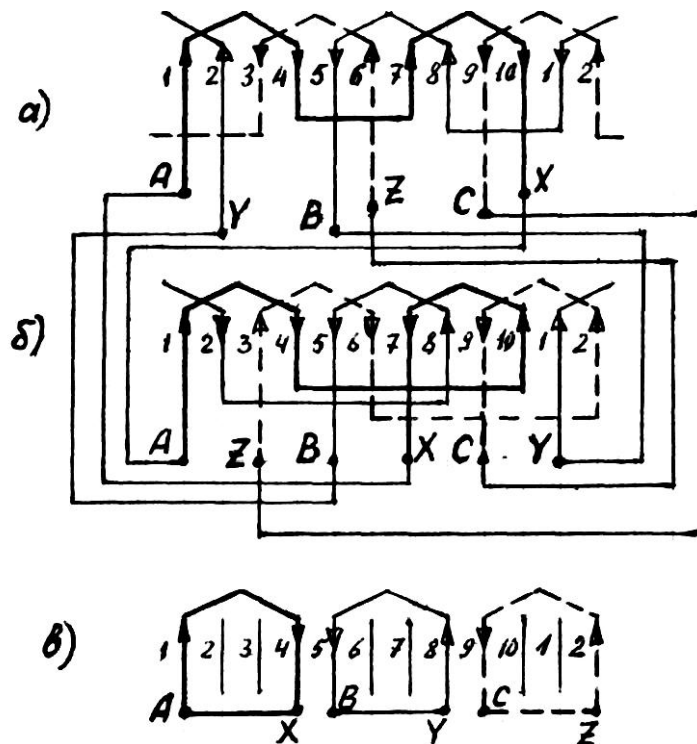


Рисунок 2- Роторні обмотки каскадного асинхронного двигуна.

Обидві обмотки виконані однаковим числом витків в котушках і однаковим проводом. Кожна обмотка займає половину пазового простору. Початки фаз обмотки 2 зміщені один відносно другого на 240° ел. в $2p_1$ - полюсному полі, початки фаз обмотки 3 зміщені на кут 120° ел. в $2p_2$ - полюсному полі, тому струм $I_2=I_3$, яким протікає по обом послідовно ввімкненим обмоткам, буде створювати магнітні поля, що обертаються в протилежних напрямках.

Частота ЕРС E_4 , що наводиться в статорній обмотці 4,

$$f_4 = p_2 n_{\bar{3}} - p_2 (n_2 - n) = p_2 \left[\frac{f_1 s}{p_2} - \frac{f_1}{p_1} (1-s) \right] =$$

$$= f_1 - n(p_1 + p_2) \quad (6)$$

При каскадній швидкості $n_{к\partial} = \frac{f_1}{p_1 + p_2}$ частота $f_4 = 0$, струм I_4 не виникає і електромагнітний момент M_2 , як було зазначено вище, дорівнює нулю.

Щоб визначити струми в обмотках, скористаємось схемою заміщення (рис. 3), яка розглянута для безконтактного асинхронного перетворювача частоти в [7,8], генераторна частина якого має таку ж принципову електричну схему, як і в каскадному асинхронному двигуні.

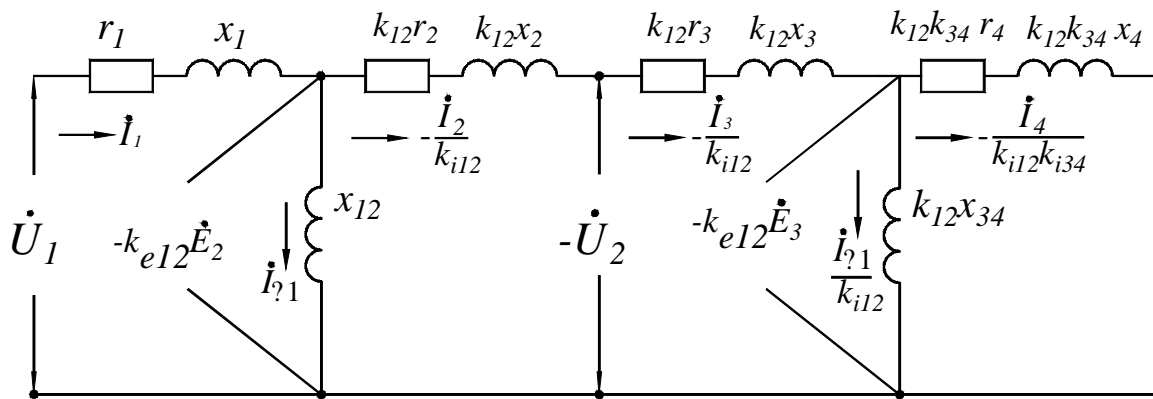


Рисунок 3- Схема заміщення каскадного асинхронного двигуна

Якщо знехтувати намагнічуючими струмами, тобто прийняти $I_{M1}=I_{M3}=0$, то струми I_2 і I_3 , які потрібні для визначення електромагнітних моментів M_1 і M_2 , знаходять так:

$$I_2 = I_3 = \frac{U_1}{r_1 k_{i21} + (r_2 + r_3) k_{e12} + r_4 k_{e14} k_{i34} + j [x_1 k_{i21} + (x_2 + x_3) k_{e12} + x_4 k_{e14} k_{i34}]}, \quad (7)$$

$$\text{де } k_{i21} = \frac{w_2 k_{об.2}}{w_1 k_{об.1}}, \quad k_{i34} = \frac{w_3 k_{об.3}}{w_4 k_{об.4}}, \quad k_{e12} = \frac{f_1 w_1 k_{об.1}}{f_2 w_2 k_{об.2}}, \quad k_{e14} = \frac{f_1 w_1 k_{об.1} k_{об.3}}{f_4 w_4 k_{об.4} k_{об.2}};$$

w і $k_{об.}$ – число витків і обмоткові коефіцієнти відповідних обмоток

Не врахування намагнічуючих струмів призводить до виникнення похибки величиною до 10%.

