ISSN 2518-1653 (online)
vestnik.donntu.org

ДОНЕЦКОГО НАЦИОНАЛЬНОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

ВЕСТНИК

№1 (23) 2021 г.



ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

СТОЛЕТНИЙ ПУТЬ УСПЕХА

donntu.org

100 лет ДонНТУ

Верность традициям и открытость новому!

НАУЧНЫЕ ИЗДАНИЯ Донецкого национального технического университета



Международный научно-технический журнал «Вестник Донецкого национального технического университета»

Свидетельство о регистрации СМИ ААА №000133, выдано 27.05.2017 г.
Приказ МОН ДНР № 1144 от 07.11.2017 г. о включении в перечень рецензируемых научных изданий ВАК ДНР
Лицензионный договор с РИНЦ № 425-07/2016 от 14.07.2016 г.

Периодичность – 4 раза в год

Научные направления:
05.02 Машиностроение и машиноведение;
05.05 Транспортное, горное и строительное машиностроение;
05.09 Электротехника;
05.16 Металлургия и материаловедение;
05.17 Химическая технология.

Подробная информация - http://vestnik.donntu.org



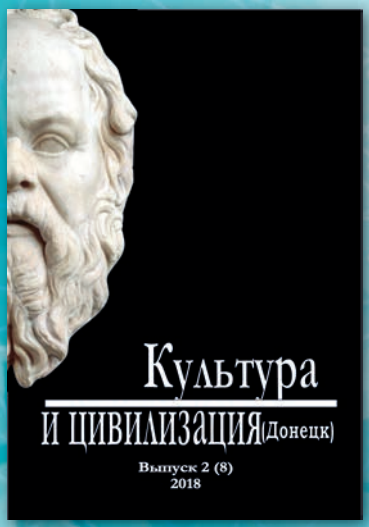
Международный сборник научных трудов «Прогрессивные технологии и системы машиностроения»

Свидетельство о регистрации СМИ ААА №000125 от 20 апреля 2017 г. (сетевое издание)
Свидетельство о регистрации СМИ ААА №000147 от 20 июня 2017 г. (печатное издание)
Приказ МОН ДНР №744 от 24.07.2017 г. о включении в перечень рецензируемых научных изданий ВАК ДНР
Лицензионный договор с РИНЦ № 177-04/2013 от 12.04. 2013 г.

Периодичность – 4 раза в год

Научные направления:
05.02 Машиностроение и машиноведение.

Подробная информация - http://ptsm.donntu.org



Научный журнал «Культура и цивилизация (Донецк)»

Свидетельство о регистрации СМИ ААА №000143 от 20.06.2017 г.
Приказ МОН ДНР №1134 от 01.11.2016 г. о включении в перечень рецензируемых научных изданий ВАК ДНР
Лицензионный договор с РИНЦ № 425-07/2016 от 14.07.2016 г.

Периодичность – 4 раза в год

Научные направления:
09.00 Философские науки;
23.00 Политология.

Подробная информация - http://cic.sgi.donntu.org

Вестник ДонНТУ №1(23)'2021

международный научно-технический журнал

Учредитель и издатель: *ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)*

Главный редактор
Маренич К.Н. (д.т.н., проф.)*

Зам. главного редактора
Булгаков Ю.Ф. (д.т.н., проф.)*

Редакционный совет:
Артюх В. Г. (д.т.н., проф.)
Беломеря Н.И. (к.т.н., доц.)*
Бершадский И.А. (д.т.н., проф.)*
Бирюков А.Б. (д.т.н., проф.)*
Горбатко С.В. (к.т.н., доц.)*
Горбатюк С. М. (д.т.н., проф.)*
Дедовец И.Г. (к.т.н., доц.)*
Еронько С.П. (д.т.н., проф.)*
Захаров Н.И. (д.т.н., доц.)*
Ковалев А.П. (д.т.н., проф.)*
Кожевникова И.А. (д.т.н., доц.)
Кондрахин В.П. (д.т.н., проф.)*
Кононенко А.П. (д.т.н., проф.)*
Куренный Э.Г. (д.т.н., проф.)*
Сотников А.Л. (д.т.н., доц.)*
Ченцов Н.А. (д.т.н., доц.)*
Шабаев О.Е. (д.т.н., проф.)*
Шаповалов В.В. (д.х.н., проф.)*
Яковченко А.В. (д.т.н., проф.)*
** - штатные сотрудники учредителя*

Адрес: 28301, г. Донецк, ул. Артема, 58
Телефон +380 (62) 301-07-89
Эл. почта: vestnikdonntu@gmail.com
Интернет: vestnik.donntu.org

Вестник ДонНТУ
2021. №1(23)

ISSN 2518-1653 (online)

Издается с января 2016 г.
Периодичность издания: 4 раза в год

Свидетельство
о государственной регистрации
Серия ААА № 000133 от 27.05.2017

За содержание статей и их оригинальность несут ответственность авторы. Мнение редакции может не совпадать с мнением авторов. За содержание рекламных материалов ответственность несет рекламодатель.

Подписано к печати
по решению Ученого Совета
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет»
Протокол №2 от 26.03.2021

Формат 60×84$^{1/8}$. Заказ 0321.
Изд-во «Донецкая политехника», 2021

СОДЕРЖАНИЕ

МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ

Д.А. Власенко
Экспериментальное обоснование методики определения конструктивных параметров валков валковой дробилки с рифленой поверхностью бандажей 3

ТРАНСПОРТНОЕ, ГОРНОЕ И СТРОИТЕЛЬНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ

О.Е. Шабаев, А.Ю. Довгань
Способ позиционирования проходческого комбайна в выработке..... 11

О.Е. Шабаев, В.Г. Нечепаев, П.П. Зинченко
Обоснование рациональных структуры и параметров очистных комбайнов со шнеками малых диаметров 20

Н.Г. Афендиков, О.Ф. Ларионов
Устойчивые моменты двигателей постоянного тока приводов с экскаваторными механическими характеристиками вращателей буровых станков при работе в условиях карьеров Каракубского месторождения известняков..... 29

ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

И.Б. Гуляева, М.К. Маренич, Л.А. Муфель
Адаптация петлевого метода определения места повреждения кабеля к условиям применения в структуре рудничного электротехнического комплекса 35

К.Н. Маренич, Е.С. Дубинка
Анализ методов подавления обратных энергетических потоков асинхронных двигателей как фактор обеспечения защиты от электропоражения в электроустановках шахты 42

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

А.А. Троянский, А.Ю. Пасечник, С.Н. Ратиев
Развитие математической модели описания тепловых процессов получения биметаллических отливок ЭШП..... 51

ИНФОРМАЦИЯ

Требования к статьям, направляемым в редакцию 56

Информация об издании

– На страницах журнала публикуются научные статьи фундаментального и прикладного характера, информация о конференциях, семинарах и выставках; освещается деятельность ведущих научно-исследовательских и проектных институтов, промышленных предприятий и коммерческих организаций, технопарков.

– Журнал оказывает информационную поддержку в продвижении на рынок конкурентоспособной наукоемкой продукции, проектов, научно-технических разработок и высоких технологий в различных областях промышленности.

– Журнал распространяется бесплатно в эл. виде посредством сети Интернет; принимает участие в научных конференциях и выставках.

– Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ). Интернет: elibrary.ru

– Журнал включен в перечень рецензируемых научных изданий Высшей аттестационной комиссии (ВАК) ДНР. Интернет: vak.mondnr.ru

– Редакция журнала принимает к публикации и осуществляет рецензирование рукописей статей по химическим и техническим наукам и следующим группам специальностей: 05.02 – Машиностроение и машиноведение; 05.05 – Транспортное, горное и строительное машиностроение; 05.09 – Электротехника; 05.16 – Металлургия и материаловедение; 05.17 – Химическая технология.

VESTNIK DONNTU №1(23)'2021

international scientific-technical journal

Founder and publisher *Donetsk National Technical University (Donetsk)*

Editor-in-chief
Marenych K.N. (Dr. Sci. (Eng.), Prof.)*

Deputy Editor-in-chief
Bulgakov Y.F. (Dr. Sci. (Eng.), Prof.)*

Editorial council:
Artyukh V. G. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)
Belomerya N. I. (Cand. Sci. /Eng./, Assoc. Prof.)*
Bershadsky I. A. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Biryukov A.B. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Gorbatko S. V. (Cand. Sci. /Eng./, Assoc. Prof.)*
Gorbatyuk S. M. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)
Dedovets I.G. (Cand. Sci. /Eng./, Assoc. Prof.)*
Eron'ko S.P. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Zaharov N. I. (Dr. Sci. /Eng./, Assoc. Prof.)*
Kovalev A.P. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Kozhevnikova I. A. (Dr. Sci. /Eng./, Assoc. Prof.)
Kondrahin V.P. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Kononenko A.P. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Kurennyiy E. G. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Sotnikov A.L. (Dr. Sci. (Eng.), Assoc. Prof.)*
Chentsov N. A. (Dr. Sci. /Eng./, Assoc. Prof.)*
Shabayev O.E. (Dr. Sci. /Eng./, Prof.)*
Shapovalov V.V. (Dr. Sci. /Chem./, Prof.)*
Yakovchenko A.V. (Dr. Sci. /Chem./, Prof.)*
** - staff members of the founder*

Address: 283001, Donetsk, 58, Artema St.
Phone +380 (62) 301-07-89
E-mail: vestnikdonntu@gmail.com
Internet: vestnik.donntu.org

Vestnik DonNTU
2021. No.1(23)

ISSN 2518-1653 (online)

Published since January, 2016
Publication frequency: 4 times a year

Certificate of State Registration
Series AAA No. 000133
dated 27.05.2017

The content and originality of the articles is the author's responsibility. The editorial opinion may not necessarily represent the views of the authors.
The content of advertising material is the advertiser's responsibility.

Subscribed to print
on the recommendation
of the Academic Council
Donetsk National Technical University
Protocol No.2 dated 26.03.2021

Format 60×84$^{1/8}$. Order 0321
Publishing house
"Donetsk Polytechnic", 2021

CONTENTS

ENGINEERING AND ENGINEERING SCIENCE

D.A. Vlasenko
Experimental substantiation of the method of determining the constructive parameters of rolls of a roll crusher with corrugated bandage surface 3

TRANSPORT, MINING AND CONSTRUCTION ENGINEERING

O.E. Shabaev, A.Yu. Dovgan
The method for the roadheader positioning in a mine working 11

O.E. Shabaev, V.G. Nechepaev, P.P. Zinchenko
Mathematical model for optimizing the parameters of shearers with small diameter augers 20

N.G. Afendikov, O.F. Larionov
Stable moments of direct current motors of drives with excavator mechanical characteristics of rotators of drilling rigs when operating in open pits of the Karakub limestone deposit 29

ELECTRICAL ENGINEERING

I.B. Guliaeva, M.K. Marenich, L.A. Mufel
Adaptation of the loop method for determining the location of cable damage to the conditions of application in the structure of a mining electrical complex 35

K.N. Marenich, E.S. Dubinka
Analysis of methods for suppressing reverse energy flows of asynchronous motors as a factor of protection against electric shock in the electrical installations of mines 42

METALLURGY AND MATERIALS SCIENCE

A.A. Troyanskij, A.Yu. Pasechnik, S.N. Ratiev
Development of a mathematical model for describing the thermal processes of obtaining bimetallic castings by electro slag remelting 51

INFORMATION

Requirements for the papers submitted to the Editorial office 49

Publication Information

– The journal publishes research papers of fundamental and applied nature, information on conferences, seminars and exhibitions. It covers the activities of the leading research and design institutes, industrial and commercial companies and technology parks.
– The journal provides information support for the marketing of competitive high-tech products, projects, scientific and technical developments and high technologies in various fields of industry.
– The journal is distributed free of charge in electronic format via the Internet. It provides informational support and participates in International scientific conferences and exhibitions.
– The journal is included into the Russian Index of Science Citation (RISC). Internet: elibrary.ru
– The journal is included in the list of peer-reviewed scientific publications of the Higher Attestation Commission (VAK) of the DPR. Internet: vak.mondnr.ru
– The editorial accepts for publication and reviews manuscripts on chemical and technical sciences, and the following groups of specialties: 05.02 – Engineering and engineering science; 05.05 – Transport, mining and construction engineering; 05.09 – Electrical engineering; 05.16 – Metallurgy and materials science; 05.17 – Chemical technology.

УДК 519.242.7+621.926

Д.А. Власенко /к.т.н./
ГОУ ВО ЛНР «Донбасский государственный технический институт» (Алчевск)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВАЛКОВ ВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ С РИФЛЕНОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ БАНДАЖЕЙ

Для подтверждения достоверности математической модели процесса захвата материала рифлеными валками дробилки в процессе дробления и методики определения основных конструктивных параметров рифленых валков дробильной машины в лабораторных условиях проведен многофакторный эксперимент по определению условий контактного взаимодействия куска дробимого материала с рифленой поверхностью бандажей на этапе его внедрения в рабочее пространство. На основании экспериментальных данных получены эмпирические зависимости для определения размера валика сетки, наносимого на рабочую поверхность бандажа, с помощью которых подтверждены аналитические зависимости для обоснования данного параметра рифленых валков.

Ключевые слова: *валковая дробилка, валок, рифленый бандаж, размер валиков сетки, многофакторный эксперимент.*

Постановка проблемы

Фракционная подготовка материалов широко используется в различных отраслях человеческой деятельности, особенно в металлургии черных и цветных металлов. В условиях металлургических предприятий процессы дробления и измельчения применяются для подготовки исходных шихтовых материалов путем дробления и измельчения сырья до необходимого фракционного состава. Для реализации данных процессов используются различные типы дробильных машин, в том числе и валковые дробилки.

Способы разрушения материала, применяемые в валковых дробилках, остаются относительно малоэффективными в плане энергозатрат и сопряжены со значительным износом рабочих органов дробильных машин [1…3], поэтому изучение и повышение эффективности дробильных машин с целью улучшения основных технико-экономических показателей самого процесса измельчения, а также увеличения срока службы узлов и деталей дробильных машин являются весьма актуальными и существенно сказываются на основных показателях любого технологического процесса [1,2].

В различных отраслях для фракционной подготовки сырья широкое распространение получили валковые дробилки различных конструкций [1…5]. Так, в металлургии применяются четырехвалковые дробильные машины [1,2], для повышения эффективности процесса измельчения материала, в которых используются верхние валки с рифленой рабочей поверхностью. Данная конструкция дробилки позволяет измельчать исходное сырье с более высоким верхним пределом фракционного состава и обеспечивает степень измельчения материала в дробилке в большем диапазоне. Подобные конструкции многовалковых дробильных машин применяются для фракционной подготовки различного твердого топлива, используемого в агломерационном производстве металлургических предприятий.

На основании предшествующих исследований [2,6,7] можно утверждать, что применение в четырехвалковых дробилках рифленых валков с наплавленными валиками сетки определенного размера на рабочей поверхности бандажей позволит использовать исходное сырье большей крупности, снизить износ рабочих органов и повысить эффективность самого процесса измельчения различных материалов. Однако методика определения конструктивных параметров сетки экспериментально не подтверждена и не проверена адекватность ее применения при измельчении различных материалов в дробильных машинах валкового типа.

Анализ последних исследований и публикаций

Четырехвалковые дробилки по конструкции представляют собой две пары валков, располо-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

женных одна над другой, при этом их можно рассматривать как две двухвалковые дробилки, смонтированные в одном корпусе.

Как сказано выше, для повышения эффективности процесса измельчения материала в данном типе дробильных машин используют верхние валки с рифленой или зубчатой поверхностью, а нижнюю пару, как правило, изготавливают с гладкой поверхностью бандажей. За счет этого достигается более высокая степень измельчения материала в дробилке в целом и снижение износа рабочих органов. С наилучшей стороны себя зарекомендовала конструкция верхних валков с рифленой поверхностью, которая обеспечивается тем, что на рабочую поверхность бандажа наносят сетку, образуемую продольными и поперечными выступающими валиками радиальной формы, нанесенной при помощи непрерывной электродуговой наплавки износостойким материалом [8]. Подобные конструктивные особенности четырехвалковых дробилок применяются на некоторых агломерационных фабриках металлургических предприятий при фракционной подготовке твердого топлива.

В работах [6,7] для обоснования конструктивных параметров сетки предложена методика определения необходимого радиуса валиков $r_в$. Зависимости, обоснованные в данных исследованиях, позволяют вычислить конструктивные параметры сетки, наплавляемой на рабочую поверхность бандажа для обеспечения условий захвата в рабочее пространство валков кусков дробимого материала, размеры которых превышают верхний предел фракции, при котором происходит захват гладкими валками.

Цель (задачи) исследования

Задачами данного исследования является подтверждение адекватности математической модели процесса захвата куска материала рифлеными валками дробилки при проведении многофакторного эксперимента в лабораторных условиях по определению условий контактного взаимодействия куска дробимого материала с рифленой поверхностью бандажей при его внедрении в рабочее пространство дробильной машины.

Основной материал исследования

В вышеописанных работах [6,7] для обоснования конструктивных параметров сетки предложена зависимость, по которой необходимый радиус валиков $r_в$ вычисляется как:

$$r_в = (R_б + r_k)\cos\left(\alpha_2 - \arccos\left(\frac{R_б + 0{,}5b}{R_б + r_k}\right)\right) - r_k - 0{,}5\cdot\left(2R_б^2 - 2r_k^2 + \cos 2\alpha_2\left(2R_б^2 + 4R_б(b - r_k) + b^2\right) - 4R_б r_k + \sin 2\alpha_2(2R_б + b)\times \sqrt{(2r_k - b)(4R_b + b + 2r_k)}\right)^{\frac{1}{2}}, \quad (1)$$

где α_2 – угол, необходимый для обеспечения условия захвата куска материала рифлеными валками [6,7] ($\alpha_2 = \mu - \frac{\sin\alpha_1 - \sin\mu + \mu(\cos\mu - \cos\alpha_1)}{\sin\alpha_1}$; α_1 – угол захвата куска дробимого материала в рабочее пространство для гладких валков, определяемый по зависимости $\alpha_1 = \arccos\left(\frac{R_б + 0{,}5b}{R_б + r_k}\right)$ [9]; $R_б$ – радиус рабочей поверхности бандажа валка; r_k – условный радиус куска материала; b – межвалковый зазор (ширина выходной щели между валками) [9]; μ – коэффициент трения измельчаемого материала по материалу бандажа валка).

При этом угол между центрами окружностей соседних валиков сетки β_2 определяется по следующей зависимости [6,7]:

$$\beta_2 = 2\arccos\left[\frac{R_б^2 - 0{,}5r_в^2 + r_к(R_б - r_в)}{R_б(R_б + r_к)}\right]. \quad (2)$$

С целью подтверждения достоверности выдвинутых теоретических предположений и более досконального изучения процесса дробления различных материалов в валковых дробилках с рифлеными валками с использованием 3D-принтера изготовлена экспериментальная установка, представляющая собой уменьшенную модель дробилки (безразмерный геометрический симплекс [10], характеризующий геометрическое подобие экспериментальной установки реальной валковой дробилке, составляет $Г_к$=0,1). Установка включает в себя два рабочих валка, вращающихся в опорах, закрепленных на станине стоек, с установленными на них шкивами и сменными бандажами с рифленой поверхностью (для изготовления рифленых бандажей валков использовался пластик ABS (ТУ 6-05-1609-77), (рис. 1). При этом крепление стоек на станине позволяет регулировать межвалковый зазор в необходимых пределах. Вращение валков при захвате куска материала рабочей поверхностью валиков сетки бандажей синхронизировано за счет ременной передачи.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

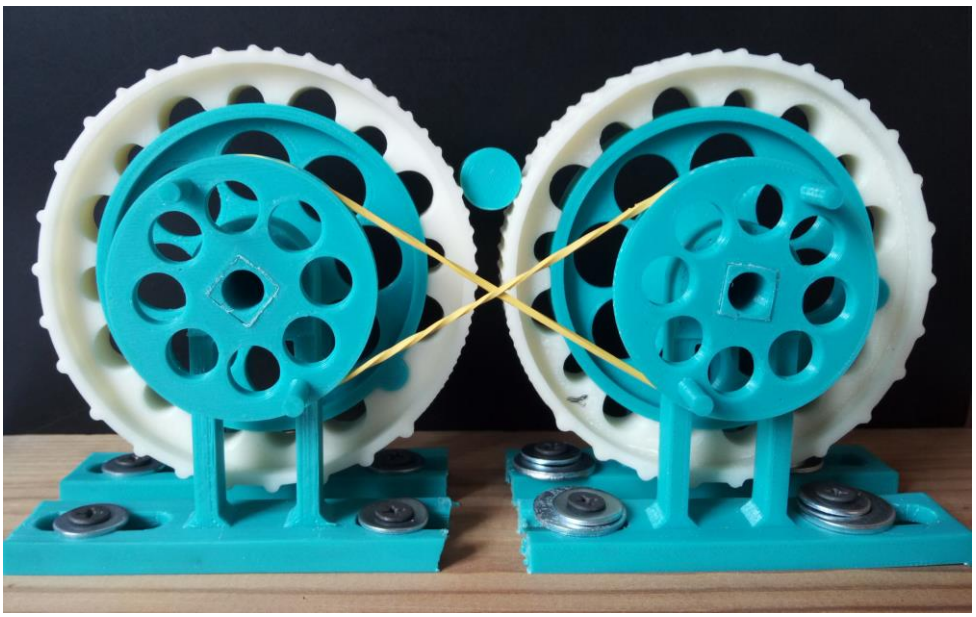


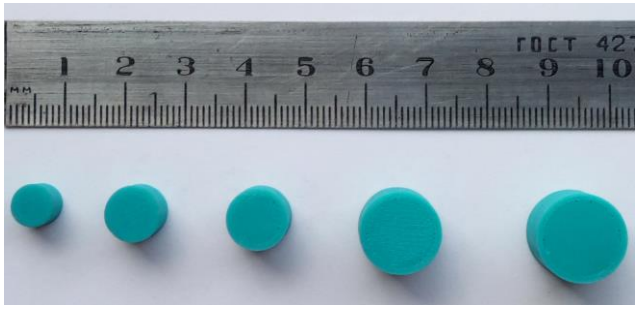
Рис. 1. Экспериментальная установка для определения условий захвата куска дробимого материла в валковой дробилке с рифленой поверхностью бандажей

При проведении исследований основным конструктивным параметрам рифленых валков в экспериментальной установке задавались следующие значения:

– радиус рабочей поверхности бандажа $R_б$=0,045 м;

– радиус рифлей бандажей $r_в$ от 0,5 мм до 3,8 мм с шагом 0,3 мм.

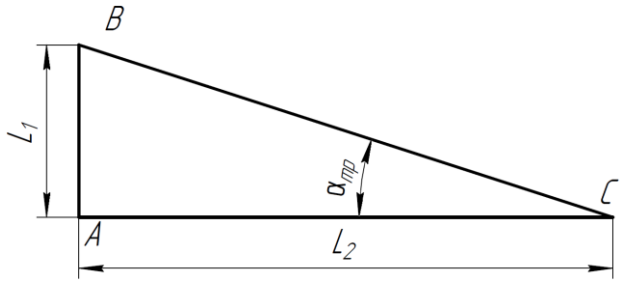
В качестве захватываемых кусков материала использовались цилиндры (рис. 2а) радиусом r_k (согласно матрице планирования (табл. 1) из пластика ABS с коэффициентами трения по материалу бандажа μ_n=0,21 (определялся экспериментально с помощью метода, основанного на равномерном скольжении вниз по наклонной плоскости [11] с помощью установки, представленной на рис. 2б, по зависимости $\mu = \tan\alpha_{тр} = \frac{L_1}{L_2}$, где L_1 – длина противолежащего катета треугольника ABC; L_2 – длина прилежащего катета (рис. 2в) (зависит от высоты катета AB, при которой начиналось движение куска материала относительно поверхности стола).