Роторні обмотки 2 і 3, показані на рис. 2а,б, можна об'єднати і створити одну суміщену обмотку. Це можливо зробити завдяки тому, що обмотки виконані однаковими по величині котушками. Фази кожної із обмоток складаються із двох послідовно ввімкнених котушок. В перших котушках всіх фаз обох обмоток струми направлені в одному напрямі, в других котушках – в протилежному. Тому МРС, створювана другими котушками всіх фаз обох обмоток, дорівнює нулю, і другі котушки виявляються зайвими. Залишаються послідовно ввімкнені тільки перші котушки, другі котушки всі зникають. Суміщена обмотка, показана на рис. 2в, виконує такі ж функції, як і дві обмотки, обмотка 2 і обмотка 3, тобто при однаковому струмі I_2 створює такі ж по величині магнітні поля Φ_1 і Φ_2 . В кожній котушці суміщеної обмотки в два рази більше витків (при незмінному діаметрі проводу), ніж в окремій котушці кожної із обмоток. В половині пазів мідь відсутня, витрата міді зменшується в два рази. Відповідно там, де нема міді, па-

зи можна не штампувати. Так як ЕРС E_2 $2p_1$ -полюсного поля наводиться тільки в обмотці 2, із якої залишилось три котушки зі збільшеним в два рази числом витків, то ЕРС E_2 , яка буде наводитись в котушках суміщеної обмотки, не зменшується. Враховуючи, що повний опір Z_2+Z_3 суміщеної обмотки в два рази зменшується, так як зменшується в два рази число послідовно ввімкнених витків, то при незмінному ковзанні s струм I_2 в суміщеній обмотці суттєво зростає і відповідно зростає електромагнітний момент і потужність.

Взагалі ж роторні короткозамкнені котушки доцільно виготовлять із неізолюваної мідної шини, яка на кінцях або зварюється, або з'єднується з допомогою болтів.

Дві статорні обмотки 1 і 4 теж можна виконати суміщеними в двох варіантах, в залежності від функціональних задач, які ставляться перед каскадними асинхронними двигунами: 1) каскадні асинхронні двигуни короткозамкнені, не призначені для регулювання швидкості; 2) каскадні асинхронні двигуни короткозамкнені для регулювання швидкості.

Для короткозамкнених двигунів кожна фаза статорної обмотки виконується із паралельних віток, які утворюються так, щоб паралельні вітки кожної фази утворювали короткозамкнені контури для ЕРС, що наводиться в цих вітках $2p_2$ - полюсним полем. На рис. 4 показана фаза

$2p_1$ – полюсної ($2p_1=4$) двошарової статорної обмотки в двох варіантах. ЕРС, яка наводиться в обмотці $2p_2$ – полюсним ($2p_2=2$) полем (рис. 4а), показана в обмотці стрілками. Обмотка на рис.4б короткозамкнена відносно $2p_2$ - полюсного поля, в ній виникає струм від дії $2p_2$ - полюсного поля. В обмотці на рис. 4в струм не виникає; ЕРС, що наводиться в котушках від $2p_2$ - полюсного поля, направлена зустрічно в короткозамкненому контурі, утвореному паралельними вітками.

Однак для регулювання швидкості обмотки з відношенням $2p_1/2p_2=2$ або $2p_1/2p_2=0,5$ не придатні, тому що між нульовими виводами обмотки, з'єднаної в подвійну зірку, $2p_2$ - полюсне поле не утворює різниці потенціалів. В цих обмотках нульові виводи, між якими можна вмикати регулювальний реостат для регулювання швидкості, є екіпотенціальні.

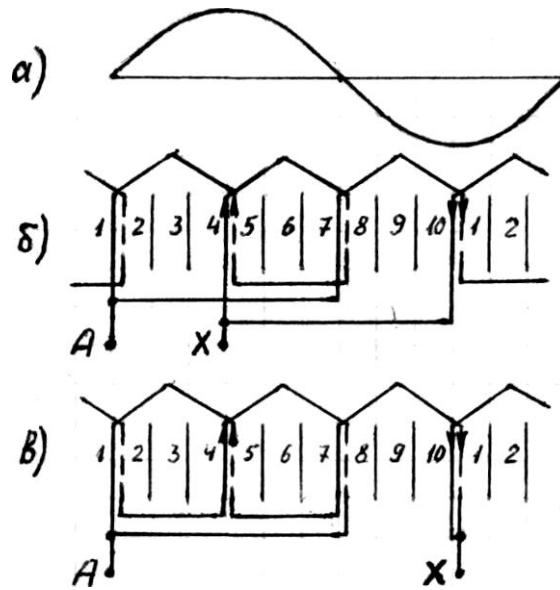


Рисунок 4 – Фаза 4-полюсної обмотки в двох варіантах

Регульовальну статорну обмотку можна створити при суміщенні обмоток з числом полюсів $2p_1=4$ і $2p_2=6$. На рис.5а показана $2p_1$ – полюсна ($2p_1=4$) одношарова обмотка, на рис. 5б - $2p_2$ - полюсне поле, $2p_2=6$. В обмотці, яка з'єднана в дві паралельні зірки, показана ЕРС від $2p_2$ -полюсного поля. З рис. 5а видно, що між нульовими виводами виникає ЕРС під дією $2p_2$ - полюсного поля. Під'єднуючи регульовальний реостат до нульових виводів, можливо безконтактним способом регулювати швидкість обертання каскадного асинхронного двигуна.

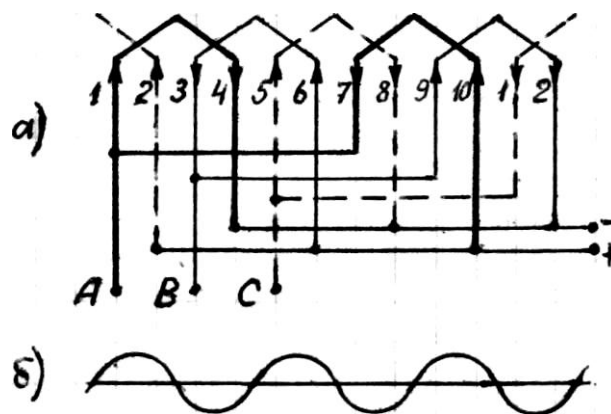


Рисунок 5 – Суміщена 4/6 – полюсна обмотка

Висновки та перспективи подальшого розвитку даного напрямку. Каскадні асинхронні двигуни з суміщеними магнітопроводами і суміщеними $2p_1/2p_2$ – полюсними обмотками будуть мати кращі масо-габаритні показники порівняно з $2p_1$ – полюсними асинхронними двигу-

нами серійної конструкції. Додаткові переваги: 1) кращі пускові властивості, пусковий момент більший при менших пускових струмах; 2) можливості безконтактного регулювання швидкості обертання; 3) роторні котушки виготовляються із мідних шин, така технологія більш проста порівняно з заливкою пазів розплавленою міддю.

Описан принцип действия каскадных асинхронных двигателей классической конструкции и двигателей с совмещенными обмотками. Показана перспективность этого направления в электромашиностроении.

The principle of operation of cascade asynchronous production engines and engines with adjusted windings is described. This avenue shows promise for electric machine engineering.

Бібліографічний список.

1. Костенко М.П., Пиотровский Л.М. *Электрические машины.*- Л.: Энергия. – 1973.- Ч II. – 648 с.
2. Красношапка М.М. *Асинхронно-синхронные машины каскадного типа // Тр. Третьей Всесоюзной конференции по бесконтактным электрическим машинам.*- Рига : Зинатне.- 1966.-Т. 2.- С. 237-244.
3. Просужих Р.П. *Некоторые вопросы исследования асинхронного электродвигателя с внутренним каскадом // Тр. Третьей Всесоюзной конференции по бесконтактным электрическим машинам.*- Рига : Зинатне.- 1966.-Т. 2.- С. 245-252.
4. Адаменко А.П., Антоненко А.И. *Перспективы применения машин с внутренним каскадом // Проблемы техн. электродинамики.* – 1974. – Вып. 46.- С. 105-109.
5. Иванов-Смоленский А.В. *Электрические машины: Учебник для вузов.*- М.: Энергия, 1980.- 928 с.
6. Попов В.П. *Электромашинные совмещенные преобразователи частоты.*- М.: Энергия, 1980.- 176 с.
7. Луцик В.Д. *Совмещенные электрические машины и аппараты.* – К.: Техника, 1993. – 203 с.
8. Луцик В.Д. *Токи короткого замыкания асинхронных преобразователей частоты // Электротехника.* – 1966. - №7. – С. 61-63.

*Магістр Карапка В.Д.
(ДП «Первомайськвугілля» м. Первомайськ, Україна)*

ЕНЕРГЕТИЧНА ДІАГРАМА АСИНХРОННОГО КОРОТКОЗАМКНЕНОГО ДВИГУНА З КАСКАДНИМИ ВЛАСТИВОСТЯМИ

Приведена схема заміщення і описана енергетична діаграма каскадного короткозамкненого асинхронного двигуна з суміщеними обмотками.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. В каскадних асинхронних двигунах зі суміщеними магнітопроводами та обмотками за рахунок одночасного існування магнітних потоків різних полюсностей і одночасного протікання в обмотках статора і ротора струмів різних частот більш ефективно використовуються електромагнітні матеріали, що дає можливість значно покращити масогабаритні показники таких двигунів в порівнянні з асинхронними двигунами звичайної конструкції.

Аналіз досліджень і публікацій. Каскадні асинхронні двигуни відомі давно [1,2], але каскадні двигуни з суміщеними магнітопроводами і обмотками виникли порівняно недавно [3], тому потребують більш детального вивчення.

Постановка задачі. Потрібно показати, що з допомогою схеми заміщення каскадного асинхронного двигуна з короткозамкненою суміщеною обмоткою на роторі можливе знаходження струмів в обмотках. З допомогою енергетичної діаграми, яка розглядається, вираховується електромагнітний момент і корисна механічна потужність.

Виклад матеріалу і його результати. Каскадний асинхронний двигун складається з двох асинхронних машин, ротори яких з'єднуються механічно і електрично, при цьому магнітне поле ротора другої машини повинне обертатись зустрічно магнітному полю ротора першої машини. Практична реалізація каскадних умов роботи асинхронного двигуна можлива, якщо дві асинхронні машини каскаду будуть об'єднані в одній машині, із спільним магнітопроводом і спільними (суміщеними) обмотками. Щоб дві асинхронні машини могли працювати в спільному магнітопроводі, вони повинні бути різнополюсні.

Короткозамкнену обмотку ротора необхідно сконструювати так, щоб при включенні статорної обмотки в мережу і утворенні $2p_1$ – по-

люсного поля короткозамкнена обмотка ротора крім $2p_1$ – полюсного поля могла утворювати ще й зворотно-обертове $2p_2$ – полюсне поле. Фази статорної обмотки повинні бути виконані із паралельних віток, які з'єднують так, щоб вони утворювали короткозамкнені контури відносно $2p_2$ – полюсного поля. При такому виконанні статорну обмотку можна вважати суміщеною $2p_1/2p_{2кз}$ - полюсною обмоткою.

Для двополюсної обмотки $2p_1=2$ найближче можливе число полюсів $2p_2$ -полюсного поля $2p_2=4$. Обмотку необхідно виконати двошаровою з кроком $y=0,75\tau_1$. На рис.1а показані $2p_1$ та $2p_2$ -полюсні поля, а на рис. 1б – одна фаза $2p_1$ -полюсної обмотки.

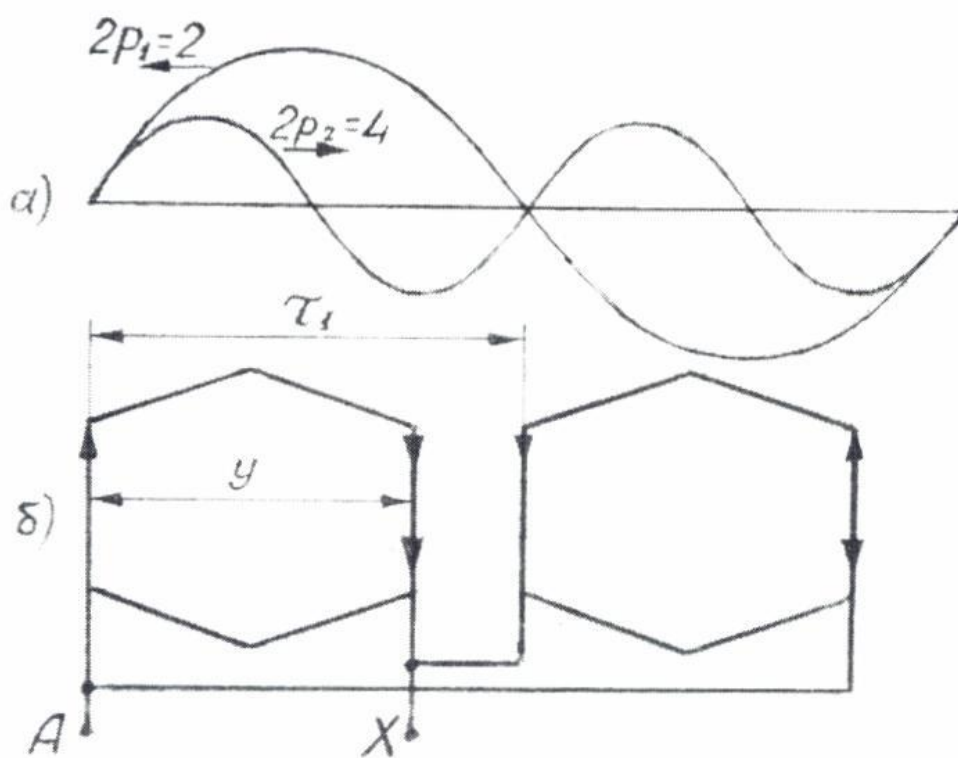


Рисунок 1 – а) $2p_1$ та $2p_2$ -полюсні поля; б) одна фаза $2p_1$ -полюсної обмотки.