а



б



в

Рис. 2. *а* – куски требуемого размера; *б* – установка для определения коэффициента трения материала кусков по материалу бандажей валков; *в* – расчетная схема для определения угла трения

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Для проведения многофакторного эксперимента использовалось центральное композиционное ротатабельное униформпланирование второго порядка [12,13]. В качестве основных независимых факторов, определяющих радиус валика наплавляемой сетки на поверхности бандажа валка $r_в$, выбирались:

Табл.1. Уровни и интервалы варьирования факторов

	$x_1(b)$, мм	$x_2(r_к)$, мм
Основной уровень, $x_i = 0$	5,3	5,2
Интервал варьирования, I	0,5	1,3
Верхний уровень, $x_i = +1$	5,8	6,5
Нижний уровень, $x_i = -1$	4,8	3,9
Верхняя звездная точка, $x_i = +1{,}414$	6,0	7,0
Нижняя звездная точка, $x_i = -1{,}414$	4,6	3,4

– межвалковый зазор b, м;

– условный радиус куска материала r_k, м.

Выбор факторов и уровней их варьирования осуществлялся с учетом технических характеристик установки и условий процесса захвата материала с подобными параметрами процесса дробления твердого топлива в четырехвалковой дробилке ДЧГ 900×700 в условиях агломерационного процесса. Проверка воспроизводимости эксперимента проводилась по критерию Кохрена (при числе опытов равном 13, количестве повторностей 3 и уровне значимости 0,05 составляющего G=0,336); значимость коэффициентов определялась при сравнении опытных значений с табличным значением критерия Стьюдента $t_{ст}$=2,16; адекватность регрессионной модели определялась по критерию Фишера, табличное значение которого F=6,59 [12].

При проведении экспериментов по определению необходимого радиуса валика сетки на рабочей поверхности бандажа валка в дробилке для обеспечения условий захвата куска материала получены следующие значения (табл. 2).

Табл. 2. Экспериментальные значения необходимого радиуса валика сетки для обеспечения условий захвата куска материала

Радиус валика сетки, обеспечивающий захват куска дробимого материала	№ эксперимента п/п												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
$r_{в_1}$	0,3	0	2,6	2,0	0,8	0,8	0	3,2	0,5	0,8	0,8	0,5	0,8
$r_{в_2}$	0	0	2,6	1,7	0,8	0,5	0,3	3,2	0,5	0,8	0,5	0,8	0,8
$r_{в_3}$	0	0	2,3	1,7	1,1	0,5	0	2,9	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
$\bar{r}_в$	0,1	0	2,5	1,8	0,9	0,6	0,1	3,1	0,6	0,8	0,7	0,7	0,8

После обработки данных экспериментальных исследований получены коэффициенты регрессии и соответствующие экспериментальные значения критерия Стьюдента $t_э$, представленные в табл. 3, из которой следует, что все коэффициенты полиномиальных зависимостей, кроме b_{11}, являются значимыми.

После определения значимости коэффициентов регрессии получена адекватная функция отклика:

$$y(x_1, x_2) = -0{,}15x_1 + 1{,}06x_2 - \\ - 0{,}005x_1^2 + 0{,}42x_2^2 - 0{,}15x_1x_2 + 0{,}72 . \quad (3)$$

Согласно обработке данных экспериментальных исследований методами математической статистики [12], критерии Кохрена и Фишера составили: $F_{K_1} = 0{,}22$, $F_{Ф_1} = 5{,}67$, что подтверждает адекватность полученной регрессионной модели.

В натуральном виде [12] регрессионная зависимость от функции отклика (3) для определения необходимого радиуса валика сетки $r_в$, обеспечивающего условия захвата куска материала определенного радиуса рифлеными валками, принимает следующий вид:

$$r_в = 0{,}93b - 0{,}61r_к + 0{,}26r_к^2 - 0{,}24b\,r_к - 1{,}5 . \quad (4)$$

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

С целью проверки адекватности зависимостей для определения радиуса валика $r_в$ проведен сравнительный анализ значений, полученных по формуле (1) и функции откликов (4) (табл. 4).

Статистическая обработка экспериментальных данных показывает, что относительная погрешность определения необходимого радиуса валика сетки рифленого валка по формуле (1) в сравнении с эмпирическими значениями равна 0,8…177,7 %. При этом среднее относительное отклонение теоретических данных от фактических составило 30,5 % [14]. Однако в данном случае необходимо учитывать, что экспериментальные исследования проводились с рифлями валков с размерами более 0,3 мм, что существенно сказывается на точности результатов, полученных с помощью регрессионной зависимости в меньших диапазонах размеров валиков.

Табл. 3. Значение коэффициентов регрессии и критериев Стьюдента $t_э$

Коэффициент регрессии	Значение коэффициента	Значение критериев Стьюдента $t_э$
b_0	0,72	5,79
b_1	–0,15	2,24
b_2	1,06	15,45
b_{11}	–0,005	0,09
b_{22}	0,42	8,26
b_{12}	–0,15	2,24

Табл. 4. Значения необходимого радиуса валика $r_в$, полученные по аналитической и регрессионной зависимостям и абсолютной погрешности эксперимента

№ п/п	Результаты		Погрешность, %
	По регрессионной зависимости (4)	По формуле (1)	
1	0,05	0,09	71,6
2	0,04	0,002	96,3
3	2,45	2,34	4,3
4	1,83	1,82	0,8
5	0,9	0,96	7,0
6	0,45	0,48	6,7
7	0,04	0,1	177,7
8	3,0	2,88	3,9
9	0,67	0,71	5,7
10	0,67	0,71	5,7
11	0,67	0,71	5,7
12	0,67	0,71	5,7
13	0,67	0,71	5,7
Средняя погрешность, %			30,5

На основании вышесказанного можно исключить из расчетов результаты, при которых значение необходимого радиуса рифлей менее 0,3 мм (№№ 1, 2, 7 (табл. 4). Тогда среднее относительное отклонение теоретических данных от фактических составит 5,1 %, что с достаточной степенью точности подтверждает достоверность предложенных теоретических методов по определению необходимого радиуса валика сетки для обеспечения захвата куска материала рифлеными валками при дроблении твердого топлива в реальных условиях (необходимый радиус валиков сетки значительно больше соответствующего размера 3 мм с учетом геометрического симплекса подобия модели).

С целью наглядного отображения адекватности значений, полученных по предложенной аналитической формуле (1), и экспериментальных данных, определенных по эмпирической зависимости (4), построены графики поверхностей, отображающие значения необходимых радиусов валика сетки $r_в$ для обеспечения условий захвата куска материала от размера межвалкового зазора и условного радиуса куска дробимого материала (рис. 3).

Как видно из анализа графиков, поверхность, полученная с помощью теоретической зависимости (1), описывающая характер изменения конструктивных параметров сетки валка, достаточно близко совпадает с опытными значениями (4), что подтверждает адекватность результатов предшествующих исследований, в частности зависимости определения необходимого радиуса валика $r_в$ для обеспечения условия захвата кусков определенной фракции в рабочее пространство валковой дробилки с рифлеными валками.

Таким образом, в работе подтверждены ранее предложенные методика и аналитические зависимости конструктивных параметров верхних валков четырехвалковой дробилки с рифленой рабочей поверхностью бандажей, применяемых для измельчения различных каменно-рудных материалов.

Для дальнейших исследований перспективным направлением является метод комбинационного синтеза дробилок с использованием верхних рифленых валков, направленный на реализацию сочетания достоинств в одном устройстве дробильных машин данного типа с различными конструктивными особенностями. В настоящее время такие работы проводятся в Донбасском государственном техническом институте с привязкой к условиям фракционной подготовки твердого топлива

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

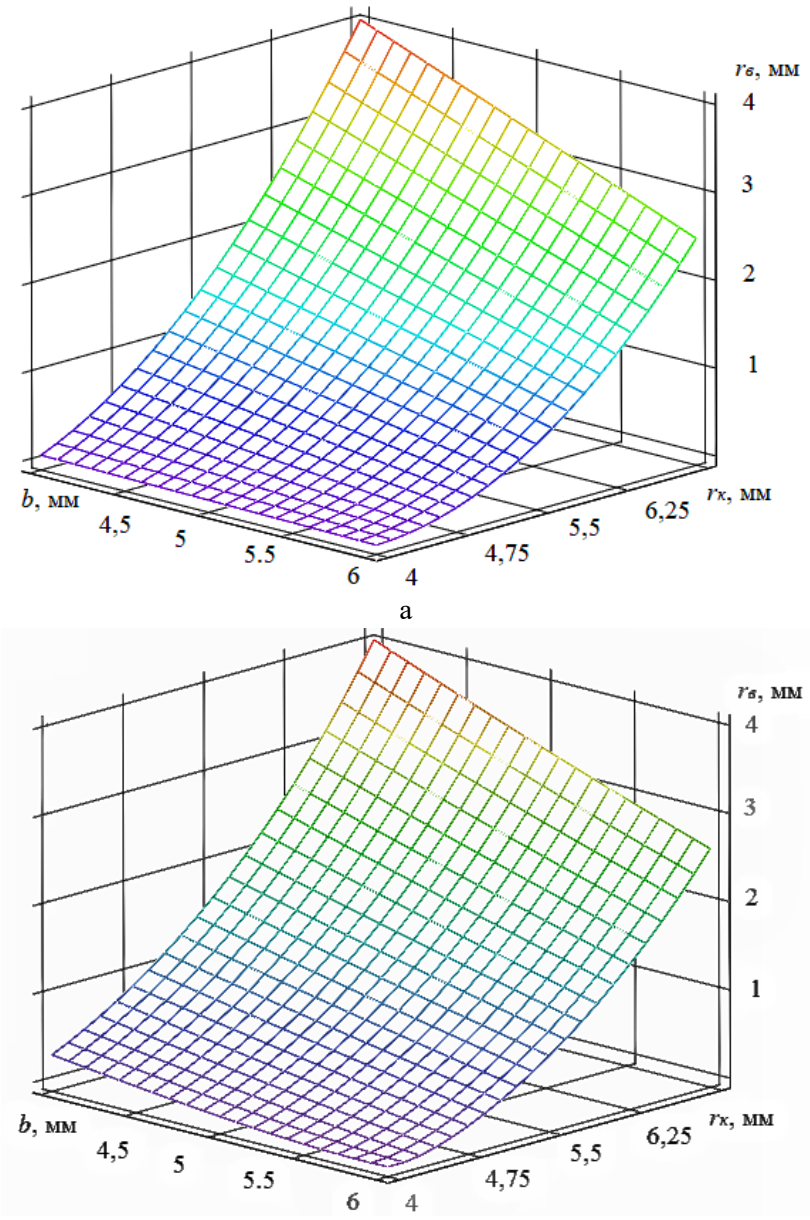


Рис. 3. Графики зависимостей необходимого радиуса валика $r_в$:
а – экспериментальная; *б* – теоретическая

в агломерационном производстве Филиала № 12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС» (бывшее ПАО «Алчевский металлургический комбинат») и ПАО «Новолипецкий металлургический комбинат».

Выводы

С помощью экспериментальной модели валковой дробилки в лабораторных условиях проведен многофакторный эксперимент по определению условий контактного взаимодействия куска дробимого материала с рифленой поверхностью бандажей на этапе его внедрения в рабочее пространство.

На основании экспериментальных данных получены эмпирические зависимости размера валика сетки, наносимого на рабочую поверхность бандажа, с помощью которых подтверждены аналитические зависимости для обоснования данного параметра рифленых валков.

Проведенные экспериментальные исследования показали сходимость с теоретическими результатами на уровне 95 %, что свидетельствует о высокой степени достоверности принятой математической модели для реальных условий дробления материалов в валковой дробилке.

Перспективным и в то же время необходимым направлением развития данных исследований является аналитическое обоснование энергосиловых параметров процесса дробления раз-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

личных материалов в валковой дробилке с рифленой поверхностью бандажей с дальнейшим испытанием в лабораторных, а затем и промышленных условиях, что, в свою очередь, позволит обосновать технико-эксплуатационные характеристики четырехвалковых дробилок с конкретными конструктивными параметрами рифленых верхних валков при измельчении и дроблении различных видов каменно-рудного сырья.

Список литературы

1. Subba Rao, D.V. Minerals and Coal Process Calculations. – London: Taylor & Francis Group, 2016. – 354 p.
2. Власенко, Д.А. Технические решения в области проектирования и повышения эффективности дробильно-измельчительных машин // Инновационные перспективы Донбасса. Т.3. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. – Донецк: ДонНТУ, 2020. – С. 88-92.
3. Egbe, E.A.P. Design, Fabrication and Testing of a Double Roll Crusher / E.A.P. Egbe, O.A. Olugboji // International Journal of Engineering Trends and Technology (IJETT). – Seventh Sense Research Group, 2016. – No.11. Vol.35. – P. 511-515.
4. Comparison of grinding characteristics in high-pressure grinding roller (HPGR) and cone crusher (CC) / L. Lei [et al.] // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2017. – No.53(2). – P. 1009-1022.
5. An Improved High-Pressure Roll Crusher Model for Tungsten and Tantalum Ores / H. Anticoi [et al.] // Journal of Materials Research and Technology. – 2019. – Iss.6. Vol.8. – P. 5476-5489.
6. Власенко, Д.А. Математическое моделирование процесса захвата материала рифлеными валками в валковых дробилках // Сб. науч. тр. ДонГТУ. – Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. – №18(61). – С. 122-130.
7. Власенко, Д.А. Обоснование конструктивных параметров и перспективы использования рифленых валков в четырехвалковых дробилках // Вестник Донецкого национального технического университета. – Донецк: ДонНТУ, 2020. – Вып.№1(19). – С. 15-23.
8. Пат. 188107 РФ, МПК B02C 4/30. Валок четырехвалковой дробилки / А.П. Жильцов, Г.А. Билан, Д.А. Власенко, Э.П. Левченко, Р.С. Мележик. – № 2018134232; заявл. 27.09.2018; опубл. 28.03.2019.
9. Клушанцев, Б.В. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации / Б.В. Клушанцев, А.И. Косарев, Ю.А. Муйземнек. – М.: Машиностроение, 1990.– 320 с.
10. Основы теории и техники физического моделирования и эксперимента: учебное пособие / Н.Ц. Гатапова [и др.]. – Тамбов: ТГТУ, 2014. – 77 с.
11. Билимович, Б.Ф. Законы механики в технике. – М.: Просвещение, 1975. – 58 с.
12. Белай, Г.Е. Организация металлургического эксперимента: учеб. пособ. для вузов / Г.Е. Белай, В.В. Дембовский, О.В. Соценко; под ред. В.В. Дембовского. – М.: Металлургия, 1993. – 256 с.
13. Особенности математического моделирования механических процессов металлургических машин / Э.П. Левченко [и др.] // Modern problems of theory of machines. – North Charleston: CreateSpace, 2016. – №4(1). – С. 14-16.
14. Математические методы обработки результатов измерений: учебник для вузов / В.С. Сизиков. – СПб.: Политехника, 2001. – 239 с.

D.A. Vlasenko /Cand. Sci. (Eng.)/
Donbas State Technical Institute (Alchevsk)

EXPERIMENTAL SUBSTANTIATION OF THE METHOD OF DETERMINING THE CONSTRUCTIVE PARAMETERS OF ROLLS OF A ROLL CRUSHER WITH CORRUGATED BANDAGE SURFACE

Background. *Crushing solid fuel in the conditions of the agglomeration process is quite energy-intensive, while high requirements are imposed on the physical and technical parameters of the finished product, which determines the importance of this research and improvement of these processes to reduce energy consumption and improve the quality indicators of the crushing process.*
Materials and/or methods. *The purpose of this paper is to confirm the adequacy of the mathematical model of the process of capturing a piece of material by the grooved rolls of the crusher under laboratory conditions during a multi-factor experiment to determine the conditions of contact interaction of a piece of crushed material with the grooved surface of the bandages when it is introduced into the working space of the crushing machine.*

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Results. *Using an experimental model of a roller crusher, a multi-factor experiment was conducted in the laboratory to determine the conditions of contact interaction between a piece of crushed material and the corrugated surface of the bandages at the stage of its introduction into the working space. Based on experimental data, empirical dependences of the size of the mesh roller applied to the working surface of the bandage are obtained, with the help of which analytical of a four-roll crusher with certain design parameters of grooved upper rolls for introduction into agglomeration production. Dependences for justifying this parameter of grooved rolls are confirmed. The conducted experimental studies showed a 95 % convergence with the theoretical results, which indicates the reliability of the accepted mathematical model for the real conditions of crushing materials in a roller crusher.*
Conclusion. *A promising and at the same time necessary direction for the development of these studies is the analytical justification of the energy-power parameters of the crushing process of various materials in a roll crusher with a grooved surface of bandages with further testing in the laboratory and then industrial conditions, which, in turn, will allow justifying the technical and operational characteristics of four-roll crushers with specific design parameters of grooved upper rolls when grinding and crushing various types of stone and ore raw materials The results of the research can be used as recommendations for determining the technical and operational characteristics.*

Keywords: *roller crusher, roller, grooved bandage, mesh roller size, multi-factor experiment.*

Сведения об авторе
Д.А. Власенко
SPIN-код: 6296-2040
Author ID: 977842
ORCID iD: 0000-0002-6829-061X
Author ID: 57211713792
Телефон: +380 (72) 179-70-56
Эл. почта: vlasdmitrij@yandex.ru

Статья поступила 25.02.2021 г.
© Д.А. Власенко, 2021
Рецензент д.т.н., проф. С.П. Еронько



УДК 622.232.7

О.Е. Шабаев /д.т.н./
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)
А.Ю. Довгань
ГУ «Автоматгормаш им. В.А. Антипова» (Донецк)

СПОСОБ ПОЗИЦИОНИРОВАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА В ВЫРАБОТКЕ

Предложен способ определения положения проходческого комбайна в системе координат выработки. По разработанному алгоритму на основе математического моделирования теоретически подтверждена возможность удержания проходческого комбайна в коридоре ±50 мм при условии обеспечения необходимой точности и количества измерений.

Ключевые слова: *проходческий комбайн, позиционирование, способ, алгоритм, математическая модель, дальномер, коридор.*

Постановка проблемы

Увеличение нагрузки на добычные забои, продиктованное экономической целесообразностью, требует своевременной подготовки новых лав и прохождения магистральных выработок. Повышение темпов прохождения подготовительных выработок проходческими комбайнами, в свою очередь, требует обеспечения максимальной производительности при наименьших удельных энергозатратах и временных потерях. При этом управление машиной осуществляется в дистанционном режиме в пределах видимости в условиях повышенной вибрации, запыленности и влажности.

Как показали предыдущие исследования [1], смещение комбайна относительно продольной оси выработки приводит к снижению эффективности его работы. Так, смещение проходческого комбайна обуславливает снижение теоретической производительности до 43,7 %, повышение удельных энергозатрат на разрушение и времени цикла обработки забоя – соответственно до 64,1 % и 56,6 %, а также снижение ресурса элементов трансмиссии исполнительного органа для подшипников до 43 %, валов и зубчатых колес до 64 %. При этом было отмечено, что допустимое смещение проходческого комбайна относительно продольной оси выработки, не влияющее на его эффективность, находится в пределах ±50 мм.

Таким образом, актуальным становится вопрос определения способа позиционирования проходческого комбайна в системе координат выработки с сохранением выбранного направления и удержанием машины в пределах установленного коридора для обеспечения требуемой производительности, равномерности нагрузки на привод резания и сохранения ресурса силовых систем.

Анализ последних исследований и публикаций

Изучением вопроса позиционирования проходческого комбайна в выработке отечественные проектно-конструкторские институты занимаются с конца 1970-х годов [2, 3]. На ранних этапах основное направление исследований касалось обеспечения безопасности оператора, выведения его на безопасное расстояние от машины, и на программную обработку забоя по образцовому циклу. При этом используется мехатронный подход к проектированию проходческого комбайна с интеллектуальной обучающейся системой управления, способной запоминать циклы и условия разрушения горного массива. Причем передвижка и точность позиционирования машины в забое остается на ответственности оператора.

В современных исследованиях [4…8] упор делается на позиционировании машины с определением траектории ее движения в толще породы и установлением направления движения. В работе [4] предлагается мультисенсорная система позиционирования проходческого комбайна с использованием гироскопа, инерциальных датчиков, электронного тахеометра, контрольной метки-мишени и датчиков раздвижности гидродомкратов. При этом привязка ведется к магнитному полюсу земли, а не к реальной выработке. На основе технологии *Time-Difference-of-Arrival (TDOA),* используемой в [5], предлагаются три алгоритма позиционирования: *Indirect positioning algorithm (IPA-D)* (алгоритм косвенного позиционирования), *Taylor series expansion algorithm (Taylor-D)* (разложение в ряд Тейлора), и *Chan positioning algorithm (Chan-D)* (алгоритм позиционирования Чана). При первом алгоритме достигается лучший результат и на дистанции 95 м достигается сантиметровая точность, после

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

чего идет нарастание ошибки. В [6] предлагается использование лазеров и меток для позиционирования щитовых комбайнов. В [7,8] предлагаются системы лазеров в выработке, лазерных камер и маркеров с алгоритмом для определения смещения. Этот метод измерения показывает ошибку смещения до 10 мм с использованием высокоточных лазеров.

Рассмотренные методы имеют ряд недостатков, как то: избыточное количество датчиков, отвязка от реальной выработки и привязка к магнитным полюсам, использование маркеров, размещение стационарных лазерных излучателей в выработке. В то же время, использование лазеров с фильтрующими элементами позволяет работать подобным системам в условиях повышенной запыленности.

Цель (задачи) исследования

Целью работы является разработка способа определения положения проходческого комбайна в системе координат выработки и минимизации отклонения от средней линии выработки для обеспечения эффективности его функционирования.

Основной материал исследования

Согласно поставленной цели был предложен способ определения положения проходческого комбайна в системе координат выработки. На рис. 1 представлен способ определения местоположения проходческого комбайна относительно продольной оси выработки путем поочередного измерения расстояния до арок крепи в плоскости параллельной почве выработки. Способ предусматривает фиксацию расстояния от места установки датчиков (дальномеров) на корпусе комбайна до фиксированного количества арок крепи m слева и справа при соответствующих углах поворота чувствительного элемента ($l_{ЛД}$, βл), ($l_{ПД}$, βп). Измерение производится до и после передвижки проходческого комбайна. Измеренные значения записываются в память контроллера системы позиционирования, по полученным данным вычисляется смещение проходческого комбайна относительно оси выработки и выдается значение корректирующего смещения. При передвижке комбайна на величину $\Delta X_К$, соответствующую глубине зарубки коронки (кратной шагу установки арочной крепи), оператор устанавливает проходческий комбайн относительно продольной оси выработки со смещением ΔL в допустимом коридоре ±50 мм с учетом рекомендованного корректирующего смещения. После передвижки машины повторно измеряются расстояния до предыдущих арок (m-1), а также производится измерение до следующей арки. После каждого цикла обработки забоя операция повторяется.