Напрямок струму, що утворює $2p_1$ -полюсне поле, показаний стрілками у верхній частині пазів, напрям ЕРС від $2p_2$ – полюсного поля – у нижній частині пазів. Під дією ЕРС буде протікати струм I_4 в короткозамкненому контурі, утвореному з паралельно включених котушкових груп. Обмотковий коефіцієнт $k_{об.4}$ – це відношення геометричної суми ЕРС від $2p_2$ -полюсного поля у всіх провідниках паралельних віток фази статорної обмотки до їх арифметичної суми, $k_{об.4}=0,5$.

Для $2p_1/2p_2=4/2$ – полюсної одношарової обмотки схема показана на рис. 2б. На рис. 2а показані $2p_1$ та $2p_2$ -полюсні поля. Ця обмотка виконується з діаметральним кроком $y=\tau_1$. Обмотковий коефіцієнт $k_{об.4}$ дорівнює 0,5, $k_{об.4}=0,5$.

Для $2p_1/2p_2=4/2$ – полюсної двошарової обмотки схема показана на рис. 2в. Цю обмотку бажано виконувати з кроком y , максимально наближеним до τ_1 . При $y=\tau_1$, $k_{об.4}=0,5$.

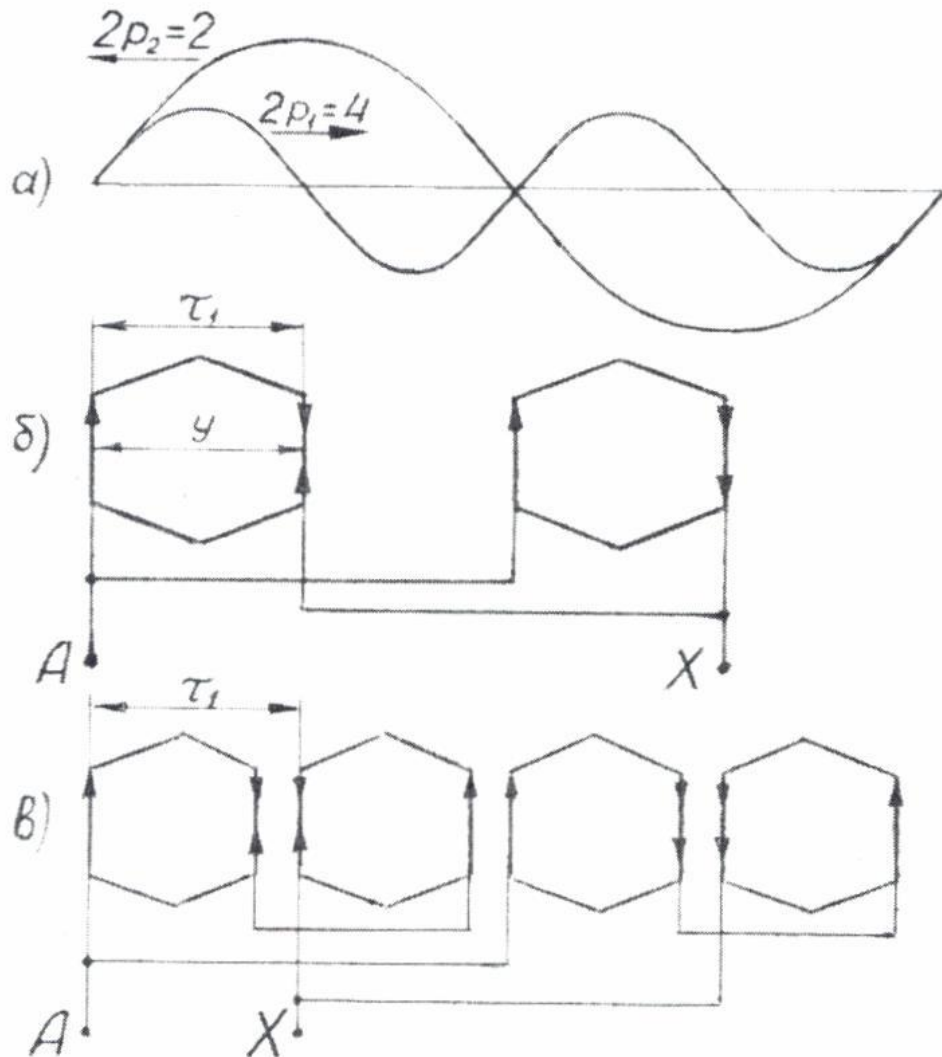


Рисунок 2 – а) $2p_1$ та $2p_2$ -полюсні поля; б) схема для $2p_1/2p_2=4/2$ – полюсної одношарової обмотки; в) схема для $2p_1/2p_2=4/2$ – полюсної двошарової обмотки.

Роторна короткозамкнена обмотка буде суміщеною $2p_1/2p_2$ -полюсною обмоткою, тобто поряд з $2p_1$ -полюсним полем буде утворю-

вати зворотно-обертове поле, якщо її виконати із (p_1+p_2) короткозамкнених контурів

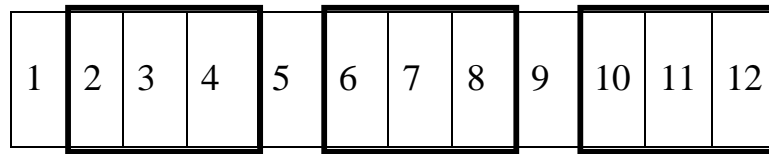


Рисунок 3 – Суміщені роторна $2p_1$ та $2p_2$ -полюсна обмотка; $2p_1=2$, $2p_2=4$, або $2p_1=4$, $2p_2=2$.

Показана на рис. 3 обмотка виконана з трьох короткозамкнених катушок і укладена в 12-пазний магніто провід. Така обмотка взаємодіє як з двополюсним магнітним полем статора, утворюючи при цьому чотириполюсне зворотнообертове поле, так і з чотириполюсним полем, утворюючи двополюсне зворотнообертове поле.

Щоб визначити струми в суміщених обмотках, можна скористатися схемою заміщення, яка приведена в [3] для безконтактного асинхронного перетворювача частоти.

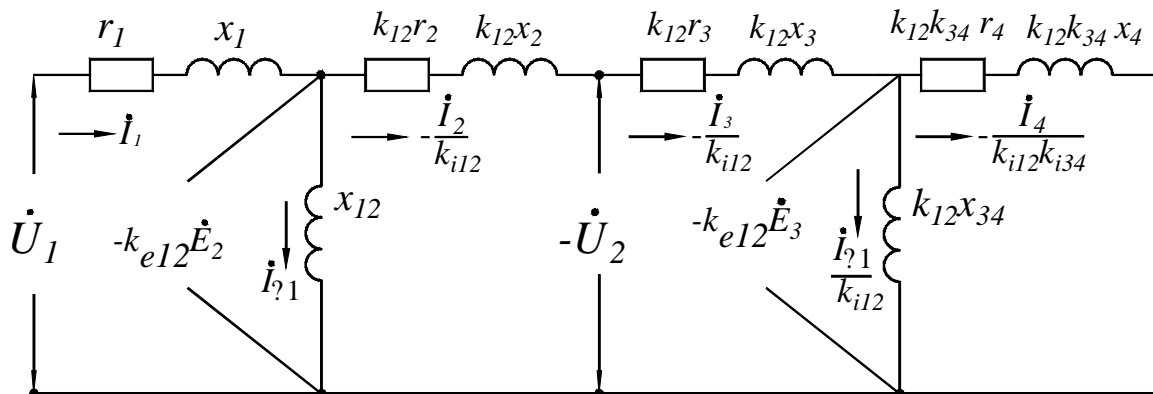


Рисунок 4 – Схема заміщення каскадного асинхронного двигуна.

В каскадних асинхронних двигунах можливо вимірювати тільки струм I_1 , що споживається статорною обмоткою з мережі. Всі інші струми: струми в роторі I_2 і I_3 , струм в паралельних вітках статорної обмотки I_4 вираховуються, використовуючи схему заміщення.

Так, нехтуючи струмами намагнічування

$$I_1 = \frac{I_2}{k_{i12}} ,$$

звідки

$$I_2 = I_3 = I_1 \cdot k_{i12} \quad , \quad [1]$$

а також

$$\frac{I_2}{k_{i12}} = \frac{I_3}{k_{i12}} = \frac{I_4}{k_{i12} \cdot k_{i34}} \quad ,$$

звідки

$$I_4 = I_2 \cdot k_{i34} = I_1 \cdot k_{i12} \cdot k_{i34} \quad , \quad [2]$$

де коефіцієнти приведення

$$k_{i12} = \frac{w_1 k_{об.1}}{w_2 k_{об.2}}$$
$$k_{i34} = \frac{w_3 k_{об.3}}{w_4 k_{об.4}}$$

Знаючи струми, вирахуємо втрати в міді і з допомогою енергетичної діаграми знайдемо корисну механічну потужність.

Індекси 1,4 відносяться до статорної обмотки, яка утворює відповідно поля числом полюсів $2p_1$ і $2p_2$; індекси 2,3 – до роторної обмотки, яка утворює поля такої ж полюсності $2p_1$ і $2p_2$.

$P_1 = m_1 \cdot U_1 \cdot I_1 \cdot \cos \varphi_1$ -- активна потужність, що споживається двигуном з мережі.

Вона частково втрачається в статорній обмотці, це втрати в міді $p_{м1} = I_1^2 \cdot r_1$ та сталі $p_{ст1}$.

$P_{ем1} = P_1 - (p_{м1} + p_{ст1})$ -- електромагнітна потужність, яка передається через повітряний зазор δ від статора в ротор в першому каскаді.

Потім $P_{ем1}$ частково витрачається у вигляді втрат в міді $p_{м2}$ другої обмотки ротора числом пар полюсів $2p_1$, втрат в сталі ротора $p_{ст2}$ від потоку Φ_1 , який утворюється статорною $2p_1$ -полюсною обмоткою, втрат в міді $p_{м3}$ ротора обмотки, яка утворює $2p_2$ -полюсне поле, і втрат в сталі ротора $p_{ст3}$ від потоку Φ_2 , який утворюється роторною $2p_2$ -полюсною обмоткою

$$p_{м2} = I_2^2 \cdot k_{i21}^2 \cdot k_{i12} \cdot r_2 \quad ;$$

$$p_{м3} = I_3^2 \cdot k_{i21}^2 \cdot k_{i12} \cdot r_3 \quad ,$$

де

$$k_{i12} = k_{i12} \cdot k_{e12} \left(\frac{w_1 \cdot k_{об1}}{w_2 \cdot k_{об2}} \right)^2 \cdot \frac{f_1}{f_2}$$