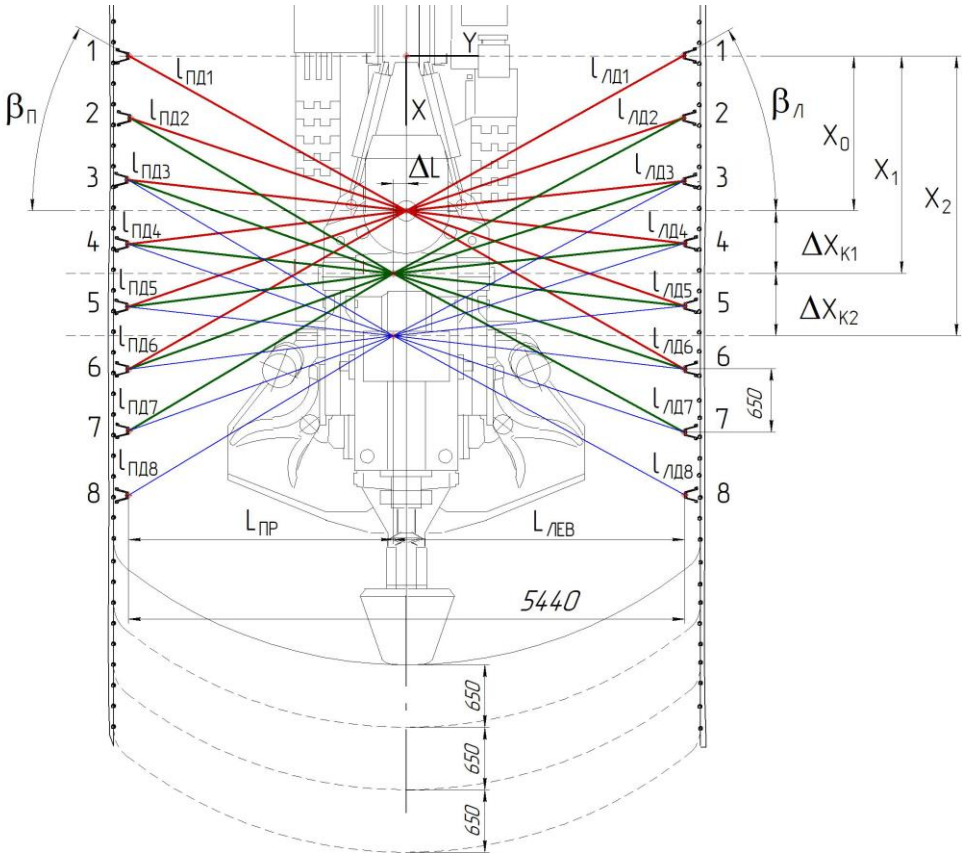


Рис. 1. Способ определения местоположения проходческого комбайна

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Для реализации предложенного способа определения местоположения проходческого комбайна в системе координат выработки разработан алгоритм, представленный на рис. 2.

Алгоритм, представленный на рис. 2, предполагает поэтапную обработку данных, полученных от левого и правого дальномеров, определение координат комбайна и арок крепи, определение смещения проходческого комбайна относительно продольной оси выработки и выдачу корректирующего смещения комбайна для удержания машины в пределах допустимого коридора.

На первом этапе алгоритма введенные данные после предварительной обработки формируются в массивы данных $L_{лев}$ и $L_{пр}$ расстояния по нормали для левых и правых стоек арочной крепи:

$$L_{ЛЕВ} = \begin{matrix} L_{ЛЕВ1} & L_{ЛЕВ2} & & L_{ЛЕВn-6} & L_{ЛЕВn-5} \\ L_{ЛЕВ2} & L_{ЛЕВ3} & & L_{ЛЕВn-5} & L_{ЛЕВn-4} \\ L_{ЛЕВ3} & L_{ЛЕВ4} & \cdots & L_{ЛЕВn-4} & L_{ЛЕВn-3} \\ L_{ЛЕВ4} & L_{ЛЕВ5} & & L_{ЛЕВn-3} & L_{ЛЕВn-2} \\ L_{ЛЕВ5} & L_{ЛЕВ6} & & L_{ЛЕВn-2} & L_{ЛЕВn-1} \\ L_{ЛЕВ6} & L_{ЛЕВ7} & & L_{ЛЕВn-1} & L_{ЛЕВn} \end{matrix} \quad (1)$$

$$L_{ПР} = \begin{matrix} L_{ПР1} & L_{ПР2} & & L_{ПРn-6} & L_{ПРn-5} \\ L_{ПР2} & L_{ПР3} & & L_{ПРn-5} & L_{ПРn-4} \\ L_{ПР3} & L_{ПР4} & \cdots & L_{ПРn-4} & L_{ПРn-3} \\ L_{ПР4} & L_{ПР5} & & L_{ПРn-3} & L_{ПРn-2} \\ L_{ПР5} & L_{ПР6} & & L_{ПРn-2} & L_{ПРn-1} \\ L_{ПР6} & L_{ПР7} & & L_{ПРn-1} & L_{ПРn} \end{matrix},$$

где n – количество арок крепи, пройденных комбайном от начального положения.



Рис. 2. Алгоритм реализации способа определения местоположения проходческого комбайна по данным дальномеров

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

В соответствии с алгоритмом, представленным на рис. 2, для определения смещения проходческого комбайна после передвижки в процессе прохождения выработки разработана математическая модель, зависимости (2)…(7), учитывающая погрешность измерений, неточность в установке арок крепи относительно средней линии выработки в поперечной плоскости и несовпадение шага установки арок крепи в продольной плоскости.

Разработанная математическая модель предполагает последовательное вычисление значений сдвига проходческого комбайна относительно продольной оси выработки и определение корректирующего воздействия на величину смещения.

На втором этапе алгоритма определяется смещение относительно предыдущего положения.

Для определения матрицы значений сдвигов $\Delta L_{ЛД}$, $\Delta L_{ПД}$ комбайна по измеренным данным дальномеров предложена схема, представленная на рис. 3. На рис. 3 представлена схема для определения матрицы сдвигов проходческого комбайна для левого дальномера, для правого – схема аналогична. Схема предусматривает попарное вычитание значений предыдущего измерения из последующего для арок с одинаковым номером.

В соответствии со схемой рис. 2 элементы матрицы сдвигов определяются следующим образом:

$$\Delta L_{ЛД_{i,j}} = L_{ЛЕВ_{i,J}} - L_{ЛЕВ_{i+1,j-1}} \quad i = 1...m\text{-}1,\ j = 2...n,$$
$$\Delta L_{ПД_{i,j}} = L_{ПР_{i,J}} - L_{ПР_{i+1,j-1}} \qquad (2)$$

где m – количество строк в матрице данных (равно количеству измерений за проход).

Размерность полученных матриц $\Delta L_{ЛД}$, $\Delta L_{ПД}$ – (m-1,n).

На третьем этапе алгоритма для уменьшения влияния погрешности измерения расстояния на вычисления смещение комбайна относительно предыдущего положения определяется как

$$\Delta L_{Л_j} = \frac{\sum_{i=0}^{k} \Delta L_{ЛД_{k,j}}}{k},\ \Delta L_{П_j} = \frac{\sum_{i=0}^{k} \Delta L_{ПД_{k,j}}}{k}, \qquad (3)$$

где $k = 1…m$-1.

При этом формируются новые одномерные массивы сдвигов комбайна относительно предыдущего положения, вычисленные по показаниям левого и правого дальномеров, с добавлением нового элемента после каждой передвижки.

$$L_{ЛЕВ} = \begin{matrix} L_{ЛЕВ1} \\ L_{ЛЕВ2} \\ L_{ЛЕВ3} \\ L_{ЛЕВ4} \\ L_{ЛЕВ5} \\ L_{ЛЕВ6} \end{matrix} \begin{matrix} L_{ЛЕВ2} \\ L_{ЛЕВ3} \\ L_{ЛЕВ4} \\ L_{ЛЕВ5} \\ L_{ЛЕВ6} \\ L_{ЛЕВ7} \end{matrix} \begin{matrix} \cdots \\ \\ \\ \\ \\ \end{matrix} \begin{matrix} L_{ЛЕВn-6} \\ L_{ЛЕВn-5} \\ L_{ЛЕВn-4} \\ L_{ЛЕВn-3} \\ L_{ЛЕВn-2} \\ L_{ЛЕВn-1} \end{matrix} \begin{matrix} L_{ЛЕВn-5} \\ L_{ЛЕВn-4} \\ L_{ЛЕВn-3} \\ L_{ЛЕВn-2} \\ L_{ЛЕВn-1} \\ L_{ЛЕВn} \end{matrix}$$

Рис. 3. Схема определения матрицы сдвигов проходческого комбайна

На четвертом этапе алгоритма определяются координаты комбайна и стоек крепи в системе координат выработки.

Смещение проходческого комбайна по показаниям левого и правого дальномеров $\Delta L_{ЛК}$, $\Delta L_{ПК}$ определяется как сумма значений сдвигов относительно предыдущего положения $\Delta L_{Л}$, $\Delta L_{П}$.

$$\Delta L_{ЛК} = \sum_{i=0}^{n} \Delta L_{Л_i},\ \Delta L_{ПК} = \sum_{i=0}^{n} \Delta L_{П_i}, \qquad (4)$$

где n – текущее количество передвижек с начала прохождения выработки.

Таким образом, формируются одномерные массивы смещений комбайна относительно средней линии выработки, определенные по показаниям левого и правого датчиков с добавлением новых значений после каждой передвижки.

Координата комбайна в системе координат выработки определяется как среднее арифметическое между текущим значением смещения (2) левому и правому датчикам:

$$Y_{K_i} = \frac{\Delta L_{ЛК_i} + \Delta L_{ПК_i}}{2}. \qquad (5)$$

Для определения координат арок крепи корректируются значения в столбцах полученных измерений матрицы $L_{ЛЕВ}$, $L_{ПР}$ на координату комбайна:

$$Y_{ЛА_{i,j}} = L_{ЛЕВ_{i,j}} - Y_{K_j},\ Y_{ПА_{i,j}} = L_{ПР_{i,j}} - Y_{K_j}. \qquad (6)$$

При этом формируются матрицы координат левых и правых стоек арочной крепи такой (3) размерностью, причем данные измерений в столбцах повторяются.

Для определения координат левых и правых стоек крепи с учетом погрешности измерений предложен метод вычисления координат. На рис. 4 приведена схема определения координат для левых стоек крепи, для правых стоек метод аналогичен:

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

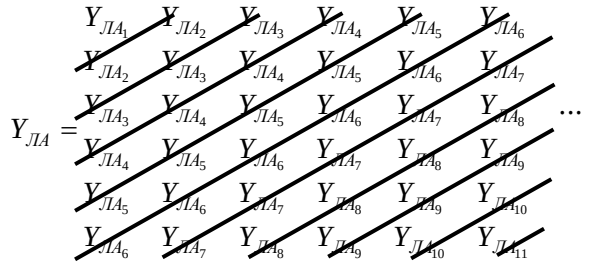


Рис. 4. Схема вычисления координат стоек крепи

В соответствии со схемой на рис. 4 координаты, находящиеся на диагоналях, усредняются. При этом двумерный массив значений координат левых и правых арок преобразуется в одномерный, в котором номер значения соответствует номеру арки с начала измерения. Координаты $Y_{\text{П}}$ записываются с отрицательным знаком:

$$Y_{Л} = \begin{cases} Y_{ЛА_{1,1}} & \text{для } i = 1 \\ \dfrac{\sum_{k=1}^{i} Y_{ЛА_{k,i-k+1}}}{i} & \text{для } i \in 2 \div 5 \\ \dfrac{\sum_{k=1}^{6} Y_{ЛА_{k,i-k+1}}}{6} & \text{для } i \geq 6 \end{cases} \quad (7)$$

$$Y_{Л} = \begin{cases} -Y_{ПА_{1,1}} & \text{для } i = 1 \\ -\dfrac{\sum_{k=1}^{i} Y_{ПА_{k,i-k+1}}}{i} & \text{для } i \in 2 \div 5 \\ -\dfrac{\sum_{k=1}^{6} Y_{ПА_{k,i-k+1}}}{6} & \text{для } i \geq 6, \end{cases} \quad (7)$$

где i – номер столбца в двумерной матрице $Y_{\text{ЛА}}$.

Координата X арок и комбайна определяется аналогично методом вычисления расстояний между арками по оси X в каждом измерении.

Таким образом, описанный способ определения местоположения проходческого комбайна позволяет определить смещение проходческого комбайна относительно продольной оси выработки при фиксированном количестве измерений, а также определять в реальном времени координаты проходческого комбайна и арок крепи в системе координат выработки, установить четкое соответствие между ними и выработать корректирующее смещение для удержания машины в пределах коридора ±0,05 м относительно средней линии с целью обеспечения требуемой производительности и энергоэффективности и сохранения ресурса силовых систем [1].

Для определения влияния количества измерений и допустимой погрешности дальномеров на точность позиционирования проходческого комбайна относительно продольной оси выработки после формирования корректирующего смещения были проведены модельные исследования с использованием вышеприведенной модели.

В качестве объекта исследования был принят проходческий комбайн избирательного действия типа КСП-35 с осевой коронкой диаметром 1050 мм.

При моделировании приняты представительные условия, описанные в [9]. Ширина выработки по аркам крепи составляет 5440 мм, расстояние между арками постоянной крепи составляет 650 мм.

Входными величинами являлись значения расстояний от места установки датчиков до стоек крепи, расположенных со смещением в случайном порядке относительно оси выработки, измеренные дальномерами слева и справа от проходческого комбайна; углы поворота чувствительного элемента при каждом измерении и сгенерированные случайным способом значения погрешности измерений. На основе опыта эксплуатации проходческих комбайнов с учетом переборов и неровности стенок подготовительной выработки принят разброс в поперечной плоскости значений расстояния от арок до средней линии равный 300 мм. С учетом длины затяжки и способа жесткой фиксации арок между собой принят разброс значений шага установки арок 60 мм. Проведенный анализ представленных на рынке средств измерения расстояния (дальномеров) показывает колебание погрешности измерений в зависимости от применяемого типа чувствительного элемента, конструктивных особенностей, качества и цены изделия на уровне 0,2…2 % от диапазона измеряемой величины.

Для получения массивов значений расстояния от продольной оси до арок крепи по нормальному закону распределения вероятности сгенерированы 300 значений с величиной отстояния от средней линии 2,72±0,15 м, при этом шаг установки арок крепи составляет 0,65±0,03 м. Таким образом, были сгенерированы исходные данные, соответствующие длине выработки 195 м. Также по нормальному закону распределения вероятности сгенерированы значения смещения комбайна влево и вправо относительно средней линии с разбросом ±50 мм. Значения смещения учтены при формировании массивов данных измерения расстояния от арок до комбайна. Исходные данные для моделирования представлены на рис. 5. Также при формирова-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

нии матриц измерений для каждого варианта количества измерений сгенерирована погрешность по нормальному закону распределения, соответствующая уровню 0,1 %, 0,5 %, 1 % и 2 % от диапазона измерений.

Максимальное количество измерений расстояния до арки крепи за одну передвижку – 8, что ограничивается углом поворота чувствительного элемента и дальностью измерения. Минимальное количество измерений – 4, что обусловлено погрешностью измерения расстояния дальномером и требуемой точностью позиционирования.

На рис. 5 представлены сгенерированные расстояния от продольной оси до арок крепи (отмечены крестами) и смещения комбайна от продольной оси выработки (отмечены круглыми маркерами) для первых 50 м выработки. Координата *Y* указывает на расстояние от стойки крепи до средней линии выработки, координата *X* – пройденное расстояние от начала измерения.

Выходными величинами явились значения погрешности позиционирования проходческого комбайна относительно средней линии после корректирующего воздействия.

Для реализации поставленной задачи модельных исследований был разработан план проведения вычислительного эксперимента (табл. 1).

Эксперимент реализовывался как полнофакторный, с перебором всех возможных вариантов сочетания количества измерений и погрешности измерений по табл. 1.

В качестве примера на рис. 6 представлены закономерности величины смещения проходческого комбайна относительно оси выработки после корректировки с изменяющейся погрешностью (рис. 6а) для шести измерений, а также закономерности для неизменной погрешности 0,5 % при 4, 6 и 8 измерениях (рис. 6б) от количества пройденных арок *N*.

Табл.1. План вычислительного эксперимента

Фактор	Уровень фактора
Количество измерений при каждой передвижке проходческого комбайна	4, 6, 8
Погрешность измерений расстояния до арок крепи, %	0,1; 0,5; 1; 2

На рис. 6а цифрами 1,2,3 и 4 обозначены кривые изменения положения проходческого комбайна в выработке при погрешности измерения расстояния от комбайна до стоек арочной крепи 0,1 %, 0,5 %, 1 % и 2 % соответственно. Как видно из рисунка, при увеличении погрешности измерения увеличивается отклонение машины относительно продольной оси выработки и расширяется коридор, в котором система позиционирования способна ее удержать. При возрастании погрешности увеличивается ее влияние на накопление ошибки корректировки положения машины в выработке. Так, погрешность в 1 % на треть сокращает длину регулируемого участка, вдоль которого возможно удержание комбайна в пределах заданного коридора, что приводит к необходимости частого сброса данных и возобновления алгоритма вычисления местоположения.

На рис. 6б цифрами 5,6 и 7 обозначены кривые изменения местоположения комбайна в выработке относительно ее оси при фиксированном значении погрешности измерения 0,5 % и изменении количества измерений за шаг передвижки, равного 4, 6 и 8 соответственно. Как видно из рис. 6б, кривые не отклоняются от продольной оси выработки более 50 мм для любого количества измерений от 4 до 8. Увеличение количества измерений до 8 (кривая 7) повышает точность позиционирования за счет усреднения большего количества значений при измерении по (3).

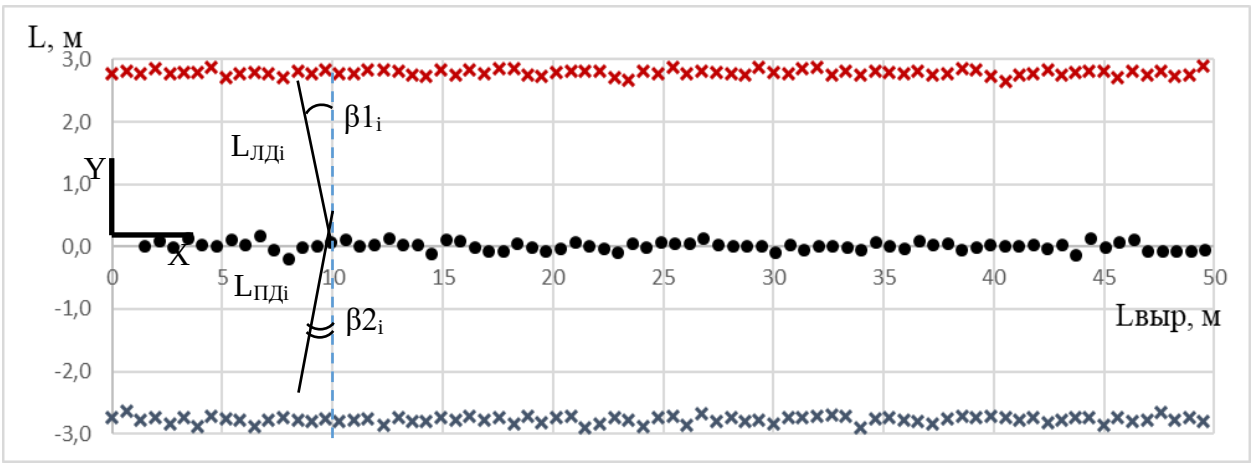


Рис. 5. Исходные данные для моделирования

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

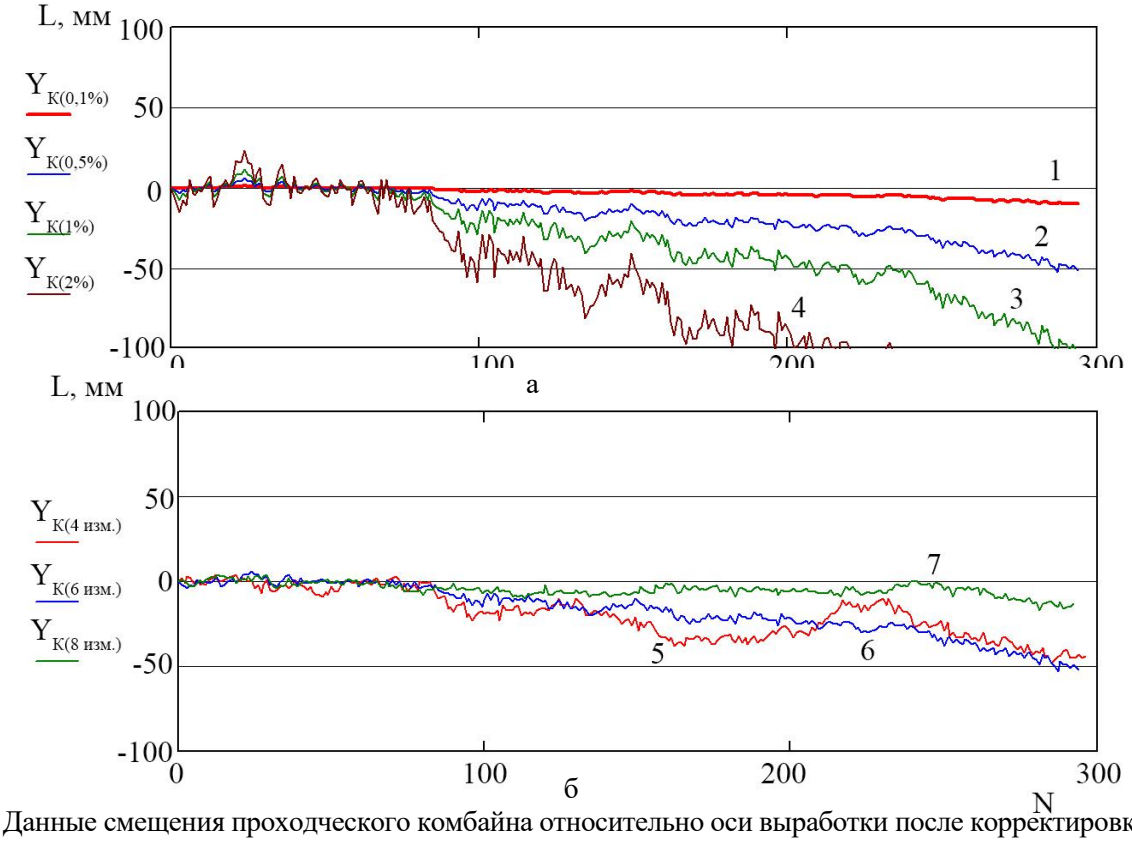


Рис. 6. Данные смещения проходческого комбайна относительно оси выработки после корректировки: *а* – для шести измерений; *б* – для погрешности 0,5 %

Данные модельного эксперимента изменяются с каждым вычислением корректирующих смещений и координат комбайна, так как при каждом запуске модели генерируется новый набор значений погрешности измерений в пределах заданного рассеяния. Для получения максимумов возможных смещений проходческого комбайна после корректировки для каждого сочетания факторов моделирование проведено по десять раз, и из полученных данных выделены максимумы отклонения проходческого комбайна от продольной оси выработки. Максимумы полученных данных для каждого сочетания факторов сведены в табл. 2 в соответствии с условиями модельного эксперимента по табл. 1.

Как видно из табл. 2, увеличение погрешности измерений и уменьшение их количества приводит к потере точности позиционирования машины в выработке.

Табл. 2. Максимальное отклонение проходческого комбайна относительно оси выработки

		Погрешность измерений			
		0,1 %	0,5 %	1 %	2 %
Количество измерений	4	14,2	58,3	105,2	325,7
	6	7,8	31,3	86,6	136,4
	8	5,5	25,4	54,8	106,3

Лучшие сочетания факторов модельного эксперимента, удовлетворяющие его цели, обведены рамкой.

Наименее предпочтительным является количество измерений 4, так как в алгоритме применяется усреднение показаний датчиков по (3) для минимизации влияния погрешности, и, как показывают результаты модельного эксперимента, применение такого количества измерений является оправданным только при высокой точности измерений. При этом только точность измерений 0,1 % соответствует цели модельного эксперимента.

При сочетании факторов (0,5 %, 4 изм.), (1 %, 8 изм.) происходит выход машины за пределы коридора ±50 мм, однако это отклонение является незначительным (17 % и 10 % соответственно) и проявляется не при всех подходах моделирования (ячейки выделены серым цветом).

Погрешность измерений 2 % является неудовлетворительной. Такая точность измерения расстояния до стоек арочной крепи не позволяет адекватно управлять проходческим комбайном в выработке при любом количестве измерений и не может рассматриваться при разработке системы позиционирования.

Для погрешности измерений 1 % допустимо к применению только количество измерений 8,

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

так как иное количество приводит к неудовлетворительной точности позиционирования.

Увеличение количества точек измерения до 8 повышает точность позиционирования, но является избыточным, так как увеличивает время измерения расстояний и определения координат, количество хранимых данных и угол поворота чувствительного элемента датчика, ограниченный конструктивно.

Разработанный способ измерения и алгоритм обработки данных позволяет уменьшить влияние человеческого фактора при дистанционном управлении проходческим комбайном в зоне видимости. Разработанная на его основе интеллектуальная автоматизированная система позиционирования позволит оператору сохранять выбранное направление выработки, удерживать машину в заданном коридоре, что, в свою очередь, позволит повысить его производительность и энергоэффективность.

Выводы

Предложен способ определения местоположения проходческого комбайна относительно продольной оси выработки при помощи дальномера с изменяемым углом поворота луча, который позволяет определить отклонение проходческого комбайна от продольной оси выработки и сформировать корректирующее смещение после передвижки в реальном времени.

Предложен алгоритм, заключающийся в определении корректирующего воздействия при передвижке комбайна для его удержания в заданном коридоре относительно продольной оси выработки, и разработана математическая модель, позволяющая реализовать предложенный способ, уменьшить влияние разброса значений и погрешности измерений на формирование корректирующего смещения комбайна.

Необходимым и достаточным условием реализации необходимой точности позиционирования в пределах заданного коридора является оснащение проходческого комбайна автоматизированной системой позиционирования, обеспечивающей точность определения расстояния до арок не менее 0,5 % при количестве измерений равном 6.

Предложенный способ измерения возможно применить при прохождении выработок разного сечения различными типами проходческих комбайнов с требуемой точностью позиционирования при сохранении точности измерения.

Список литературы

1. Шабаев, О.Е. Влияние позиционирования проходческого комбайна КСП-35 в проходческом забое на эффективность его функционирования / О.Е. Шабаев, А.Ю. Довгань // Вестник ДонНТУ. – 2020. – №3(21). – С. 35-42.
2. Злодеев, А.В. Повышение эффективности программной обработки забоя стреловыми комбайнами / А.В. Злодеев, В.В. Синенко, С.Е. Шумалинский //Автоматизация забойного оборудования: сб. научн. тр. – М.: НПО «Автоматгормаш», 1984. – Вып.9. – С. 57-60.
3. О стратегии создания интеллектуальных роботизированных систем управления горношахтным оборудованием / В.Г. Курносов [и др.] // Уголь Украины. – 2014. – №1. – С. 12-16.
4. Changqing, Y. A Multi-Sensor Based Roadheader Positioning Model and Arbitrary Tunnel Cross Section Automatic Cutting / Y. Changqing, Z. Wenxiao, L. Xinming // Sensors. – 2019. – Iss.22. Vol.19. 4955.
5. Ultra-wideband pose detection method based on TDOA positioning model for boom-type roadheader / S. Fu [et al.] // AEU Int. J. Electron. Commun. – 2019. – Vol.99. – P. 70-80.
6. Система позиционирования проходческого щита микротоннелепроходческого комплекса / А.А. Гуммель [и др.] // Кибернетика энергетических систем. Сборник материалов XLI Международной научно-технической конференции, Новочеркасск, 15-17 октября 2019 г. – Новочеркасск: ЮРГПУ(НПИ), 2020. – С. 350-355.
7. Visual measurement system for roadheaders pose detection in mines / Y. Du [et al.] // Optical Engineering. – 2016. – Iss.10. Vol.55. 104107.
8. Research on position and orientation measurement method for roadheader based on vision / J.Yang [et al.] // INS. In Proceedings of the 2017 International Conference on Optical Instruments and Technology: Optoelectronic Measurement Technology and Systems, International Society for Optics and Photonics, Beijing, China, 12 January 2018. – P. 1062105.
9. Шабаев, О.Е. Экспериментальные исследования нагрузочных характеристик двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КСП-35 в представительных условиях его эксплуатации / О.Е. Шабаев, А.Ю. Довгань // Вестник ДонНТУ. – 2018. – №4. – С.34-40.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

O.E. Shabaev /Dr. Sci. (Eng.)/
Donetsk National Technical University (Donetsk)
A.Yu. Dovgan
Scientific Research Institute «Automatgormash named after V.A. Antipov» (Donetsk)

THE METHOD FOR THE ROADHEADER POSITIONING IN A MINE WORKING

Background. *As shown by previous studies, the displacement of the roadheader relative to the longitudinal axis of production leads to a decrease in the efficiency of its work. Thus, the displacement of the roadheader causes a decrease in the theoretical productivity to 43.7 %, an increase in the specific energy consumption for destruction and the cycle time of processing the face – respectively to 64.1% and 56.6%, as well as a decrease in the resource of the transmission elements of the working body (for bearings up to 43 %, shafts and gears up to 64 %).*
Materials and/or methods. *A method proposed for determining the location of a roadheader in the coordinate system of the mine by alternately measuring the distance to the support arches in the plane parallel to the soil of the mine. An algorithm and a mathematical model have been developed that involve step-by-step processing of the data received from the left and right rangefinders, determining the coordinates of the roadheader and the support arches, determining the displacement of the roadheader relative to the longitudinal axis of the mine, and issuing a corrective displacement of the combine to keep the machine within the limits of the permissible corridor. Model studies carried out to determine the influence of the number of measurements and the permissible error of rangefinders on the positioning accuracy of the roadheader relative to the longitudinal axis of the mine after the formation of the correction offset.*
Results. *The dependence of the roadheader displacement relative to the longitudinal axis of the workings on the number of measurements after applying the correction offset obtained. For all combinations of factors, ten calculations of the measurement error carried out and the maximum values of the deviation of the roadheader determined.*
Determined and justified the best combinations of the model experiment factors, the least preferred number of measurements, and the unsatisfactory value of the measurement accuracy, which does not provide the necessary positioning accuracy. With the help of mathematical modelling, the possibility of holding a roadheader in a corridor of ±50 mm is theoretically confirmed, when the necessary accuracy and number of measurements provided.
Conclusion*. The developed method of measurement and data processing algorithm allows reducing the influence of the human factor when remotely controlling a roadheader in the field of view. The proposed measurement method can be applied when passing the workings of different cross-sections by different types of roadheaders with the required positioning accuracy while maintaining the measurement accuracy.*

Keywords: *roadheader, positioning, method, algorithm, mathematical model, rangefinder, corridor.*

Сведения об авторах

О.Е. Шабаев
SPIN-код: 1447-2343
ORCID iD: 0000-0002-0845-7449
Телефон: +380 (95) 429-13-32
Эл. почта: oeshabaev@ya.ru

А.Ю. Довгань
SPIN-код: 5834-1547
Researcher ID: L-1788-2018
ORCID iD: 0000-0001-7154-4513
Телефон: +380 (95) 755-29-58
Эл. почта: agm_osu@mail.ru

Статья поступила 04.02.2021 г.
© О.Е. Шабаев, А.Ю. Довгань, 2021
Рецензент д.т.н., проф. В.П. Кондрахин

УДК 622.232.72.063

О.Е. Шабаев /д.т.н./, В.Г. Нечепаев /д.т.н./, П.П. Зинченко
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ СТРУКТУРЫ И ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ СО ШНЕКАМИ МАЛЫХ ДИАМЕТРОВ

Предложены метод и математическая модель оптимизации структуры и параметров очистных комбайнов для выемки тонких пологих пластов по комплексному критерию качества (техническая производительность, мощность электродвигателя привода исполнительного органа, удельные энергозатраты разрушения и погрузки горной массы). Установлено, что максимальная техническая производительность при допустимом уровне энергоемкости достигается в случае одновременного соблюдения следующих условий: скорость перемещения – граничная (максимальная) по условию отсутствия циркуляции в рабочем пространстве шнека; диаметр шнека – ближайший из стандартного ряда к средней мощности пласта; ширина захвата – наименьшая из стандартного ряда.

Ключевые слова: *математическая модель оптимизации, шнек малого диаметра, техническая производительность, удельные энергозатраты, рациональные параметры комбайна.*

Постановка проблемы

Значительные запасы каменного угля в Донбассе являются основным сырьевым источником экономического развития региона. При этом горно-геологические условия залегания угольных пластов весьма сложные – большая глубина залегания (1050…1500) м; 83,2 % всех угольных пластов имеют малую геологическую мощность 0,55…1,20 м [1], из которых наиболее распространены пласты со средней мощностью 0,82 м…0,89 м.

Добыча угля из тонких пологих пластов осуществляется преимущественно узкозахватными комбайнами со шнековыми исполнительными органами в составе механизированных комплексов. Однако недостаточная погрузочная способность шнеков малых диаметров ограничивает рабочую скорость перемещения комбайна на уровне 1…3 м/мин [2,3] и, как следствие, обусловливает снижение технической производительности комплекса и увеличение энергоемкости процессов разрушения и погрузки горной массы. Повышение эффективности работы очистных комбайнов может быть достигнуто путем оптимизации их структуры и параметров применительно к конкретным заданным горно-геологическим условиям эксплуатации, что требует соответствующего теоретического обоснования на основе математического моделирования.

Анализ последних исследований и публикаций

Вопросам оптимизации параметров очистных комбайнов со шнеками малых диаметров, по критерию максимальной технической производительности и минимальной энергоемкости их работы в заданных горно-геологических условиях посвящено множество исследований отечественных и зарубежных ученых [2…11]. В работах [2…4] впервые изложены рекомендации и методики, касающиеся выбора оптимальных параметров дополнительных «активирующих» [2] устройств, а также рациональных значений углов наклона лопастей и частот вращения шнеков малых диаметров. Общие принципы конструирования горных машин, а также основы обеспечения оптимальных режимов работы изложены в работах [5…7]. Исследования [8…12] показали, что увеличение технической производительности и снижение энергоемкости процессов разрушения и погрузки горной массы достигается при работе комбайнов без дополнительных погрузочных устройств, при условии обеспечения рациональной ширины захвата шнека. При этом необходимым условием является обеспечение комплексного подхода для определения рациональной структуры, режимных и конструктивных параметров комбайнов для тонких пологих пластов, обеспечивающих рациональные значения их макроуровневых параметров.

Цель (задачи) исследования

Обоснование рациональных структуры и параметров очистных комбайнов для тонких пологих пластов, обеспечивающих максимальную техническую производительность при удовле-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

творительной энергоемкости процессов разрушения и погрузки горной массы.

Основной материал исследования

Математическая модель оптимизации параметров очистных комбайнов

Установление параметров очистных комбайнов, обеспечивающих наибольшее значение их количественных показателей при работе в заданных горно-геологических условиях, является оптимизационной задачей, решение которой требует задания и обоснования целевой функции, переменных проектирования, ограничений на их значения, а также постоянных проектирования [13, 14].

Для достижения поставленных в работе целей задача оптимизации решалась методом свертывания частных критериев в комплексный критерий качества [14]. В формализованном виде математическую модель оптимизации параметров очистных комбайнов в данном случае можно представить в виде:

$$\begin{cases} \text{Найти } \overline{X}_n^{opt} (n = 1, N_n) \text{ при которых:} \\ T = \sum_{j=1}^{N_j} \Delta_j\left(\overline{X}_n, \overline{C}\right) \cdot c_j \to \max \\ \overline{X} \in R_x^n, \overline{C} \\ R_x^n \supset \overline{X} \begin{cases} g_i(\overline{X}, \overline{C}) \le 0, & i = \overline{1, N_i} \\ X_k^{\min} \le X_k \le X_k^{\max}, & k = \overline{1, N_k} \end{cases} \end{cases},$$

где $\overline{X}_n^{opt}$ – n-е оптимальное значение вектора параметров; N_n – число оптимальных решений; T – комплексный критерий качества; $\Delta_j\left(\overline{X}_n, \overline{C}\right)$ – j-й нормализованный частный показатель качества машины; c_j – коэффициент весомости j-го частного показателя качества ($\sum_{j=1}^{N_j} c_j = 1$); N_j – число частных критериев качества; $\overline{X}$ – вектор переменных проектирования – параметров, оптимальные значения которых должны быть найдены в процессе оптимизации; $\overline{C}$ – вектор постоянных проектирования, значения составляющих которого не меняются в процессе оптимизации; R_x^n – пространство проектирования, представляющее собой множество возможных (с учетом ограничивающих факторов) значений вектора переменных проектирования, из которых необходимо выбрать оптимальные значения. Это пространство задается в виде функций ограничения $g(\overline{X}, \overline{C})$, количество которых определяется факторами, ограничивающими возможные значения параметров проектирования; $X_k^{\min}$, $X_k^{\max}$ – минимальное и максимальное возможные значения k-й составляющей вектора переменных проектирования; N_k – число ограниченных компонентов вектора $\overline{X}$.

Нормализуем частные показатели качества, т. е. приведем их к безразмерным величинам:

$$\Delta_j\left(\overline{X}_n, \overline{C}\right) = \frac{t_j\left(\overline{X}_n, \overline{C}\right) - t_j^{\min}}{t_j^{\max} - t_j^{\min}},$$

где $t_j\left(\overline{X}_n, \overline{C}\right)$ – текущее значение j-го частного показателя качества; $t_j^{\max}$, $t_j^{\min}$ – соответственно максимальное и минимальное значение j-го частного показателя качества.

Основными макроуровневыми параметрами, характеризующими эффективность работы очистных комбайнов и входящими в комплексный критерий качества T, являются техническая производительность, мощность и удельные энергозатраты разрушения и погрузки горной массы.

Техническая производительность комбайна

$$Q_{\text{тех}} = 60 \cdot \overline{H}_{\text{пл.}} \cdot B_{\text{з}} \cdot V_{\text{п}} \cdot \rho \cdot k_{\text{тех}}, \text{ т/час},$$

где $\overline{H}_{\text{пл.}}$ – средняя мощность пласта, м; $B_{\text{з}}$ – ширина захвата шнекового исполнительного органа, м; $V_{\text{п}}$ – скорость перемещения комбайна, м/мин; ρ – плотность угля в целике, т/м^3; $k_{\text{тех}}$ – коэффициент, характеризующий степень технического совершенства очистного комбайна в составе механизированного комплекса [1, 7]:

$$k_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{k_{\text{г}}} + \frac{t_{\text{м.о.}} + t_{\text{к.о.}} + t_{\text{з.и.}}}{L_{\text{л}}} \cdot V_{\text{п}}},$$

где $k_{\text{г}}$ – коэффициент готовности очистного комбайна; $t_{\text{м.о.}}$, $t_{\text{к.о.}}$, $t_{\text{з.и.}}$ – затраты времени на маневровые и концевые операции, а также на замену изношенного режущего инструмента соответственно, мин; $L_{\text{л}}$ – длина очистного забоя, м.

Компоновочная схема современных очистных комбайнов для тонких и весьма тонких пологих пластов предполагает размещение корпуса с забойной стороны конвейера в уступе забоя. Для того чтобы вписать вынесенный корпус комбайна в рабочее пространство, опережающий шнековый

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

исполнительный орган располагается у почвы пласта и выполняет основные технологические операции – разрушение и погрузку разрушенной горной массы, и вследствие этого является наиболее нагруженным. Отстающий шнек разрушает оставшуюся пачку угля у кровли пласта, а погрузку разрушенной горной массы практически не осуществляет. Мощность на разрушение и погрузку горной массы можно определить, используя разработанную ранее имитационную модель функционирования очистных комбайнов в условиях тонких пологих пластов [15].

Удельные энергозатраты разрушения и погрузки разрушенной горной массы очистным комбайном, как известно [1], составляют:

$$W_{\text{ок}} = \frac{P_{\text{ок}}}{60 \cdot \overline{H}_{\text{пл.}} \cdot B_{\text{з}} \cdot V_{\text{п}} \cdot \rho}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т},$$

где $P_{\text{ок}}$ – мощность на разрушение и погрузку горной массы очистным комбайном, кВт.

Рассмотрим вектор переменных проектирования, значения которых обуславливаются горно-геологическими и горнотехническими условиями эксплуатации очистного комбайна в составе механизированного комплекса, компоновкой и схемой работы выемочной машины, конструктивными элементами механизированного комплекса, участвующими в процессе погрузки и др., и которые подлежат определению в процессе оптимизации.

Компонентами вектора переменных проектирования являются:

– $\overline{X}_{\text{ио}}\left(D_{\text{ио}}, d_{\text{ст}}, B_{\text{з}}, B_{\text{д}}, \delta_{\text{л}}, \alpha_{\text{л}}^{\text{ст}}, \overline{P}_{\text{сх.н}}\right)$ – вектор параметров исполнительного органа;

– $\overline{X}_{\text{п.рез}}\left(d_{\text{к}}\right)$ – вектор геометрических параметров редуктора привода резания;

– $\overline{X}_{\text{к.сх}}\left(S_{\text{заз}}\right)$ – вектор параметров, обусловленных наличием дополнительных погрузочных устройств;

– $\overline{X}_{\text{к}}\left(H_{\text{к}}\right)$ – вектор параметров составляющих механизированного комплекса;

– $\overline{X}_{\text{реж}}\left(n_{\text{об}}, V_{\text{п}}\right)$ – вектор режимных параметров работы комбайна.

При выборе диаметра шнека по резцам $D_{\text{ио}}$ необходимо стремиться к обеспечению максимальной погрузочной способности опережающего шнека при рациональных значениях удельных энергозатрат на отстающем исполнительном органе [7]. Тогда диапазон изменения значений диаметра исполнительного органа находится в пределах: $0{,}54 \cdot \overline{H}_{\text{пл.}} < D_{\text{ио}} \le \overline{H}_{\text{пл.}}$. Расчетные значения диаметров, попадающие в этот диапазон, согласуются с ближайшими значениями из стандартного ряда, регламентированного ГОСТ [16].

Диаметр ступицы шнека $d_{\text{ст}}$, согласно [17], можно определить по зависимости:

$$d_{\text{ст}} = 0{,}4 \cdot \sqrt{D_{\text{ио}}}, \text{ м}.$$

Ширина захвата шнека $B_{\text{з}}$, согласно исследованиям [8…11], оказывает значительное влияние на производительность и энергоемкость работы очистного комбайна, а ее значение находится в диапазоне 0,5…0,9 м.

Ширина отрезного диска $B_{\text{д}}$ и толщина погрузочной лопасти $\delta_{\text{л}}$ обуславливается их прочностными характеристиками и геометрическими размерами устанавливаемых резцедержателей. Исходя из соображений повышения рабочего объема шнека, в котором будет размещаться разрушенная и транспортируемая горная масса, толщину отрезного диска и лопасти шнека необходимо выбирать минимальной по условию монтажа (при помощи сварки) резцедержателей на отрезном диске и лопасти шнека, а также по условию прочности последних.

Угол наклона лопасти шнека $\alpha_{\text{л}}^{\text{ст}}$ в значительной мере обуславливает погрузочную способность последнего как погрузочного органа очистного комбайна. Его оптимальное значение, согласно исследованиям [3, 4, 7], можно определить по зависимости:

$$\alpha_{\text{л}}^{\text{ст}} = 0{,}25 \cdot \pi - 0{,}50 \cdot \mu_{\text{п.р.}}, \text{ рад},$$

где $\mu_{\text{п.р.}}$ – приведенный угол трения выгружаемой горной массы на рабочей стороне шнека в зоне его разгрузочного торца.

Вектор параметров схемы набора $\overline{P}_{\text{сх.н}}$ резцового режущего инструмента устанавливается согласно методике [17] применительно к конкретным горно-геологическим условиям эксплуатации очистного комбайна.

На основе анализа ряда отечественных и зарубежных комбайнов, эксплуатируемых в условиях тонких пологонаклонных пластов, получена зависимость, позволяющая определить значение диаметра рукояти качалки $d_{\text{к}}$ в зоне разгрузочного торца шнека исходя из условия обеспечения заданной прочности элементов трансмиссии:

$$d_{\text{к}} = 0{,}072 \cdot \sqrt[3]{P_{\text{ио}}} + 0{,}080, \text{ м},$$

где $P_{\text{ио}}$ – мощность разрушения и погрузки горной массы опережающим шнеком, кВт.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Эффективность погрузки разрушенной горной массы зависит также от величины зазоров между вынесенным в уступ забоя корпусом и горным массивом, которые обусловливаются наличием дополнительных погрузочных устройств. На рис. 1 приведены возможные варианты компоновочных схем очистных комбайнов: без дополнительных погрузочных устройств (рис. 1а) – в этом случае вынесенный в уступ забоя корпус выполняет функцию погрузочного щитка с зазорами; с зачистным лемехом (рис. 1б); с полноразмерным погрузочным щитком (рис. 1в). Однако, как показали исследования [12], дополнительные погрузочные устройства снижают производительность очистного комбайна, а их применение на комбайнах, работающих в условиях тонких пологих пластов, приводит к весьма существенному снижению производительности. Поэтому в случае отсутствия ограничений по погрузке остатка горной массы самонавалкой посредством передвижки конвейера на «новую дорогу» целесообразно (исходя из условия обеспечения наибольшей производительности машины) использовать вынесенный в уступ забоя корпус как погрузочный щиток с зазорами.