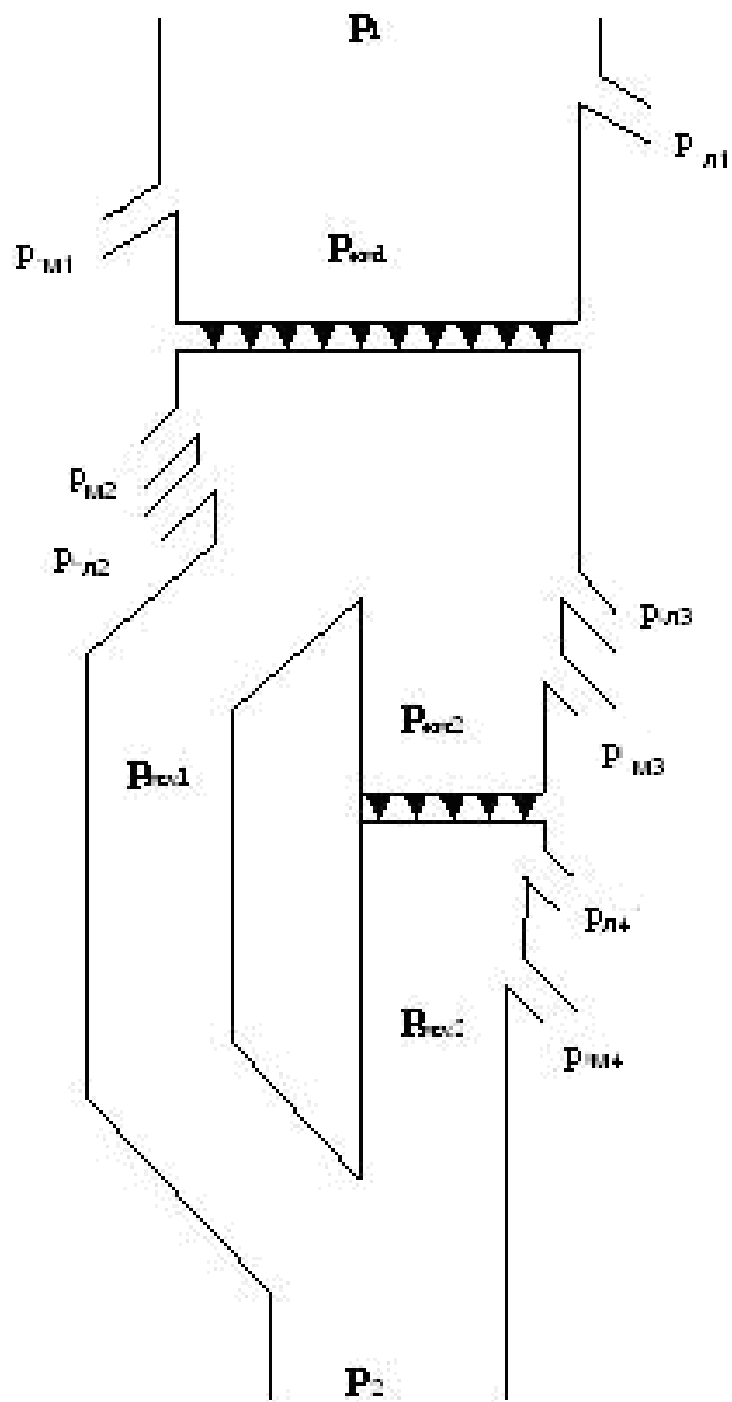


Рисунок 5– Энергетична діаграма асинхронного каскадного двигуна.

$P_{em2} = P_{em1} - P_{mx1} - (P_{m2} + P_{cm2} + P_{m3} + P_{cm3})$ -- електромагнітна потужність, яка передається через повітряний зазор δ від ротора в статор $2p_2$ -полюсним полем.

Потім P_{em2} частково витрачається у вигляді втрат в міді статора p_{m4} та сталі $p_{ст4}$ від потоку $2p_2$ -полюсного поля.

$$P_{m4} = I_4^2 \cdot k_{i21}^2 \cdot k_{i43}^2 \cdot k_{12} \cdot k_{34} \cdot r_4 ,$$

де

$$k_{34} = k_{i34} \cdot k_{e34} \left(\frac{w_3 \cdot k_{об3}}{w_4 \cdot k_{об4}} \right)^2 \cdot \frac{f_3}{f_4}$$

Таким чином, повна механічна потужність каскадного двигуна складається з двох складових: механічної потужності першого каскаду та механічної потужності другого каскаду.

$$P_{mex} = P_{mx1} + P_{mx2} ,$$

де

$$P_{mx1} = M_1 \cdot \omega ;$$

$$P_{mx2} = M_2 \cdot \omega .$$

Висновки та перспективи подальшого розвитку даного напрямку. Каскадні асинхронні двигуни, які виготовлялись і досліджувались до теперішнього часу, відрізнялись від розглянутих в даній статті будовою роторної обмотки, і були призначені для поліпшення пускових характеристик. Результати їх досліджень позитивні, пускові характеристики значно покращуються, тому слід очікувати, що каскадні асинхронні двигуни і в номінальному режимі покажуть позитивні результати.

Приведена схема замещения и описана энергетическая диаграмма каскадного короткозамкнутого асинхронного двигателя с совмещенными обмотками.

The equivalent circuit is given; the energy level diagram of cascade asynchronous short-circuit motor with compatible windings is described.

Бібліографічний список.

1. Костенко М.П., Пиотровский Л.М. *Электрические машины.* – Л.: Энергия. – 1973. – Ч.II. – 648 с.
2. Красношанка М.М. *Асинхронно-синхронные машины каскадного типа// Тр. Третьей Всесоюзной конференции по бесконтактным электрическим машинам.* – Рига: Зинанте. – 1966. –Т.2 – С.237-244.
3. Луцук В.Д. *Совмещенные электрические машины и аппараты.* – К.: Техника, 1993. – 203 с

ТРЕБОВАНИЯ

к рукописям научных статей и порядок их рассмотрения при подготовке к выпуску сборника научных трудов ДонГТУ

Статьи должны представляться в соответствии с требованиями ВАК Украины (Перелік № 1 за 2003г). Сборник научных трудов издается два раза в год. Сборник формирует информационный отдел.

Сборник содержит следующие разделы: «Разработка полезных ископаемых», «Металлургия», «Строительство», «Электротехника. Радиотехника». Содержание рукописей должно содержать новые достижения науки и техники, их практическое значение, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В рукописи должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны представляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, за несоблюдение действующих стандартов и за недостоверность приведенных в статье данных полностью несут авторы статьи.

Присланные в редакционную коллегию статьи подвергаются обязательному рецензированию. Редакционная коллегия оставляет за собой право вносить в текст статьи изменения редакционного характера без согласования с авторами.

Языки предоставления рукописей: украинский, русский.

СОДЕРЖАНИЕ СТАТЕЙ

Представляемые статьи должны иметь следующую структуру:

УДК:

УДК на статью присваивает отдел библиографии научной библиотеки ДонГТУ, каб.206.

Аннотация:

В аннотации приводятся краткие сведения о всей статье в целом на трех языках, в начале на украинском языке, в конце статьи на русском и английском языках. Объем аннотации 5-10 строк.

Обязательные элементы статьи:

– постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими заданиями;

– анализ последних достижений и публикаций, в которых начато решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных раньше частей общей проблемы, которым посвящается данная статья;

- формулирование целей статьи (постановка задач);
- представление основного материала исследования с полным обоснованием полученных научных результатов;
- выводы по данному исследованию и перспективы дальнейшего развития данного направления.
- библиографический список, список литературных источников должен быть составлен в порядке ссылок на них. Ссылки на литературу в тексте статьи заключаются в квадратные скобки.