Согласно расчетной схеме (см. рис. 1, вид А-А), площадь зазоров равна [12]:

$$S_{заз} = \begin{cases} 0{,}5 \cdot \left(D_{ио} - h_{кор}\right) \cdot B_з + \\ + k_з \cdot \left(B_з - l_{кор}\right) \cdot h_{кор}, \\ \textit{без дополнительных} \\ \textit{погрузочных устройств} \\ 0{,}5 \cdot \left(D_{ио} - h_{кор}\right) \cdot \left(B_з - l_{кор}\right) + \\ + k_з \cdot \left(B_з - l_{кор}\right) \cdot h_{кор}, \\ \textit{зачистной лемех} \\ 0, \ \textit{полноразмерный} \\ \textit{погрузочных щит} \end{cases}, \text{ м}^2,$$

здесь $h_{кор}$, $l_{кор}$ – высота и ширина вынесенного на забой корпуса комбайна, м; $k_з$ – коэффициент заполнения зазоров разрушенной горной массой [18].

Поскольку скребковый конвейер, на который опирается комбайн, своим бортом частично перекрывает окно выгрузки шнека, конвейер следует выбирать с минимальной высотой рештака $H_к$, обеспечивающей транспортирование всей разрушенной очистным комбайном горной массы [6, 7].

Частоту вращения шнека $n_{об}$ следует принимать исходя из выполнения условия:

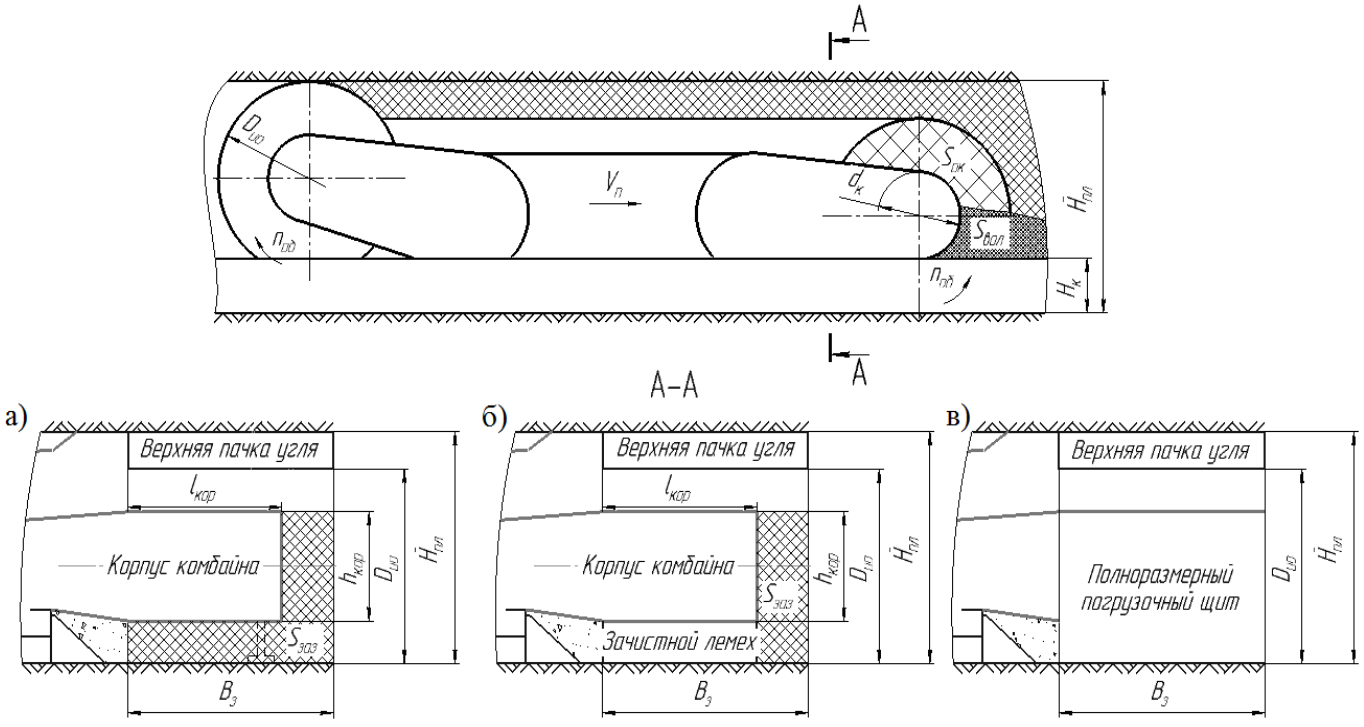


Рис. 1. К определению площади зазоров между угольным массивом и корпусом комбайна:
а – без дополнительных погрузочных устройств;
б – при оснащении зачистным лемехом;
в – при оснащении полноразмерным погрузочным щитом

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

$$n_{об} = \min\left(n_{об}^{рез}, n_{об}^{пер}\right),$$

где $n_{об}^{рез}$ – максимальная частота вращения шнека, при которой отсутствует искрообразование и повышенный износ режущего инструмента:

$$n_{об}^{рез} = \frac{60 \cdot V_{рез}}{\pi \cdot D_{ио}}, \text{ об/мин,}$$

где $V_{рез}$ – критическая скорость резания исполнительного органа, м/с; $n_{об}^{пер}$ – максимальная частота вращения шнека по условию отсутствия циркуляции (переброса транспортируемой лопастью выгружаемой горной массы), об/мин.

На основе анализа результатов исследований [19] получена зависимость, позволяющая оценить изменение значения максимальной частоты вращения шнека по условию отсутствия циркуляции как функцию диаметра исполнительного органа:

$$n_{об}^{пер} = \frac{90}{\sqrt{D_{ио}}}, \text{ об/мин.}$$

При выборе значения скорости перемещения комбайна V_n необходимо учитывать ограничения, связанные с горно-геологическими и горно-техническими условиями эксплуатации [20]:

$$V_n = \min\left(V_n^{тяг}, V_n^{рез}, V_n^{у}, V_n^{теп}, V_n^{уст}, V_n^{чел}, V_n^{конв}, V_n^{кр}, V_n^{г.ф.}, V_n^{заз}\right),$$

где $V_п^{тяг}$ – допустимое значение скорости перемещения комбайна по условию обеспечения максимального тягового усилия привода подачи, м/мин [6]; $V_п^{рез}$ – ограничение скорости перемещения комбайна по вылету резца, м/мин [17]; $V_п^{у}$, $V_п^{теп}$ – ограничения скорости перемещения комбайна по условию устойчивого момента и тепловой мощности электродвигателя соответственно, м/мин [6, 7]; $V_п^{уст}$ – ограничение скорости перемещения комбайна по устойчивости корпусной подсистемы комбайна в геотехнической системе «комбайн – конвейер – крепь – забой», м/мин [6, 7]; $V_п^{чел}$ – допустимое значение скорости перемещения комбайна по условию обеспечения перемещения человека по очистному забою, м/мин [20, 21]; $V_п^{конв}$ – ограничение скорости перемещения комбайна по условию возможной производительности скребкового конвейера, м/мин [7]: $V_п^{кр}$ – ограничение скорости перемещения комбайна по условию возможной скорости крепления механизированной крепью, м/мин [6,7]; $V_п^{г.ф.}$ – ограничение скорости перемещения комбайна по газовому фактору, м/мин [6]; $V_п^{заз}$ – граничная скорость перемещения по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве шнека, м/мин.

Значение граничной скорости перемещения комбайна по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве шнека можно определить по зависимости [8]:

$$V_n^{заз} = \frac{S_{ок}^{ср} \cdot \pi \cdot d_{ст} \cdot tg\alpha_{л}^{ст} \cdot k_{отс} \cdot n_{об} \cdot N_{зах}}{D_{ио} \cdot B_{з} \cdot \rho \cdot \gamma^{-1} - S_{заз}}, \text{ м/мин,}$$

где $S_{ок}^{ср}$ – среднее значение площади окна выгрузки с учетом частичного его перекрытия «валком» не погруженной на забойный конвейер горной массы, расположенной перед окном погрузки, м^2; $k_{отс}$ – коэффициент отставания выгружаемой горной массы от лопасти шнека в зоне разгрузочного торца исполнительного органа [3, 4]; $N_{зах}$ – количество лопастей шнека, шт; γ – плотность выгружаемой горной массы, т/м^3 [22].

Оптимизация структуры и параметров очистного комбайна

Для апробации предложенного метода и разработанной математической модели оптимизации структуры и параметров очистных комбайнов со шнеками малых диаметров были проведены модельные исследования в представительных для шахтопластов Донбасса горно-геологических условиях эксплуатации: средняя мощность пласта 0,85 м; уголь вязкий, сопротивляемостью разрушению 360 кН/м; плотность угля в массиве 1,35 т/м^3. Моделировалась работа комбайна без дополнительных погрузочных устройств, с двухзаходным шнеком, с постоянным шагом лопастей.

Для расчета комплексного критерия качества машины требуется задание коэффициентов весомости частных показателей качества. Основным макроуровневым параметром качества очистного комбайна является техническая производительность, характеризующая техническое совершенство и его потенциальные возможности.

Согласно исследованиям [23], масса (металлоемкость), а, следовательно, и вписываемость в разрабатываемый пласт комбайна напрямую зависят от значения мощности на раз-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

рушение и погрузку горной массы опережающим шнеком. При этом от соотношения значений мощности и металлоемкости в значительной степени зависит ресурс комбайна.

Удельные энергозатраты являются комплексным показателем, отражающим эффективность принятых конструктивных и режимных параметров очистного комбайна при его эксплуатации в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Значения коэффициентов весомости для технической производительности, мощности электродвигателя привода шнека, удельных энергозатрат разрушения и погрузки горной массы принимались равными 0,5; 0,4 и 0,1 соответственно, исходя из экспертной оценки авторов.

Анализ выполненных модельных исследований позволил установить, что максимальное значение комплексного критерия качества комбайна, эксплуатируемого в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях, в общем случае обусловлены ограничениями, которые накладываются на скорость перемещения комбайна. Эти ограничения целесообразно классифицировать по следующим факторам: по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве шнека; по скорости перемещения человека в забое; по технической производительности (например, по газовому фактору); по устойчивой мощности электродвигателя привода исполнительного органа. На рис. 2 приведены значения комплексных критериев качества в зависимости от параметров очистного комбайна.

Установлено также, что при наличии ограничений некоторые сочетания параметров (например, значений диаметра и ширины захвата шнека) не могут быть использованы. Так, при ограничении скорости подачи комбайна по фактору скорости перемещения человека в забое $V_{\text{п}} \le V_{\text{п}}^{\text{чел}}$ [19, 22] (см. рис. 2б) применение шнеков диаметром 0,63 м с шириной захвата 0,9...0,7 м не может быть реализовано.

Анализ результатов моделирования по разработанной оптимизационной модели показывает:

– в случае ограничения скорости перемещения комбайна по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве опережающего исполнительного органа $V_{\text{п}} \le V_{\text{п}}^{\text{заз}}$ (см. рис. 2а) существенное повышение производительности (на 28...14 %) можно обеспечить за счет уменьшения ширины захвата шнека с 0,9 м до 0,5 м. При этом ширина захвата оказывает более существенное влияние на производительность комбайна при меньших значениях диаметра исполнительного органа.

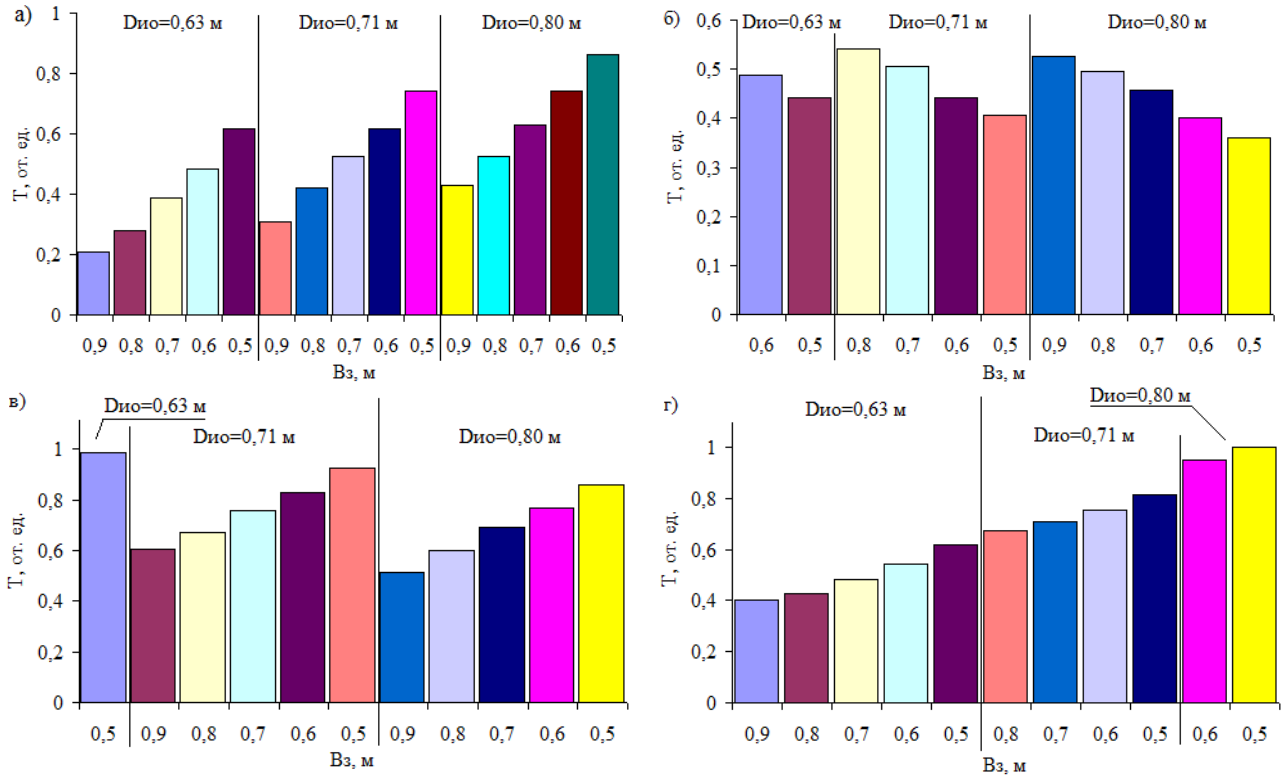


Рис. 2. Результаты оптимизации параметров очистного комбайна с учетом ограничений: *а* – по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве шнека; *б* – по скорости перемещения человека в забое; *в* – по технической производительности; *г* – по устойчивой мощности электродвигателя привода исполнительного органа

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Мощность на разрушение и погрузку горной массы с уменьшением ширины захвата шнека с 0,9 м до 0,5 м снижается на величину порядка 50 % при всех значениях его диаметра из рассмотренного диапазона возможного изменения. А удельные энергозатраты разрушения и погрузки горной массы при уменьшении ширины захвата шнека снижаются в 2,0...1,8 раза, соответственно, при изменении диаметра шнека от 0,63 м до 0,80 м.

Максимальное значение комплексного критерия качества T достигается при работе комбайна со шнеком диаметром, близким к средней мощности пласта и с наименьшей из рекомендуемого диапазона шириной захвата;

– в случае ограничения скорости перемещения комбайна по человеческому фактору $V_{\text{п}} \le V_{\text{п}}^{\text{чел}}$ [19, 22] (см. рис. 2б), при увеличении ширины захвата от 0,5 м до 0,9 м наблюдается существенный рост технической производительности (до 57 %). Однако при этом имеет место увеличение мощности и удельных энергозатрат на разрушение и погрузку угля примерно в 2,0 и 1,2 раза соответственно.

Максимальное значение комплексного критерия качества T достигается при работе комбайна со шнеком диаметром 0,71 м и шириной его захвата 0,8 м. В этом случае имеет место близкое к максимальному значение технической производительности и снижение потребной мощности электродвигателя привода исполнительного органа на величину до 25 %;

– в случае ограничения по производительности комбайна по газовому фактору $Q_{\text{тех}} \le Q_{\text{тех}}^{\text{гф}}$ (см. рис. 2в), уменьшение ширины захвата с 0,9 м до 0,5 м при увеличении диаметра шнека от 0,71 м до 0,80 м обуславливает уменьшение мощности на разрушение и погрузку горной массы опережающим шнеком на величину порядка 50 % и снижение удельных энергозатрат работы комбайна на 67…65 % соответственно. Применение шнека диаметром 0,63 м с шириной захвата 0,5 м определяет уменьшение энергоемкости процессов разрушения и погрузки мощности на опережающем шнеке на величину порядка 35 %, что обуславливает наибольшее значение комплексного критерия качества T ;

– при ограничении по устойчивой мощности электродвигателя привода исполнительного органа $P_{\text{ио}} \le P_{\text{ио}}^{\text{уст}}$ (см. рис. 2г) наблюдается закономерность, аналогичная для случая ограничения скорости перемещения по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве шнека. Уменьшение ширины захвата шнека с 0,9 м до 0,5 м при одновременном увеличении диаметра шнека от 0,63 м до 0,80 м, также обеспечивает значительное увеличение технической производительности (примерно в 1,9 раза) и снижение удельных энергозатрат разрушения и погрузки горной массы комбайном примерно в 3,2 раза. Т.е. максимальное значение комплексного критерия качества T достигается при работе комбайна со шнеком диаметром, близким к средней мощности пласта с наименьшей из стандартного диапазона шириной захвата.

Таким образом, при выборе рациональных структуры и параметров очистных комбайнов на основе предложенной математической модели оптимизации с использованием имитационной модели функционирования очистных комбайнов в условиях тонких пологих пластов [15] необходимо учитывать заданные конкретные горно-геологические и горнотехнические условия и связанные с ними ограничения. В общем случае максимальная техническая производительность комбайна при удовлетворительном уровне энергоемкости работы достигается со шнеком с диаметром, близким к средней мощности пласта и с наименьшей из стандартного диапазона шириной захвата.

Выводы

Разработана математическая модель оптимизации структуры и параметров очистных комбайнов со шнековыми исполнительными органами малых диаметров, позволяющая на основе метода свертывания критериев устанавливать рациональные геометрические параметры шнека, частоту его вращения и диаметр качалки редуктора привода резания в зоне окна выгрузки для обеспечения максимальной технической производительности комбайна при удовлетворительном уровне энергозатрат в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях с учетом факторов, ограничивающих скорость перемещения.

Установлено, что при отсутствии ограничений по производительности и человеческому фактору максимальная техническая производительность при удовлетворительной энергоемкости достигается при работе комбайна с граничной по условию отсутствия циркуляции горной массы в рабочем пространстве шнека скоростью перемещения. Диаметр шнека при этом необходимо принимать близким к средней мощности пласта с наименьшей из принятого диапазона шириной захвата.

Рациональные значения параметров очистных комбайнов для выемки тонких пологих пластов целесообразно определять на основе ком-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

плексного использования двух разработанных математических моделей – модели оптимизации структуры и параметров очистных комбайнов для выемки тонких пологих пластов по комплексному критерию качества и имитационной модели функционирования очистных комбайнов в условиях тонких пологих пластов с учетом заданных конкретных горно-геологических и горнотехнических условий и связанных с ними ограничений.

Список литературы

1. Горные машины для подземной добычи угля: Учебное пособие для вузов / П.А. Горбатов и др. / Под общей ред. П.А. Горбатова. – 2-е изд., перераб. и доп. – Донецк: Норд Компьютер, 2006. – 669 с.
2. Нечепаев, В.Г. Механо-гидравлические шнековые системы выгрузки и транспортирования. – Донецк: ДонНТУ, 2005. – 215 с.
3. Бойко, Н.Г. Очистные комбайны для тонких пластов. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2010. – 476 с.
4. Исполнительные органы очистных комбайнов для тонких пологих пластов / Н.Г. Бойко [и др.]. – Донецк, Донеччина, 1996. – 223 с.
5. Миничев, В.Г. Угледобывающие комбайны. Конструирование и расчет. – М.: Машиностроение, 1976. – 248 с.
6. Разрушение углей выемочными машинами / Е.З. Позин, [и др.] / Под общей ред. Е.З. Позина. – М.: Недра, 1984. – 288 с.
7. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов: Учебник для вузов / Г.В. Малеев [и др.]. – М.: Наука, 1988. – 368 с.
8. Методика выбора параметров очистных комбайнов со шнеками малых диаметров применительно к заданным горно-геологическим условиям / О.Е. Шабаев [и др.] // Вестник Донецкого национального технического университета. – 2020. – №3. – С. 43-51.
9. Шабаев, О.Е. Оценка влияния ширины захвата шнекового исполнительного органа очистного комбайна для тонких пологих пластов на энергетические параметры машины. О.Е. Шабаев, Е.Ю. Степаненко, П.П. Зинченко // Инновационные перспективы Донбасса, г. Донецк, 22-25 мая 2018 г. – Донецк: ДонНТУ, 2018. Т. 3: 3. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. – 2018. – С. 47-50.
10. Шабаев, О.Е. Экспериментальные исследования влияния ширины захвата шнекового исполнительного органа комбайна на эффективность процесса погрузки / О.Е. Шабаев, П.П. Зинченко, А.В. Мезников // Горные науки и технологии. – 2019. – №2. – С. 90-103.
11. К определению технической производительности очистных комбайнов, работающих в условиях тонких и весьма тонких пологонаклонных пластов / О.Е. Шабаев [и др.] // Вестник Донецкого национального технического университета. – 2019. – №4. – С. 44-52.
12. Влияние дополнительных погрузочных устройств на производительность очистных комбайнов со шнеками малых диаметров / О.Е. Шабаев [и др.] // Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики, 16-я Международная конференция по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики. В 2 т. Т.1. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2020. – С. 187-194.
13. Научные основы многокритериального синтеза горных машин как пространственных многомассовых динамических систем переменной структуры: дис…. докт. техн. наук: 05.05.06 / Семенченко Анатолий Кириллович. – Донецк, 1997. – 360 с.
14. Почтман, Ю.М. Модели и методы многокритериальной оптимизации конструкций: Учебное пособие. – Д.: ДГУ, 1984. – 132 с.
15. Имитационная модель функционирования шнековых очистных комбайнов, предназначенных для выемки тонких пологонаклонных пластов / В.Г. Нечепаев [и др.] // Прогрессивные технологии и системы машиностроении. – 2019. – №2(65). – С. 26-34.
16. ГОСТ 28600-90 Комбайны очистные. Основные параметры и размеры. Общие технические требования. – М.: Издательство стандартов, 1990. – 5 с.
17. КД 12.10.040-99. Изделия угольного машиностроения. Комбайны очистные. Методика выбора параметров и расчета сил резания и подачи на исполнительных органах (взамен ОСТ12.44.258-84). Введен с 01.01.2000. – Донецк: Минуглепром Украины, 1999. – 75 с.
18. Тарасевич, В.И. Активные и пассивные зоны окна выгрузки угля для шнеков малого диаметра очистного комбайна // В.И. Тарасевич, А.В. Тарасевич // Научные труды Международной конференции «Горное оборудование-2005». – Донецк: ДонНТУ, 2005. – С. 83-93.
19. Исследование и определение параметров шнеков с переменным шагом очистных комбайнов для тонких пластов с целью повышения их погрузочной способности: автореф. дис…. канд. техн. наук: 05.05.06 / Нечепаев Валерий Георгиевич. – Донецк, 1982. – 21 с.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

20. Горбатов, П.А. Выемочные комбайны нового поколения как энергетические системы мехатронного класса / П.А. Горбатов, В.В. Косарев, Н.М. Лысенко. – Донецк: Ноулидж, 2010. – 176 с.
21. Сургай, Н.С. Производительность очистных комбайнов нового технического уровня и пути ее повышения. Н.С. Сургай, В.В. Виноградов, Ю.И. Кияшко. – 2001. – Уголь Украины. – №6. – С. 3-5.
22. Зенков, Р.Л. Механика насыпных грузов.– М.: Машиностроение, 1964. – 251 с.
23. Методика определения удельных энергозатрат разрушения и погрузки очистных комбайнов для тонких пластов в реальных условиях эксплуатации / О.Е. Шабаев и др. // Вестник Донецкого национального технического университета. – 2017. – № 4.– С. 28-33.

O.E. Shabaev /Dr. Sci. (Eng.)/, V.G. Nechepaev / Dr. Sci. (Eng.)/, P.P. Zinchenko
Donetsk National Technical University (Donetsk)

MATHEMATICAL MODEL FOR OPTIMIZING THE PARAMETERS OF SHEARERS WITH SMALL DIAMETER AUGERS

Background. *The work of shearers on layers with a capacity of 0.55...1.20 m is characterized by low efficiency due to the insufficient loading capacity of screw actuators of small diameters. Therefore, when creating shearers capable of intensively extracting coal from coal seams with a capacity of 0.55...1.20 m, it is necessary to increase the efficiency of the process of loading the destroyed rock mass with small diameter augers, which can be achieved by choosing a rational (for the given mining and geological operating conditions) structure and parameters of shearers.*

Materials and/or methods. *A mathematical model for optimizing the structure and parameters of shearers with screw actuators of small diameters is developed, which allows, based on the method of folding criteria, to set rational parameters of the auger, its rotation frequency and the diameter of the rocking gear of the cutting drive in the area of the unloading window, ensuring the maximum technical performance of the shearer at an acceptable level of energy consumption in the given mining and geological conditions, taking into account the limiting factors of the movement speed.*

Results. *It is established that in the absence of restrictions on productivity and the human factor, the maximum technical productivity at an acceptable energy intensity is achieved when the shearer operates with a boundary speed of movement under the condition of the absence of rock mass circulation in the working space of the auger with a diameter close to the average layer capacity with the smallest of the accepted range of the width of the gripper.*

Conclusion. *In general, the rational values of the parameters of shearers should be determined based on the proposed mathematical optimization model using a simulation model of the operation of shearers in thin shallow layers, taking into account specific mining-geological and mining-technical conditions and related restrictions.*

Keywords*: mathematical model for optimization, small diameter auger, technical performance, specific energy consumption, rational parameters of the shearer.*

Сведения об авторах

О.Е. Шабаев
SPIN-код: 1447-2343
ORCID iD: 0000-0002-0845-7449
Телефон: +380 (95) 429-13-32
Эл. почта: oeshabaev@yandex.ru

П.П. Зинченко
SPIN-код: 4710-7409
ORCID iD: 0000-0002-4070-2715
Телефон: +380 (66) 427-45-36
Эл. почта: pawel.zin4encko@yandex.ru

В.Г. Нечепаев
ORCID iD: 0000-0003-4016-1661
Телефон: +380 (71) 391-12-64
Эл. почта: nechepayev@mech.donntu.org

Статья поступила 28.01.2021
© О.Е. Шабаев, В.Г. Нечепаев, П.П. Зинченко, 2021
Рецензент д.т.н., проф. В.П. Кондрахин

УДК 622.24

Н.Г. Афендиков /к.т.н./, О.Ф. Ларионов
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)

УСТОЙЧИВЫЕ МОМЕНТЫ ДВИГАТЕЛЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА ПРИВОДОВ С ЭКСКАВАТОРНЫМИ МЕХАНИЧЕСКИМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ ВРАЩАТЕЛЕЙ БУРОВЫХ СТАНКОВ ПРИ РАБОТЕ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРОВ КАРАКУБСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ

В статье проведены результаты экспериментальных исследований по замеру нагрузок на приводных двигателях постоянного тока независимого возбуждения с экскаваторной характеристикой при работе буровых станков в реальных производственных условиях Каракубского месторождения известняков. Определены устойчивые моменты, необходимые для выбора рациональных параметров шарошечного бурового инструмента и режимов его работы и для выбора мощности привода вращателя станка. Определены потери энергии из-за работы приводов на вращателе бурового станка в переходных процессах, обусловленных динамическими изменениями моментов сил сопротивления на буровой инструмент и скоростей вращения двигателей.

Ключевые слова:
Буровые станки шарошечного бурения, двигатели постоянного тока, экспериментальные исследования, устойчивый момент привода вращателя, потери энергии в переходных процессах.

Постановка проблемы

В настоящее время наибольшее распространение при бурении взрывных скважин на карьерах получило шарошечное бурение, которое наиболее эффективно при бурении скважин в скальных и полускальных породах практически в различных горно-геологических условиях. Для производства буровых работ на карьерах Каракубского месторождения применяются в основном станки шарошечного бурения типа СБШ-250-МНА 32, обладающие высокой универсальностью и значительным уровнем производительности. Для обеспечения дальнейшего повышения значений их эксплуатационной производительности и надежности необходимо установление рациональных параметров шарошечного бурового инструмента и режимов его работы, которое гарантируется полным использованием возможностей приводных электродвигателей вращателей при минимальных удельных энергетических затратах на разрушение породы в забоях скважин.

Анализ последних исследований и публикаций

Бурение взрывных скважин шарошечным инструментом - сложный процесс, при котором горная порода в забое разрушается скалыванием, смятием, истиранием, усталостным разрушением и другими способами [1,2]. При этих видах разрушения формируются моменты и вертикальные составляющие сил сопротивления на буровой головке. Причем спектральный состав нагрузок включают как высокочастотные слагаемые (до 100 Гц), так и низкочастотные слагающие (примерно 1,0…2 Гц) сил сопротивления.

Высокочастотные слагаемые нагрузки формируются за счет ударов при перекатывании шарошек буровых долот по забою. Высокая частота сопротивления породы зависит от количества и формы шарошек на буровых головках, размеров их диаметров, числа и формы зубьев шарошек [3].

Низкие частоты нагрузок формируется за счет изменчивости крепости буримой породы, трещиноватости, неоднородности и других горно-геологических факторов [4]. Кроме этих факторов на низкочастотные слагающие нагрузки влияют и кинематические параметры бурения.

Как известно, высокочастотные слагающие нагрузки сглаживаются электромеханической системой привода, а низкочастотные слагающие момента сил сопротивления практически не выравниваются [5]. Это приводит к тому, что электродвигатели приводов вращателей при определенных условиях работают все время в переходных процессах, когда происходит переход электропривода из одного установившегося состояния в другое, когда изменяется его угловая скорость, момент и ток двигателя [6]. Работа двигателей в переходных процессах приводит к потере энергии и дополнительному их нагреву [7]. Поэтому необходимо установить порядок опре-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

деления устойчивого момента двигателя постоянного тока независимого возбуждения с экскаваторной характеристикой и учитывать при выборе тепловой мощности привода вращателя потери энергии из-за переходных процессов, обусловленных динамическим характером момента сил сопротивления на буровом инструменте.

Цель (задачи) исследования

Целью исследований настоящей работы является повышение эффективности эксплуатации шарошечных буровых станков и повышение их показателей по производительности и по надежности, за счет определения показателей устойчивых моментов приводов вращателей, значения которых необходимы для выбора рациональных параметров шарошечных бурильных головок и рациональных режимов работы буровых станков, а также для выбора тепловой мощности двигателей постоянного тока с независимым возбуждением.

Для достижения цели исследования были поставлены следующие задачи:

– провести экспериментальные исследования в реальных производственных условиях (карьеров) Каракубского месторождения для получения зависимостей изменения скорости вращения приводных двигателей вращателей буровых станков в функции их нагруженности;

– определить устойчивые моменты двигателей постоянного тока с экскаваторной характеристикой приводов вращателей буровых станков, необходимые для выбора мощности двигателей и для выбора рациональных параметров шарошечного бурового инструмента и режимов его работы.

– установить зависимости, позволяющие определить потери энергии при работе двигателей приводов вращателей буровых станков в переходных процессах, обусловленных динамическими изменениями моментов сил сопротивления на исполнительных органах станков.

Основной материал исследования

В качестве приводных электродвигателей на карьерах Каракубского месторождения применяются двигатели постоянного тока с независимым возбуждением типа ДПВ-52 и ДПВ-72 при питании от тиристорного преобразователя ТПЭ 250/460.

При бурении горных пород со сложной структурой массивов карьеров рассматриваемого месторождения нагрузка привода вращателя носит изменчивый (динамичный) характер, обуславливаемый множеством факторов. Основными факторами являются изменение крепости горных пород как в одном слое, так и в различных слоях по глубине залегания, наличия трещиноватостей и неоднородностей, нарушений сплошности, а также наличия твердых включений (колчеданов и ожелезненных песчаных включений) в разрушаемых породах. Так, например, толщина слоев и коэффициент крепости пород при бурении изменяются случайным образом соответственно от 3 до 60 м и от 3 до 11 (по шкале профессора М.М. Протодьяконова), что оказывает значительное влияние на динамические процессы при бурении породы.

Поэтому для привода вращателей буровых станков шарошечного бурения широко применяют приводы постоянного тока с экскаваторной характеристикой, отличающиеся резким снижением скорости вращения при некотором, заранее определенном значении момента нагрузки $M_{ОС}$. Общий вид экскаваторной характеристики приведен на рис. 1.

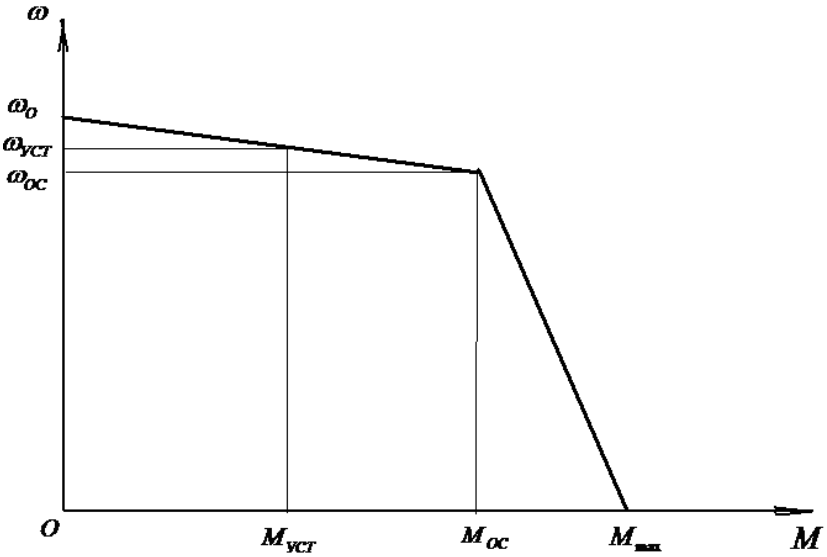


Рис. 1. Экскаваторная характеристика двигателя постоянного тока бурового станка

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Обозначения, приведенные на рисунке:

ω_o – скорость холостого хода двигателя;

$M_{уст}$ $\omega_{уст}$ – устойчивый момент и устойчивая скорость вращения двигателя;

$M_{ос}$, $\omega_{ос}$ – момент и скорость вращения отсечки двигателя;

M_{max} – максимальный момент (момент стопорения при ω_{max}=0).

Коэффициент жесткости характеристики на участке А-Б определяется зависимостью

$$k_{\beta АБ} = \frac{M_{ос}}{\omega_o - \omega_{ос}}, \quad (1)$$

Коэффициент жесткости характеристики на участке Б-В определяеся зависимостью

$$k_{\beta БВ} = \frac{M_{ос} - M_{\max}}{\omega_o - \omega_{ос}} \quad (2)$$

Двигатель с экскаваторной (саморазгружающейся) характеристикой подразумевает работу, в основном, с частотой вращения от ω_o до $\omega_{ос}$ на прямой А-Б механической характеристики вплоть до момента отсечки, затем скорость вращения снижается по линии Б-В и двигатель останавливается, но при этом крутящий момент на приводном валу сохраняется и несколько увеличивается по сравнению с моментом отсечки, но не так значительно, если бы работа происходила на продолжении линии А-Б с коэффициентом жесткости $k_{\beta АБ}$ и при этом в какой момент времени крутящий момент может превысить допустимый момент, исходя из прочности элементов бурового става, и при этом произойдет аварийный выход из строя бурового станка.

Когда, например, буровая головка упирается в непреодолимое препятствие и крутящий момент, развиваемый приводом вращателя, недостаточных для поворота шарошечного бура, не должно происходить «опрокидывание» двигателя, т. е. падение оборотов и снижение момента на валу двигателя. Для сохранения наибольшей производительности станка желательно, чтобы двигатель работал с постоянной частотой вращения до момента отсечки (наибольшей нагрузки). Это означает, что механическая характеристика должна быть жесткой, состоять из рабочего участка с минимальной линейной зависимостью частоты вращения от момента и нерабочего участка, соответствующего падению частоты вращения при максимальном моменте стопорения.

Для получения экскаваторных характеристик электродвигателей приводов вращателей используются управляемые тиристорные преобразователи или схемы «генератор-двигатель» с так называемой обратной связью и с «отсечкой» при заданном моменте нагрузки $M_{ОС}$.

В табл. 1 приведены значения крутящих моментов номинальных, отсечки, максимальных (стопорения) и соответствующих этим моментам скорости вращения двигателей.

В настоящей работе для получения данных о нагруженности электродвигателей постоянного тока независимого возбуждения типа ДПВ-52 с экскаваторной характеристикой привода вращателя бурового станка при эксплуатации станка шарошечного бурения типа СБШ-250-МНА32 на карьере «Жеголевский» были проведены экспериментальные исследования. При исследованиях с помощью осциллографа GW INSTEK GDS – 840C регистрировались значения: момента сил сопротивления на валу; напряжение на клеммах; ток якоря двигателя. Фрагмент осциллограммы представлен на рис. 2.

Таблица 1. Экскаваторные характеристики двигателей постоянного тока

№ п/п	Тип двигателя	Номинальный момент, Н·м	Номинальная скорость, об/мин	Момент отсечки, Н·м	Скорость отсечки, об/мин	Момент стопорения, Н·м	Скорость стопорения, об/мин
1	ДПВ-52	466	1230	630	1400	930	0
2	ДПВ-72	1146	750	1550	825	2200	0

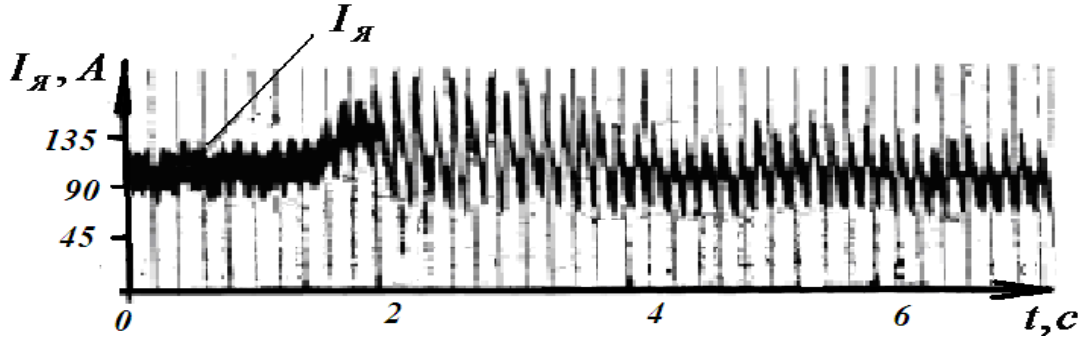


Рис. 2. Фрагмент осциллограммы записи тока якоря вращателя станка СБШ-250-МНА32

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Из анализа полученных данных экспериментальных исследований следует, что среднее значение момента сопротивления $M_{ср}$ на привод изменяется от 460 до 800 Н·м, амплитуда колебаний момента $A_м$ составляет 160…210 Н·м, частота колебаний фиксировалась только низкочастотная составляющая 2,5…3.0 Гц при бурении с двумя буровыми штангами.

Коэффициент неравномерности низкочастотной слагающей нагрузки определяется по зависимости

$$K_н = (M_{ср} + A_м) / M_{ср} \qquad (3)$$

Значения коэффициента неравномерности низкочастотной слагающей нагрузки из данных экспериментальных исследований $K_н$=1,3…1,35.

Высокая частота, которая формируется при разрушении шарошками породы в забое скважины, не фиксировалась записывающей аппаратурой при записи нагрузки из-за того, что она практически сглаживалась электро-механической системой привода вращателя из-за большой инертности бурового става с буровой коронкой (т. е. буровой став выполняет роль маховика, сглаживающего нагрузку).

Как известно [7,8], переход из одного установившегося состояния электрического привода в другое состояние, при котором изменяются значения скорости вращения, крутящего момента и тока двигателя, называют переходным процессом приводящим к значительному росту потерь мощности и более интенсивному нагреву двигателя.

Из приведенных экспериментальных данных следует, что двигатель работает в переходном процессе, при этом экскаваторная характеристика привода оказывает значительное влияние на его показатели. Поскольку изменение момента сил сопротивления и скорости вращения двигателя не по линейной зависимости, а по ломаной зависимости, состоящей из двух линий А-Б и Б-В (см. рис. 1). На второй линии Б-В при увеличении значений момента происходит более резкое уменьшение скорости вращения двигателя, чем на линии А-Б.

Устойчивый момент двигателя постоянного тока независимого возбуждения с экскаваторной характеристикой следует определять по следующей зависимости [5], аналогичной устойчивому моменту асинхронного двигателя

$$M_y = \frac{K_{уп} M_{ос}}{K_н (1 + K_д K_{вч})}, \qquad (4)$$

где $K_{уп}$ – коэффициент управления бурильным станком; $K_д$ – коэффициент динамичности (сглаживания) высокочастотной слагающей нагрузки; $K_{вч}$ – коэффициент высокочастотной слагающей нагрузки.

При высокой частоте значение коэффициента динамичности (сглаживания) высокочастотной слагающей нагрузки равен примерно нулю, поэтому выражение (4) можно представить в виде

$$M_y = M_{ос} / K_н. \qquad (5)$$

Из выражения (5) следует, что сумма значений устойчивого момента и амплитуды низкочастотной слагающей момента сил сопротивления не будут превышать момента отсечки $M_{ос}$, т.е.

$$M_y + A_м \le M_{ос}. \qquad (6)$$

Действующие в течение значительной части общего времени работы станка большие динамические нагрузки обусловливают основное количество тепловых потерь, выделяющегося в двигателе вращателя, и оказывают на его нагрев определяющее влияние.

Для количественного определения влияния переходных процессов электропривода на нагрев двигателя выполним расчет потерь энергии в двигателе за время переходных процессов [7,8].

В общем случае потери энергии в двигателях можно представлять в виде суммы потерь мощности $\Delta P_п$, постоянных потерь, не зависящих от нагрузки, и переменных потерь ΔP_v которые пропорциональны нагрузке двигателей

$$\Delta P = \Delta P_п + \Delta P_v \qquad (7)$$

Постоянные потери $\Delta P_п$ определяют потерями в электротехнической стали $\Delta P_{ст}$ и механическими потерями $\Delta P_{мех.}$.

Переменные потери ΔP_v определяются потерями в меди, которые пропорциональны квадрату тока двигателя и сопротивлениям обмоток.

$$\Delta P_v = I^2_я R_я \qquad (8)$$

Поскольку потребляемая энергия якорем двигателя независимого возбуждения определяется мощностью $P_я = M \cdot \omega_о$, а электромагнитная мощность определяется произведением $M\omega$, то переменные потери ΔP_v могут быть выражены также через электромагнитный момент и относительную скорость, а именно

$$\Delta P_v = M\omega_о - M\omega = M(\omega_о - \omega) = M\,\omega_о \frac{\Delta\omega}{\omega_o} = P_{эм} \frac{\Delta\omega}{\omega_o} \qquad (9)$$

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

где $P_{эм}$ – электромагнитная мощность; $\Delta\omega$, ω_o – соответственно перепад угловой скорости, обусловленный моментом M, и угловая скорость идеального холостого хода.

При токах, соответствующих номинальным режимам двигателей при работе на естественных характеристиках, переменные потери можно определить по данным двигателя. Поэтому удобно выразить потери при токах, отличных от номинальных, через номинальные.

Определим кратность тока двигателей x, равную:

$$x=I_я/I_{я,ном} \quad (10)$$

или

$$\Delta P_v=\Delta P_{v,ном}\, x^2 \quad (11)$$

При введении отношения постоянных потерь к номинальным переменным потерям

$$\alpha=\Delta P_c/\Delta P_{v\,ном}. \quad (12)$$

Суммарные потери можно представить выражением

$$\Delta P_v=\Delta P_v(\alpha+x^2). \quad (13)$$

Значение коэффициента α зависит от номинальной мощности, скорости и коэффициента исполнения двигателя и лежит в пределах α=0,5…2.

Потери энергии на участке механической характеристики А-Б при гармонических колебаниях момента сил сопротивления $M=M_{уст}+A_м\times$ $\times\sin(\Omega t-\psi)$ и скорости двигателя

$$\omega=\omega_{уст}+\Delta\omega\,\sin\Omega t.$$

Мгновенные значения мощности переменных потерь в двигателе постоянного тока определяются выражением

$$\Delta P_v(t)=M(t)[\omega_o-\omega(t)] \quad (14)$$

Выражение средних потерь за период колебаний момента и скорости получим из выражения

$$\Delta P_{v,ср}=\frac{\Omega}{2\pi}\int_0^{2\pi/\Omega}\left(\left[M_{уст}+A_м\sin(\Omega t-\Psi)\right]\times\right.$$
$$\left.\times\left[\omega_o-\omega_{уст}-\Delta\omega\sin\Omega t\right]\right)dt \quad (15)$$

Интегрируя выражение (15), получим

$$\Delta P_{v,ср}=M_{уст}(\omega_o-\omega_{уст})-A_м-\Delta\,\omega\cos\psi. \quad (16)$$

Из выражения (16) следует, что при низких частотах значения cosψ отрицательны, а наличие колебаний скорости приводит к росту потерь энергии, тем больше, чем ниже частота этих колебаний.

Выводы

Для обеспечения повышения значений эксплуатационной производительности и надежности буровых станков за счет выбора рациональных параметров шарошечного бурового инструмента и режимов его работы были проведены экспериментальные исследования в производственных условиях карьеров Каракубского месторождения известняков по замеру нагруженности двигателей постоянного тока независимого возбуждения с экскаваторной характеристикой.

При проведении исследований регистрировались значения крутящих моментов на валах двигателей вращателей, токов и скоростей их вращения.

Установлено, что приводы вращателей в основном эксплуатируются на более жесткой (горизонтальной) части механической характеристики двигателя, ниспадающая часть характеристики используется более редко и предназначена для предохранения от опрокидываний двигателей, неконтролируемого роста крутящих моментов, который может привести к поломке элементов шарошечных инструментов и приводов вращателя и поэтому двигатель останавливается, сохраняя крутящий момент.

Определено, что нагрузка на приводы вращателей с двигателем ДПВ-52 состоит в основном из низкочастотных составляющих (2,5…3,0 Гц), при этом крутящий момент на валу двигателя изменялся от 460 до 800 Н·м, амплитуда колебаний момента составила 160…210 Н·м, а значения коэффициента неравномерности низкочастотной слагающей нагрузки составляли 1,3…1,35.