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, с высоким качеством печати.

2. *Порядок оформления.* Материалы должны отвечать следующей структурной схеме: УДК, звание, должность, фамилии и инициалы авторов, название организации, города, страны, название статьи, аннотация, основной текст, выводы, аннотация на двух языках, библиографический список.

УДК проставляется слева вверху, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал печатать звание, должность, фамилию, инициалы авторов. В круглых скобках – название организации, название города, страны, через запятую. Шрифт полужирный, курсив.

Через два интервала название заглавными буквами, выравнивание по центру, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал – краткая аннотация на украинском языке, курсивом и материалы статьи. Между аннотацией и текстом статьи один интервал.

3. Графический материал (рисунки, графики, схемы). Все позиции, обозначенные на рисунке, должны быть объяснены в тексте. Позиции на рисунке должны располагаться по часовой стрелке. Под каждым рисунком указывается его номер и название.

4. Абзац содержащий формулы должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзаца, интервал перед и после абзаца 14 пт, позиции табуляции – 7,75 см по центру (для расположения формулы) и 15,4 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы выполняются с помощью редактора формул Microsoft Equation 3 математическим стилем, со следующими размерами:

Full (обычный)	12 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс)	10 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс)	8 pt
Symbol (крупный символ)	12 pt
Sub-Symbol (мелкий символ)	10 pt

5. Все таблицы должны иметь название и порядковый номер и располагаться после упоминания по тексту. Название располагается над таблицей.

Каждая таблица должна иметь один интервал перед названием и один после таблицы.

6. Библиографический список должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки.

7. Текст статьи предоставляется в электронном (дискета 3,5”) и печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

СОПРОВОДИТЕЛЬНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

- Экспертное заключение;
- Выписка из протокола заседания кафедры;
- Рецензия специалистов редакционной коллегии ДонГТУ.

СОДЕРЖАНИЕ

Раздел «Разработка полезных ископаемых»

1. *Бабиюк Г.В., Смекалин Е.С.* «Показатели горнопроходческих работ как случайные величины»..... 5
2. *Акмасв А.И., Бслозерцев В.М.* «Формування стратегічних альтернатив розвитку вугледобувних підприємств в умовах кризи» 16
3. *Ларченко В.Г., Короткова С.Е., Тишенко Е.А.* «Теоретические исследования сдвижений и деформаций толщи горных пород при первичной подработке» 26
4. *Клишин Н.К., Склепович К.З., Кизияров О.Л., Касьян С.И.* «Геомеханическое обоснование комбинированных технологий упрочнения кровли в лавах»..... 32
5. *Денисенко В.П., Корниенко О.В., Парамонов А.А., Степин С.А., Чепурной Д.С.* «Влияние условий отработки метаноносных пластов на объемы извлечения шахтного метана дегазационными системами (на примере шахты им. М.П. Баракова и «Суходольская - Восточная» ОАО Краснодон-уголь)» 39
6. *Денисенко В.П., Дудник А.С.* «Влияние условий отработки на тепловые условия шахт Ровенецкого района Донбасса»..... 50
7. *Подлипенская Л.Е., Бубунец Ю.В.* «Исследование динамики метановыделения выемочного участка» 56
8. *Чернявский А.В., Русанова Р.П.* «Перспективная оценка и планирование качества добываемых углей» 67
9. *Карлова В.В., Черникова С.А., Магеря Г.Г., Магеря Я.О.* «Изменения температуры и влажности воздуха склада шихты ферросплавного завода»..... 71

10. *Шальский Г.Г., Проскурина И.В., Ведмедева Т.Б.* «Процесс обеспыливания на перегрузочных пунктах ленточных конвейеров» 77
11. *Аверин Г.А., Князьков О.В, Доценко О.Г.* «Прогнозирование затрат на проведение и ремонт пластовых подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ» 85

Раздел «Металлургия»

12. *Петрушов С.Н., Русанов И.Ф., Бардин А.А.* «Упрощенный расчет горения газообразного топлива» 93
13. *Луценко В.А., Луценко А.В.* «Применение математического моделирования при исследовании причин раскрытия биметаллических пакетов при прокатке» 102
14. *Федоринов В.А., Дворжак А.И., Давыденко Е.С., Селедцов А.С.* «Методика экспериментальных исследований процесса плющения с различными натяжениями» 115
15. *Сатонин А.В., Шестопалов А.В., Сатонин А.А., Титаренко О.А., Кучерук Н.В.* «Автоматизированное проектирование технологических режимов процессов горячей правки относительно толстых листов на многороликовых правильных машинах» 120
16. *Федоринов В.А., Сатонин А.В., Дворжак В.В., Сатонин А.А.* «Исследования напряженно-деформированного состояния металла и энергосиловых параметров при сдвоенной прокатке лент и полос» 126
17. *Сатонин А.В., Александрова З.А., Сатонин А.А., Смолякова В.В.*
«Математическое моделирование напряженно-

деформированного состояния металла при реализации процессов сортовой прокатки».....	135
18. <i>Кравченко В.М., Сидоров В.А., Поддубный С.В., Гичун Н.В.</i> «Анализ методов оценки эффективности использования геомодификаторов в смазке механизмов».....	141
19. <i>Новохатский А.М., Михайлюк Г.Д.</i> «Система контроля потерь тепла в нижней части шахты, распара и заплечиков»	153
20. <i>Должиков В.В., Кравченко В.М., Лепило Н.Н., Шур А.Б.</i> «Моделирование и оптимизация технологий комплекса доменная печь - конвертер»	159
21. <i>Мочалин Е.В.</i> «Численное моделирование течений вязкой жидкости в рабочей полости ротационного фильтра»	169
22. <i>Ершов В.М.</i> «Кристаллогеометрия превращения цементита в аустенит»	184
23. <i>Левченко Э.П.</i> «Основные направления повышения эффективности дробления материалов в дробильных машинах разгонно-ударного действия».....	189
24. <i>Мицык В.Я.</i> «Влияние формы резервуара виброустановки на эффективность и качество обработки».....	198
25. <i>Пупков В.С.</i> «Генерирование импульсов давления обладающих крутым фронтом с использованием явления гидравлического удара»	204
26. <i>Чекалов А.Н., Мосягин Н.А., Стародубов С.Ю., Омельченко А.А.</i> «Расчет динамических характеристик механизмов обката зубошлифовальных станков».....	210
27. <i>Гонтовой С.В., Харин А.В.</i> «Разработка и исследование автоматизированной системы оценки макроструктуры непрерывнолитой заготовки по серным отпечаткам».....	219