Предложена зависимость для определения устойчивого момента двигателя постоянного тока независимого возбуждения с экскаваторной характеристикой, из которой следует, что сумма значений устойчивого момента и амплитуды низкочастотной слагающей момента сил сопротивления не превышают значения момента отсечки.

Для количественного определения влияния переходных процессов электропривода на нагрев двигателя предложены зависимости, позволяю-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

щие выполнить расчет потерь энергии в двигателе за время переходных процессов и установлено, что наличие колебаний скорости вращения двигателя приводит к росту потерь энергии, тем больше, чем ниже частота колебаний.

Литература

1. Барон, Л. И. Разрушение горных пород шарошечным инструментом / Л.И. Барон, Л.Б. Глатман – М.: Наука, 1966. – 136 с.
2. Буткин, В. Д. Выбор и рациональная эксплуатация буровых инструментов и станков на карьерах: Монография / В. Д. Буткин, А. В. Гилев, Д. Б. Нехорошев, В. Т. Чесноков, и [др.] – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2018. – 235 с.
3. Гилев, А. В. Проектирование рабочих органов и режимных параметров буровых станков для сложноструктурных горных массивов: монография / А. В. Гилев, А. О. Шигин, В. Д. Буткин. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2012. – 320 с.
4. Подэрни, Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Издатетельство Московского государственного горного университета, 2007, – 680 с.
5. Горбатов, П. А., Петрушкин, Г. В., Лысенко, Н. М., Павленко, С. В., Косарев, В. В. Горные машины для подземной добычи угля. // Учеб. пособие для вузов. Под общ. ред. Горбатова П. А. – 2-е изд., перераб. и доп. – Донецк: Норд Компьютер, 2006. – 669 с.
6. Забудский, Е.И. Электрические машины. Ч. 4. Машины постоянного тока: Учебное пособие – М.: МГАУ, 2009. – 217 с.
7. Дементьев, Ю. Н., Чернышев, А. Ю., Чернышев, И. А. Д–30 Электрический привод: учебное пособие. – Томск: Изд-во ТПУ, 2010. – 232 с.
8. Ключев, В.И. Теория электропривода.– М.: Энергоатомиздат, 2001 – 704 с.

N.G. Afendikov /Cand. Sci. (Eng.)/, O.F. Larionov
Donetsk National Technical University (Donetsk)

STABLE MOMENTS OF DIRECT CURRENT MOTORS OF DRIVES WITH EXCAVATOR MECHANICAL CHARACTERISTICS OF ROTATORS OF DRILLING RIGS WHEN OPERATING IN OPEN PITS OF THE KARAKUB LIMESTONE DEPOSIT

Background. *Establishment of rational parameters of the roller-cone tool of drilling rigs is possible with the full use of the capabilities of the drive electric motors of the rotators and the minimum specific energy costs for the destruction of rock in the bottomholes of the wells.*
Materials and/or methods*. To determine the stable moments of independent excitation direct current motors with excavator characteristics of rotator drives, experimental studies were carried out in the production conditions of the Karakub limestone deposit.*
Results. *A dependence is proposed for determining the stable moment of an independent excitation DC motor with an excavator characteristic, from which it follows that the sum of the values of the stable moment and the amplitude of the low-frequency component of the moment of resistance forces do not exceed the value of the cutoff moment.*
Conclusion. *For a quantitative determination of the influence of transient processes of an electric drive on the heating of the motor, dependences are proposed that allow calculating energy losses in the motor during the time of transient processes.*

Keywords: *rotary cutter drilling rigs, DC motors, experimental research, stable torque of the rotator drive, energy losses in transient processes.*

Сведения об авторе

Н.Г. Афендиков
ORCID iD: 0000-0001-8876-7254
Телефон: +380 (71) 376-13-46
Эд. почта: an77tn@gmail.com

О.Ф. Ларионов
Телефон: +380 (50) 628-23-60
Эд. почта: an77tn@gmail.com

Статья поступила 04.02.2021г.

© Н.Г. Афендиков, О.Ф. Ларионов, 2019

Рецензент д.т.н., проф. К.Н. Маренич

УДК 622.647.1

И.Б. Гуляева /к.т.н./, М.К. Маренич
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)
Л.А. Муфель /к.т.н./
ГУ «Макеевский государственный научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности» (Макеевка)

АДАПТАЦИЯ ПЕТЛЕВОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ МЕСТА ПОВРЕЖДЕНИЯ КАБЕЛЯ К УСЛОВИЯМ ПРИМЕНЕНИЯ В СТРУКТУРЕ РУДНИЧНОГО ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

В контексте развития исследований в области повышения безопасности эксплуатации электротехнических комплексов технологических участков шахт обоснована возможность выявления момента и места повреждения изоляции силовой жилы шахтного гибкого кабеля техническими средствами, адаптированными к использованию в составе силового рудничного электрооборудования при условии применения в структуре кабеля обособленного проводника. Представлены варианты схемных решений, реализующих концептуальные положения петлевого метода определения места повреждения кабеля.

Ключевые слова: *рудничное электрооборудование, гибкий кабель, изоляция, повреждение, исследование, выявление, схема, петлевой метод, адаптация, применение, технические предложения*

Постановка проблемы

Специфика ведения подземных горных работ по добыче полезных ископаемых предопределяет нестационарность применяемого технологического оборудования и необходимость использования в связи с этим разветвлённой системы гибких кабелей. Постоянно перемешаемое технологическое оборудование участка шахты, стеснённость пространства горной выработки и отсутствие средств механической защиты гибкого кабеля являются в совокупности факторами, предопределяющими его повреждения.

В этом случае практическую актуальность представляет минимизация времени простоя технологического оборудования, что в значительной степени определяется продолжительностью времени отыскания места повреждения кабеля. Этим обусловлена целесообразность применения специальных технических средств определения места повреждения изоляции в кабеле.

Анализ последних исследований и публикаций

Общий обзор методов и технических решений в области контроля технического состояния кабеля промышленной электросети и выявления места его повреждения представлен в работах [1,2]. Здесь, в частности, рассмотрены методы: колебательного разряда, индукционный, ёмкостной, акустический, импульсный, петлевой. Однако все они требуют применения дополнительных сложных технических устройств, схемы которых, как правило, не согласуются с условиями использования в составе рудничного силового взрывозащищённого электрооборудования. В то же время, петлевой метод, предполагающий использование дополнительного проводника в структуре кабеля при построении схемы измеряемых электрических компонентов, включающей фазный провод от источника питания до места повреждения кабеля и дополнительный проводник, может служить прототипом при разработке технического средства определения места повреждения изоляции кабеля, адаптированного к условиям применения в структуре рудничных электротехнических комплексов.

Цель исследования

Целью настоящего исследования является обоснование способа определения места повреждения шахтного гибкого кабеля, соответствующего концепции петлевого метода и условиям применения в структуре рудничных электротехнических комплексов.

Основной материал исследования

Механические повреждения шахтных гибких кабелей в полной мере могут быть отнесены к потенциально опасным состояниям. Как следует из [3], в качестве причины возгорания шахтных гибких экранированных кабелей более 40 % слу-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

чаев составляют междуфазные короткие замыкания вследствие повреждения изоляции их силовых жил. Такие повреждения могут наступать как вследствие сдавливания кабелей, так и в результате разрушения их оболочек внешними острыми предметами. При этом, при сдавливании наступает эффект повреждения резиновой изоляции силовых жил их смещающимися проволочными компонентами. В дальнейшем это переходит в соприкосновение последних с экранами из полупроводящей резины, покрывающими резиновую изоляцию жил и, в конечном итоге, к электрическому контакту фаз с центральной медной жилой, выполняющей в данном случае функцию элемента заземления с вероятным последующим переходом в стадию междуфазного короткого замыкания. Аналогичный эффект имеет место и при внешнем механическом повреждении кабеля с той лишь разницей, что электрический контакт фазного проводника с экранами осуществляется внешним повреждающим предметом. Таким образом, процесс повреждения фазы шахтного гибкого экранированного кабеля может быть иллюстрирован схемой (рис. 1), где питающее напряжение на кабель подаётся со вторичной обмотки трансформатора участковой подстанции, фазы которой соединены по схеме «звезда», фазные проводники кабеля представлены продольными активными ($R_к=\Sigma R_{кi}$) и индуктивными ($X_к=\Sigma X_{кi}=2\pi f\,\Sigma L_{кi}$) сопротивлениями (где $R_{кi}$, $L_{кi}$ – соответственно, активные сопротивления и индуктивности элементарных отрезков погонной длины кабеля, f=50 Гц – частота напряжения сети). Активное сопротивление экрана из полупроводящей резины, покрывающего резиновую изоляцию фазной жилы кабеля, в зависимости от сечения жилы находится в пределах 0,5÷1,5 кОм/км длины и также может быть представлено суммой сопротивлений элементарных отрезков ($R_{эр}=\Sigma r_{эрi}$) [3,4]. Однако, в соответствии со структурой кабеля, эти отрезки, относящиеся к разным фазам, представляются параллельными соединениями при таком же параллельном подключении к элементарным отрезкам (сопротивления $r_{зпi}$) центрального медного заземляющего проводника (жилы кабеля, рис. 2).

Таким образом, в соответствии со схемой (рис. 1), место повреждения изоляции фазы кабеля отмечено точкой «D», а применение петлевого метода состояло бы в создании и балансировке моста сопротивлений (рис. 3), содержащего помимо резисторов R1, R2, сопротивления (представленные резисторами) участков повреждённой R4.1, R4.2 и неповреждённой R3 фазных жил кабеля.

Несмотря на то, что аппаратно-измерительная часть схемы реализации данного метода не пригодна к применению в условиях эксплуатации рудничных электротехнических комплексов, отдельные компоненты метода представляют практический интерес. В данном случае речь идёт об использовании сопротивлений участков проводника от источника до места повреждения и от места повреждения до конца кабеля, при этом проводник должен быть обособлен от контролируемой жилы кабеля подобно проводнику с сопротивлением R3 (рис. 3).

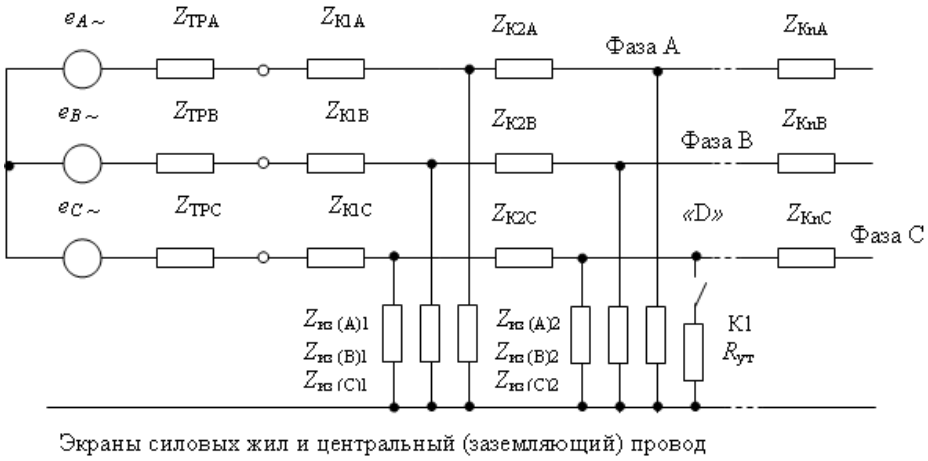


Рис. 1. Схема имитации повреждения (замыкание контакта Кут) изоляции фазы «С» через сопротивление утечки ($R_{ут}$) в кабеле присоединения к трансформатору участковой подстанции: e_A, e_B, e_C – ЭДС фаз «А», «В», «С» трансформатора подстанции; $Z_{ТР}$ и Z_{Ki} образованы последовательным подключением активных (r_i) и индуктивных (xLi) компонентов, соответственно, трансформатора и элементарных отрезков кабеля; $Z_{из\,i}$ образованы параллельным подключением активных ($R_{из\,i}$) и ёмкостных ($X_{Ci}=1/2\pi f\,C$i) составляющих сопротивления изоляции элементарных отрезков кабеля, где Ci – ёмкость изоляции элементарного отрезка кабеля

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

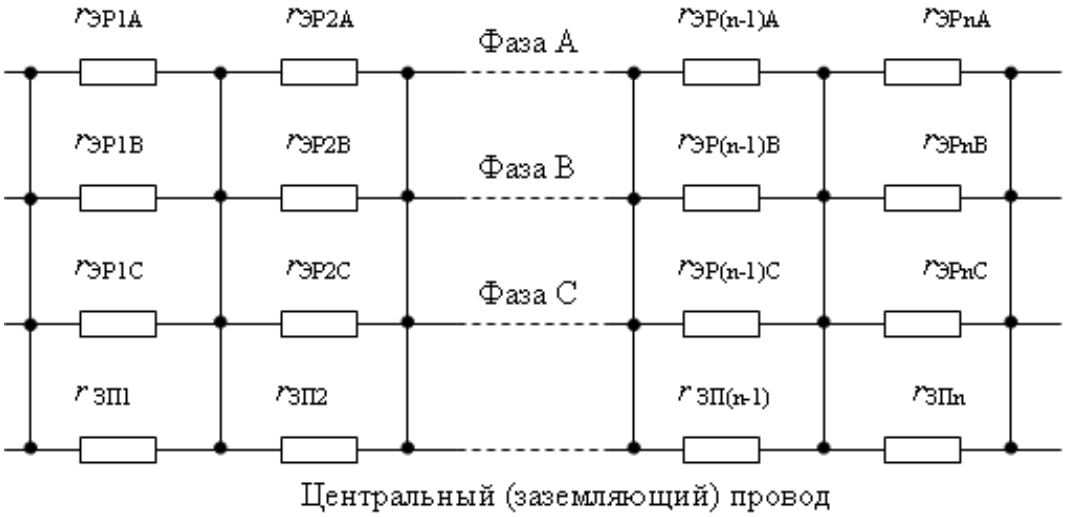


Рис. 2. Схемная интерпретация соединения элементарных отрезков экранов (из полупроводящей резины) силовых жил шахтного гибкого экранированного кабеля и центрального (заземляющего) провода



Рис. 3. Схема, иллюстрирующая концепцию петлевого метода определения места (точка «D») повреждения изоляции фазы кабеля

Предположим, что в качестве такого проводника служит обособленный провод, выполненный из высокоомного материала (например, сплав нихром с удельным сопротивлением 1,1 Ом·мм^2/м при температуре окружающей среды 20 °С [5]), проложенный по всей длине кабеля и имеющий электрический контакт с точкой «D» повреждения изоляции силовой жилы. Тогда могут быть созданы условия не только вычислить место повреждения изоляции кабеля, но и выявить момент такого повреждения, что иллюстрируется схемой (рис.4), где $Z_{АД}$ – комплексные сопротивления фаз асинхронного двигателя потребителя.

Применение высокоомного обособленного провода (с сопротивлениями $R_{оп1}$ и $R_{оп2}$) позволяет ввести допущение о корректности неучёта комплексных сопротивлений обмоток трансформатора участковой подстанции и силовых жил кабеля. Также можно пренебречь сопротивлением дополнительного медного обособленного проводника, связывающего точка «Н2» – «К2» (рис. 4). В качестве последнего может быть использована вспомогательная (сигнальная) жила кабеля.

Наличие полупроводниково-ёмкостных цепей, связывающих измертельные присоединения через точки «Н1» и «Н2» с точкой нулевого потенциала трёхфазной вторичной обмотки трансформатора участковой подстанции позволяет не нарушать режим изолированной нейтрали трансформатора и ограничить продолжительность измерительного процесса временем заряда конденсаторов $C1$ и $C2$, выпрямленными токами, проходящими по цепям $R_{ут} – R_{оп1} – R1$ и $R_{ут} – R_{оп2} – R2$, соответственно. Этим обеспечивается эффект формирования серии экспоненциально снижающихся по амплитуде импульсов напряжения на резисторах R1 и R2, начало которой определено моментом повреждения изоляции силовой жилы кабеля в точке «D» (рис. 1; рис. 3; рис. 4) [6].

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

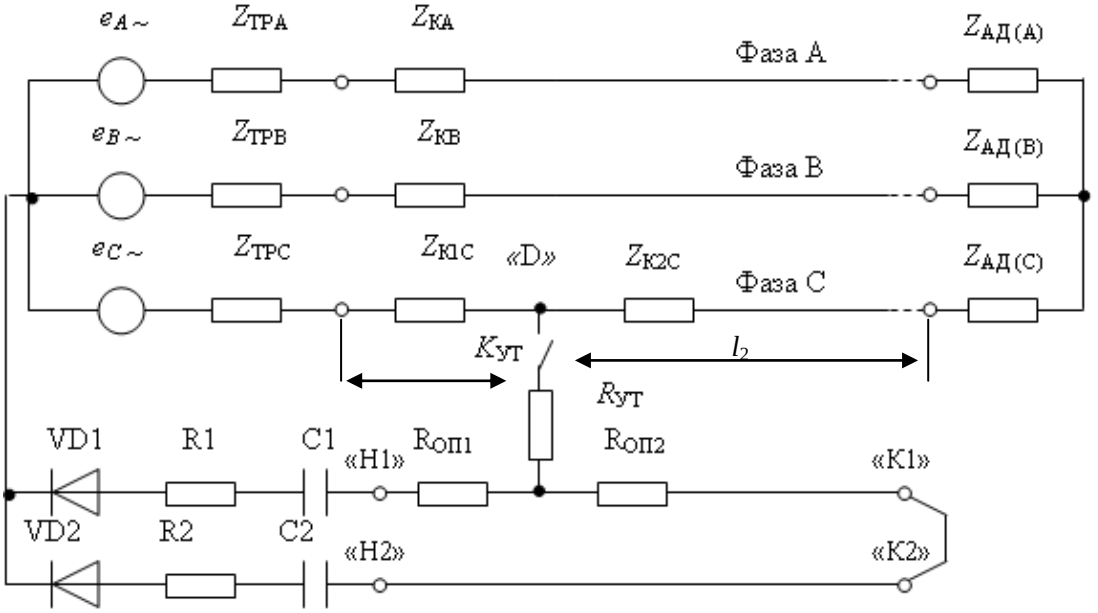


Рис. 4. Схема, иллюстрирующая способ выявления момента и места (точка «D») повреждения изоляции силовой жилы кабеля

Амплитуда тока в цепи сопротивления утечки ($R_{ут}$) будет составлять в соответствии с первым законом Кирхгофа:

$$I_{m\,ут} = E_{m(C)} \cdot \left(R_{ут} + \frac{R_{\Sigma 1} \cdot R_{\Sigma 2}}{R_{\Sigma 1} + R_{\Sigma 2}} \right)^{-1}, \qquad (1)$$

где $R_{\Sigma 1}=R_{on1}+R1$; $R_{\Sigma 2}=R_{on2}+R2$; $E_{m(C)}$ – амплитуда фазной ЭДС трансформатора участковой подстанции (фаза «С» по рис. 4).

Распределение амплитуд токов в ветвях $R_{\Sigma 1}$ и $R_{\Sigma 2}$ находится в обратной пропорции к соотношению сопротивлений этих ветвей:

$$\frac{I_{m1}}{I_{m2}} = \frac{I_{m1}}{I_{m\,ут} - I_{m1}} = \frac{R_{\Sigma 2}}{R_{\Sigma 1}}, \qquad (2)$$

откуда

$$I_{m1} = \frac{I_{m\,ут} R_{\Sigma 2}}{R_{\Sigma 2} + R_{\Sigma 1}}. \qquad (3)$$

Диоды VD1 и VD2 будут определять однополярность токов в ветвях $R_{\Sigma 1}$ и $R_{\Sigma 2}$, а конденсаторы $C1$ и $C2$ – экспоненциальное снижение амплитуд токов с постоянными времени $T1=R_{\Sigma 1}\cdot C1$ и $T2=R_{\Sigma 2}\cdot C2$, соответственно. При этом соотношение длин участка обособленного провода от его начала до точки «D» повреждения изоляции фазы кабеля и от этой точки до конца провода определяется соотношением сопротивлений:

$$\frac{l_1}{l_2} = \frac{R_{on1}}{R_{on2}} \approx \frac{R_{\Sigma 1}}{R_{\Sigma 2}} = \frac{I_{m2}}{I_{m1}}, \qquad (4)$$

что позволяет выполнить соответствующие вычисления, основываясь на параметрах первых полуволн синусоид падений напряжения на резисторах R1 и R2. Так, например, равенство амплитуд этих полуволн указывает на место «D» повреждения изоляции кабеля в его средней точке.

Таким образом, концептуальное решение, представленное на рис. 4, позволяет решить задачу выявления точки повреждения изоляции фазы кабеля техническими средствами, адаптированными к промышленному применению. Однако проблемным остаётся вопрос применения в кабеле высокоомного обособленного провода, гарантированно воспринимающего контакт с силовой жилой кабеля в месте повреждения её изоляции.

Эта задача невыполнима в существующей конструкции шахтных гибких экранированных кабелей, где потенциал фазы в случае повреждения её изоляции будет мгновенно распространяться на экраны (полупроводящая резина) фазных проводников и центральный медный провод. Тем не менее, отдельные структурные компоненты концептуальной модели (рис. 4) могут быть адаптированы к условиям эксплуатации шахтного гибкого экранированного кабеля. Здесь речь может идти о:

- схеме выявления момента повреждения изоляции силовой жилы (силовых жил);
- выявлении точки (места) повреждения изо-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

ляции силовой жилы по соотношению токов в её участках;

- применении обособленного проводника, воспринимающего контакт фазы кабеля вследствие повреждения её изоляции.

Этим допущениям соответствует схема (рис. 5). Момент повреждения изоляции фазы кабеля фиксируется началом формирования экспоненциально снижающихся по амплитуде импульсов напряжения $U_{вых}$ на резисторе R1, а после защитного отключения коммутационного аппарата SA1 контакторами К1; К2; К3 выходное напряжение трансформатора TV2 поочерёдно и кратковременно подаётся на фазы «А», «В»; «С» кабельного присоединения. При этом конечные точки фаз кабеля на время данной измерительной операции должны быть соединены между собой (контакты К5–К7), либо подсоединены к трёхфазной нагрузке (статор асинхронного двигателя потребителя).

В случае повреждения изоляции (фаза «С» по рис. 5) ток в цепи датчика тока ТА будет составлять:

- включен контакт К1

$$I_{TA(A)} = \frac{U_{TV2}}{sqr\left((r_{k(A)} + r_{k(C)2} + R_{ут})^2 + (x_{k(A)} + x_{k(C)2})^2\right)} = \frac{U_{TV2}}{Z_{A\text{-}C2}}; \quad (5)$$

- включен контакт К2

$$I_{TA(B)} = \frac{U_{TV2}}{sqr\left((r_{k(B)} + r_{k(C)2} + R_{ут})^2 + (x_{k(B)} + x_{k(C)2})^2\right)} = \frac{U_{TV2}}{Z_{B\text{-}C2}}; \quad (6)$$

- включен контакт К3

$$I_{TA(C)} = \frac{U_{TV2}}{sqr\left((r_{k(C)1} + R_{ут})^2 + x_{k(C)1}{}^2\right)} = \frac{U_{TV2}}{Z_{C1}}, \quad (7)$$

где – комплексные сопротивления фаз, соответственно, «А» и «В» и участка фазы «С» от точки «D» повреждения изоляции кабеля до конца кабеля (по рис. 5).