28. <i>Горецкий Ю.В., Луценко В.А., Луцкий М.Б.</i> «Теоретические и экспериментальные исследования износа ящичных калибров»	228
29. <i>Козачишен В.А., Попов Г.Н., Свергун А.П., Сысоев А.С.</i> «К расчету приращения слоевого избытка тепла в агломерируемом слое»	236
30. <i>Козачишен В.А., Попов Г.Н., Дуденко Д.М., Чесноков А.В.</i> «Влияние режима возврата на показатели агломерационного процесса».....	241
31. <i>Лебедь А.В., Свирин Е.В., Письменный А.И., Ершов В.М.</i> «Фазовый рентгеновский анализ слоев электроискрового легирования стали»	246
32. <i>Мочалина И.Г., Самгина О.А., Гребенник Т.О.</i> «Исследование загрязненности почв промышленных регионов методом биоиндикации и биотестирования»	251
33. <i>Левченко О.А., Галич В.А.</i> «О некоторых технологических аспектах дробления агломерата»	257
34. <i>Васильев Д.Б., Кузнецов Д.Ю., Куберский С.В., Серёгин М.Г., Пащенко А.В.</i> «Исследование влияния содержания водорода в металле на технологические параметры непрерывной разливки».....	263
35. <i>Кузнецов Д.Ю., Куберский С.В., Васильев Д.Б., Переяслов Д.В., Сергухин А.С., Пащенко А.В.</i> «Исследования поведения кремния при производстве малоуглеродистой стали».....	269
36. <i>Пологович І.А.</i> «Аналіз багаточастотного навантаження шару матеріалу у віброінерційному кінечно-кільцевому здрібноувачі»	275

Раздел «Строительство»

37. *Гайко Ю.І., Гайко Є.Ю., Короткова С.Ю., Соколенко В.М.* «Основні питання реформування житлово-комунального господарства України»..... 283
38. *Соколенко В.М., Короткова С.Ю., Жураковський А.Ю.* «Проблеми та перспективи містобудівного розвитку індустріального міста (на прикладі міста Алчевська)»..... 290
39. *Сергиенко С.Н., Гайко Ю.И.* «Конструктивные особенности металлических, цилиндрических оболочек зерновых силосов и технология их возведения» 299
40. *Долголаптев В.М., Симонова И.Н., Николаева Е.К., Симонов С.И.* «Архитектурно-планировочные решения жилых зданий повышенной комфортности»..... 303
41. *Иванов А.П., Ляшенко Л.В.* «Силовые показатели работы материалов действующих конструкций» 307
42. *Иванов А.П., Иванова И.А.* «Определение остаточных напряжений в шахтных профилях» 313

Раздел «Электротехника. Радиотехника»

43. *Заблодский Н.Н., Коцемир И.А., Стройников В.Г.* «Система импульсного управления реверсирования и форсировки электротепломеханических преобразователей технологического назначения»..... 323
44. *Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е., Лупанов А., Квасов В.* «Математическое моделирование распределения теплового поля в системе «легкоплавкая среда – электротепломеханический преобразователь»» 329

45. Сергиенко С.Н., Корсунов К.А., Ашихмина Е.А. «Результаты испытаний на коррозионную и эрозионную стойкость плазменного покрытия из сплава ЭИ-435»	338
46. Сергиенко С.Н., Бирюкова Т.В., Войтенко С.Н., Кашуба А.В. «Расчёт ламинарного течения плазмы в канале микроплазмотрона»	342
47. Сергієнко С.М., Кашуба А.В., Войтенко С.М. «Універсальний мікроплазмотрон»	351
48. Паэранд Ю.Э., Пененин Р.Р., Михайлюченко А.В., Семина С.О. «Исследование характеристик и моделирование однослойных и многослойных пьезотрансформаторов»	357
49. Паэранд Ю.Э., Сафронов П.С., Лынь М.П. «Аналитико-имитационное моделирование комбинированной электронной системы с применением современных информационных технологий»	368
50. Зеленов А.Б., Лазуренко С.С. «Возможные отклонения оптимального передаточного числа редуктора от расчётных значений»	375
51. Саратовский Р.Н., Ушаков В.И., Глебин А.Г. «Результаты экспериментальных исследований резонансного инвертора удвоения частоты с устройством согласования с нагрузкой»	379
52. Луцик В.Д., Чернікова Г.О. «Каскадні асинхронні двигуни з суміщеними обмотками»	389
53. Каранка В.Д. «Енергетична діаграма асинхронного короткозамкненого двигуна з каскадними властивостями»	397
54. Требования к рукописям научных статей и порядок их рассмотрения при подготовке к выпуску сборника научных трудов ДонГТУ	404

НАУКОВЕ ВИДАННЯ

ЗБІРКА НАУКОВИХ ПРАЦЬ ДОНБАСЬКОГО ДЕРЖАВНОГО ТЕХНІЧНОГО УНІВЕРСИТЕТУ

Випуск 23

Головний редактор

Заблудський М.М – канд. техн. наук

Редакційна колегія:

А.І. Акмаєв – докт. екон. наук,
С.М. Петрушов – докт. техн. наук,
Г.Г. Литвинський – докт. техн. наук,
Р.А. Фрумкін – докт. техн. наук,
Г.В. Бабіюк – докт. техн. наук,
Г.І. Гайко – докт. техн. наук,
М.К. Клішин – докт. техн. наук,
З.Л. Фінкельштейн – докт. техн. наук,
А.Б. Зеленов – докт. техн. наук,
Ю.С. Денищик – докт. техн. наук,
В.О. Ульшин – докт. техн. наук,
О.І. Давиденко – докт. техн. наук,
В.О. Луценко – канд. техн. наук,
В.Н. Ул'яницький – канд. техн. наук,
Ю.Е. Паеранд – канд. техн. наук,
С.Ю. Короткова – канд. техн. наук,
С.А. Скомська – начальник інформаційного відділу

Комп'ютерна верстка Н.Б. Трофімова

Підп. до друку 29.05.2007 Формат 60×84¹/₁₆. Папір офс.
Друк RISO. Ум.друк.арк. 18 Зам. № 354. Наклад 55 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