Как правило, при механическом повреждении проводником фазы резиновой изоляции силовой жилы кабеля сопротивление утечки $R_{ут} \approx 0$. С учётом этого, упрощаются выражения 5-7.

В дальнейшем, на основании данных о величине токов в цепи датчика тока ТА может быть определено место повреждения изоляции жилы кабеля, например, в виде отношения длины участка жилы от точка «D» повреждения до конца кабеля к общей длине кабеля:

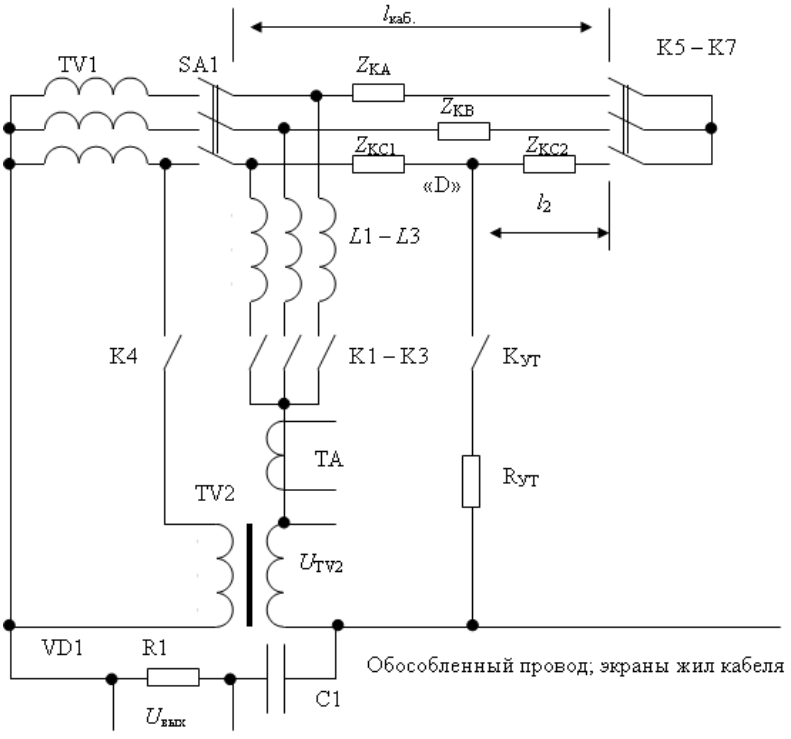


Рис. 5. Схема, иллюстрирующая процесс контроля момента и выявления места повреждения изоляции шахтного гибкого экранированного кабеля

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

$$\frac{l_2}{l_{лаб}} = \frac{Z_{kC2}}{Z_{kA}} = \frac{Z_{kC2}}{Z_{kB}}, \quad (8)$$

что поясняется следующими соотношениями:

$$\frac{I_{TA(A)}}{I_{TA(C)}} = \frac{Z_{kC1}}{Z_{kA} + Z_{kC2}} = \frac{Z_{kA} - Z_{kC2}}{Z_{kA} + Z_{kC2}}, \quad (9)$$

откуда

$$I_{TA(A)} \cdot (Z_{kA} + Z_{kC2}) = I_{TA(C)} \cdot (Z_{kA} - Z_{kC2});$$

$$Z_{kC2} \cdot (I_{TA(A)} + I_{TA(C)}) = Z_{kA} \cdot (I_{TA(C)} - I_{TA(A)});$$

$$\frac{Z_{kC2}}{Z_{kA}} = \frac{I_{TA(C)} - I_{TA(A)}}{I_{TA(A)} + I_{TA(C)}}. \quad (10)$$

Рассмотренный процесс выявления места повреждения изоляции фазы кабеля может быть осуществлён, если центральную медную жилу кабеля, имеющую контакт по всей длине с экранами (силовых жил), выполненными из полупроводящей резины, использовать в качестве обособленного проводника, не выполняющего функцию заземления (а в конструкцию кабеля ввести дополнительный заземляющий проводник, не связанны с указанными экранами). При этом функция выявления утечки тока (повреждения изоляции) в соответствии со схемой (рис. 5) осуществляется присоединением цепи VD1–R1–C1 к общей точке «звезды» вторичных обмоток трансформатора TV1 участковой подстанции и обособленному проводу кабеля.

Выводы

Исследованиями установлена принципиальная возможность схемной реализации функции выявления момента и места повреждения изоляции фазы шахтного гибкого экранированного кабеля при условии использования в его структуре обособленного проводника, соединённого через диод и активно-ёмкостную цепь с общей точкой вторичных трехфазных обмоток трансформатора питающей подстанции и адаптации концептуальных положений петлевого метода к применению в условиях эксплуатации силового рудничного электрооборудования.

Направлением дальнейших исследований является проблематика распространения разработанных технических решений на схемы силовых присоединений функциональных узлов многомашинных рудничных электротехнических комплексов.

Список литературы

1. Методы определения места повреждения кабеля [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://extxe.com/22726/metody-opredelenija-mesta-povrezhdenija-kabelja/. – Загл с экрана.
2. Определение мест повреждений кабельных линий. Петлевой метод [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://elektromontagnik.ru/?address=labs/lab13/&page=page43. – Загл с экрана.
3. Демченко О.А. Обоснование мер предотвращения взрывов при эксплуатации гибких силовых кабелей на угольных шахтах: дис. … канд. техн. наук: 05.26.01 / Демченко Олег Александрович. – Макеевка, 2011. – 194 с.
4. Шахтные кабели. Кабели силовые гибкие теплостойкие экранированные шахтные на напряжение 1,14 кВ КГРЭТШ, КГРЭОТШ. ТУ 16.К180-023-2010 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://www.kamkabel.ru/landing/. – Загл с экрана.
5. Краткий справочник по проводам [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://inmanus.3dn.ru/publ/spravochniki/ehl_spravochniki/kratkij_spravochnik_po_provodam/8-1-0-155. – Загл с экрана.
6. Патент на изобретение 103934 (UA), МПК (2006.01) H02H 3/02; H02H 3/10 Пристрій захисту від впливу зворотного енергетичного потоку асинхронного двигуна на точку короткого замикання в кабелі живлення / К.М. Маренич, І.В. Ковальова, І.О. Лагута. – а 2012 01369. Заявл. 09.02.2012. Опубл. 10.12.2013. Бюл. №23. – 5 с.: ил.

I.B. Guliaeva /Cand. Sci. (Eng.)/, M.K. Marenich
Donetsk National Technical University (Donetsk)
L.A. Mufel /Cand. Sci. (Eng.)/
State Makeevka Safety in Mines Research Institute (Makeevka)

ADAPTATION OF THE LOOP METHOD FOR DETERMINING THE LOCATION OF CABLE DAMAGE TO THE CONDITIONS OF APPLICATION IN THE STRUCTURE OF A MINING ELECTRICAL COMPLEX

Background. *The use of flexible cables in mines is due to the need for power supply of non-stationary power electromechanical sheathing. Under these conditions, there is a high probability of mechanical*

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

damage to the cable insulation, which is unacceptable. In this regard, research and development, which relate to the identification of the fact and place of damage to the insulation of a flexible mine cable are relevant.

Materials and/or methods. *Based on the specifics of the layout and operation of a mine flexible cable, the possibility of using the general concept of the loop method for determining the location of phase insulation damage has been investigated, provided that the appropriate technical means are adapted to the operating conditions of the power mine electrical equipment and the use of a separate wire in the structure of the protected cable.*

Results. *Studies have established the fundamental possibility of the circuit implementation of the function of detecting the moment and place of damage to the insulation of the phase of a flexible shielded cable, provided that a separate conductor is used in its structure, connected through a diode and an active-capacitive circuit with a common point of the secondary three-phase windings of the supply substation transformer and adaptation of the conceptual provisions of the loop method for use in operating conditions of power mine electrical equipment.*

Conclusion. *In the context of the development of research in the field of improving the safety of operation of electrical complexes of technological sections of mines, the possibility of identifying the moment and place of damage to the insulation of the power core of a mine flexible cable by technical means adapted for use as part of power mine electrical equipment is substantiated, provided that a separate conductor is used in the cable structure. Variants of circuit solutions that implement the conceptual provisions of the loop method for determining the location of cable damage are presented.*

Keywords: *mine electrical equipment, flexible cable, insulation, damage, research, detection, diagram, loop method, adaptation, application, technical proposals.*

Сведения об авторах

И.Б. Гуляева
Телефон: +380 (71) 332-75-75
Эл. почта: iraguliaeva@gmail.com

Л.А. Муфель
Телефон: +380 (71) 475-08-99
Эл. почта: maknii.ra@gmail.com

М.К. Маренич
Телефон: +380 (71) 328-05-79
Эл. почта: marenichmk@gmail.com

Статья поступила 18.02.2021 г.
© И.Б. Гуляева, М.К. Маренич, Л.А. Муфель, 2021
Рецензент д.т.н., проф. И.А. Бершадский



УДК 621.313.333

К.Н. Маренич /д.т.н./, Е.С. Дубинка /к.т.н./
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ПОДАВЛЕНИЯ ОБРАТНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОТОКОВ АСИНХРОННЫХ ДВИГАТЕЛЕЙ КАК ФАКТОР ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЗАЩИТЫ ОТ ЭЛЕКТРОПОРАЖЕНИЯ В ЭЛЕКТРОУСТАНОВКАХ ШАХТЫ

Рассмотрены средства подавления обратных энергетических потоков асинхронных двигателей. Исследованы возможности применения закорачивания дополнительной статорной обмотки и индукционно-динамического торможения асинхронного двигателя как способа реализации функции подавления его обратного энергетического потока в процессе защитного обесточивания промышленного участкового электротехнического комплекса.

Ключевые слова: *электротехнический комплекс, асинхронный двигатель, режим выбега, обратная ЭДС, защитное обесточивание, управление параметрами, моделирование.*

Постановка проблемы

Потенциально опасное состояние шахтной участковой электрической сети на временном интервале, следующем за моментом отключения напряжения питания, обусловлено функционированием асинхронного двигателя (АД) потребителя в режиме выбега, который в этом случае функционирует как электрогенерирующая установка, подавая в сеть электродвижущую силу (ЭДС), индуктируемую вращающимся полем токов ротора. В общем случае подавление обратного энергетического потока в сети предполагает формирование управляющего воздействия, приводящего к снижению амплитуды и продолжительности индуктирования обратной ЭДС АД. Комплексная оценка изменения время-амплитудного параметра обратной ЭДС АД должна рассматриваться в контексте соответствия критерию электробезопасности силовых присоединений асинхронного двигателя. В связи с этим управление параметрами обратной ЭДС АД должно предусматривать максимальный уровень и максимальную интенсивность снижения ее амплитуды.

С учетом того, что обратная ЭДС АД обусловлена динамическим электромагнитным состоянием асинхронной машины, представляется уместным воздействовать на процесс снижения этой ЭДС путем управления электромагнитным состоянием АД на интервале выбега.

В качестве вариантов могут быть рассмотрены воздействия как на электрические, так и на электромеханические параметры двигателя, определяющие амплитудно-частотные характеристики его обратной ЭДС [1].

Анализ последних исследований и публикаций

Исследования в области предотвращения опасного воздействия обратных энергетических потоков АД осуществлялись в разных направлениях, наиболее характерными из которых являлись:

1. Поиск и реализация исполнительных устройств подавления обратных ЭДС асинхронных двигателей. Результаты исследований [2] позволяют сделать вывод о принципиальной возможности защитного обесточивания электротехнического комплекса участка шахты, однако все предложенные технические решения имеют ограниченную область применения. Кроме того, специфика технического исполнения устройств ограничивает возможности практического применения. В частности, проблемным является вопрос внедрения конструкции силового полупроводникового короткозамыкателя либо трехфазного коммутатора статорной обмотки непосредственно в конструкцию двигателя.

2. Устройства и принципы выявления аварийного состояния питающего кабеля автономно действующими техническими средствами, установленными как со стороны питающей подстанции, так и со стороны асинхронного двигателя потребителя [3].

Следовательно, в настоящее время не существует корректного технического решения, которое отличалось бы достаточными параметрами быстродействия и приемлемостью реализации. Поэтому актуальным является поиск решений в области реализации функции подавления обратного энергетического потока АД компактным силовым электрическим устройством, адаптиро-

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

ванным к применению в условиях эксплуатации рудничного электрооборудования.

Цель (задачи) исследования

Целью исследования является анализ способов подавления обратных энергетических потоков и установление рациональной структуры исполнительного устройства подавления обратной ЭДС АД в режиме выбега, удовлетворяющей критерию быстродействия обесточивания аварийного присоединения.

Основной материал исследования

Факторы электротравматизма и функции защиты от электропоражения в сети электротехнического комплекса (ЭТК) участка шахты иллюстрируются схемой (рис. 1).

Из анализа схемы формирования электропоражающего фактора в электрической сети участка шахты на примере применения последних разработок в области обеспечения электробезопасности (аппарат АЗУР-4МК) следует, что реакцией защиты на прикосновение человека к фазе сети ($R_{ут}$) на участке между контактором КМ1 пускателя и АД ($M1$) потребителя будет отключение автоматического выключателя $QF1$ участковой трансформаторной подстанции одновременно с включением короткозамыкателя 3 фазы, к которой произошло прикосновение, что выявляется блоком определения поврежденной фазы (ОПФ) 4. Заданная персоналом величина составляющей емкости изоляции сети компенсируется статическим компенсатором 6. В соответствии с техническими характеристиками аппарата АЗУР-4МК эта его собственная защитная функция по продолжительности составляет 0,01 с [4]. Общая продолжительность процесса отключения автоматического выключателя $QF1$ достигает 90 мс.

Электропоражающий фактор (количество электричества q в цепи утечки тока на землю) может быть рассчитан в отношении касания человеком с собственным сопротивлением тела $R_{ут}$=1 кОм фазы сети между магнитным пускателем и АД для следующих состояний:

– состояние 1 – средства защиты от электропоражения отсутствуют;

– состояние 2 – срабатывает защита от утечек тока на землю с закорачиванием «поврежденной» фазы через 0,01 с от начала процесса и с отключением напряжения сети через 0,1 с от начала процесса. Компенсируется емкость изоляции 0,5 мкФ/фазу. Влиянием обратной ЭДС АД пренебрегаем;

– состояние 3 – срабатывает защита от утечек тока на землю (аналогично предыдущему варианту). После отключения сети учитывается воздействие обратной ЭДС АД мощностью 250 кВт (нагрузкой АД пренебрегаем);

– состояние 4 – учитываются все параметры состояния 3. При этом принимается двухскоростной АД типа АДВК-355$LA$12/4, номинальной мощности 250/85 кВт, и в режиме выбега закорачивается обмотка пониженной скорости;

– состояние 5 – учитываются все параметры состояния 3. При этом принимается двухскоростной АД типа АДВК-355$LA$12/4, номинальной мощности 250/85 кВт, и в режиме выбега закорачивается обмотка номинальной скорости;

– состояние 6 – учитываются все параметры состояния 3. При этом в момент возникновения утечки тока на землю осуществляется индукционно-динамическое торможение АД типа ЭКВ4-250, номинальной мощности 250 кВт (угол отпирания тиристора динамического торможения 100 эл. град.); задержка процесса 0,05 с (на коммутацию сети).

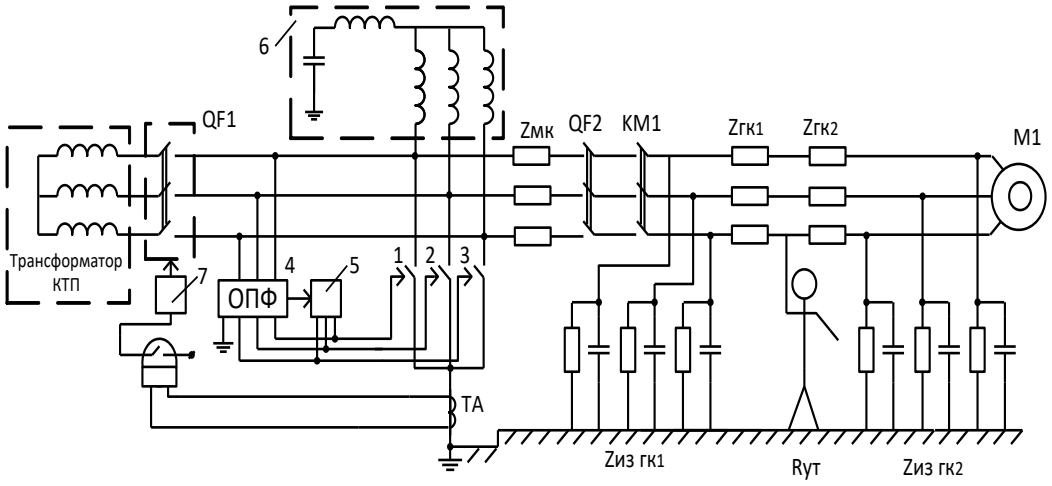


Рис. 1. Схема формирования электропоражающего фактора в электрической сети ЭТК:
1,2,3 – фазные короткозамыкатели, ФК; *4* – блок выявления поврежденной фазы; *5* – блок управления ФК; *6* – компенсатор емкости сети; *7* – устройство отключения автоматического выключателя $QF1$

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Исследование параметров электробезопасности применительно к вышеперечисленным состояниям может быть выполнено методом компьютерного моделирования. При этом за основу принимается расчетная схема (см. рис. 1) и вводятся допущения: линейное напряжение сети 1140 В, сечение кабелей (марки КГЭШ) варьируется в диапазоне от 25 мм^2 до 70 мм^2 (25 мм^2, 35 мм^2, 50 мм^2, 70 мм^2). При этом исследования выполняются для кабелей следующих протяженностей: 100 м, 200 м, 300 м.

Полученные параметры и обобщенные характеристики процесса представлены графиками (рис. 2…15) [5].

Анализ диаграмм тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление утечки (без учета компенсации емкости сети) (рис. 2…4) позволяет сделать вывод о превышении уровня количества электричества через человека нормированной величины по критерию электробезопасности (q=50 мА·с).

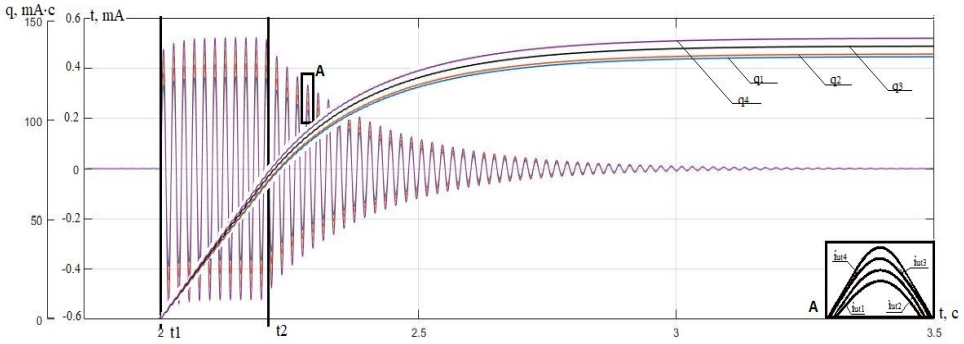


Рис. 2. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 100 м, состояние 1

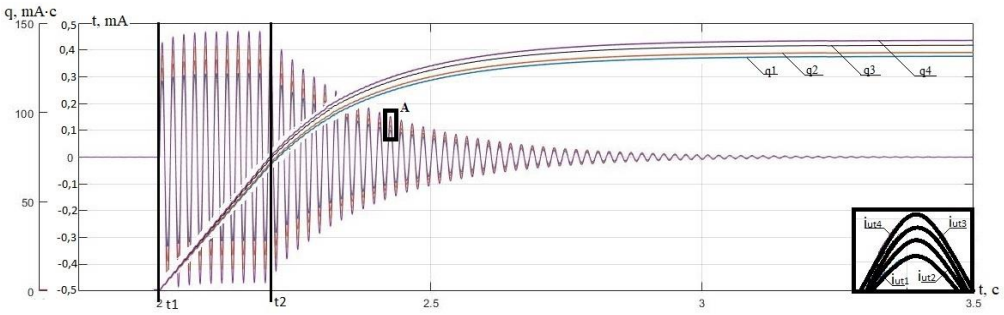


Рис. 3. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 200 м, состояние 1

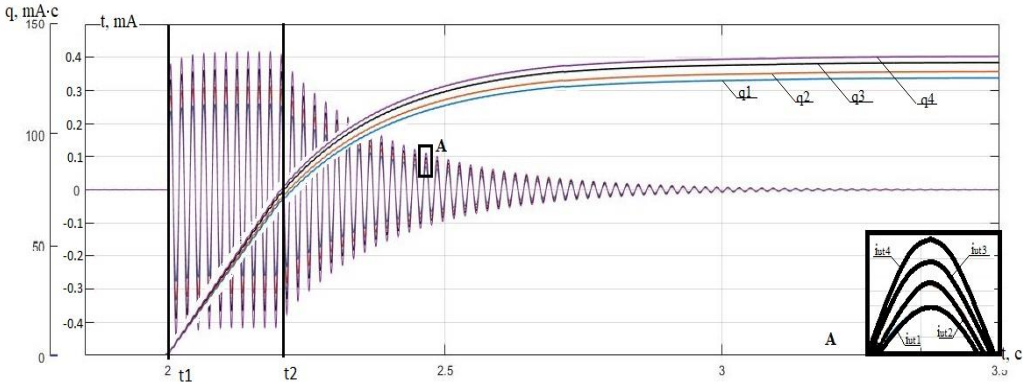


Рис. 4. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 300 м, состояние 1

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

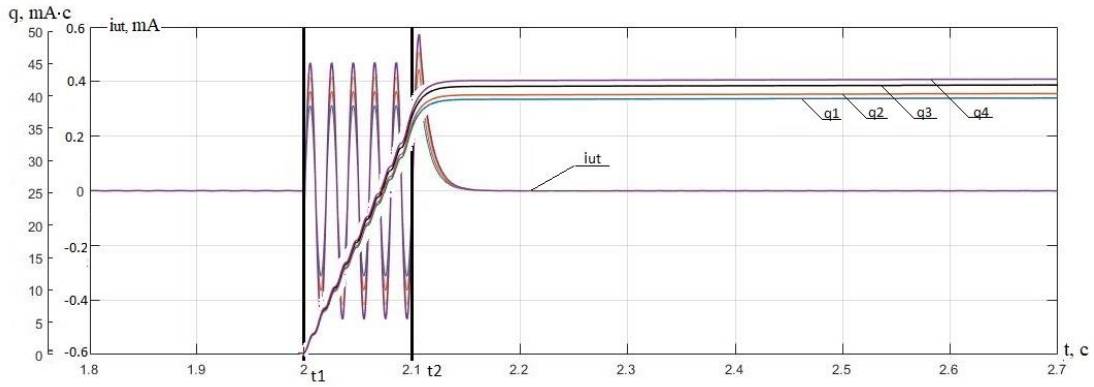


Рис. 5. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 100 м, состояние 2;
t_1 – начало аварийного процесса; t_2 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю

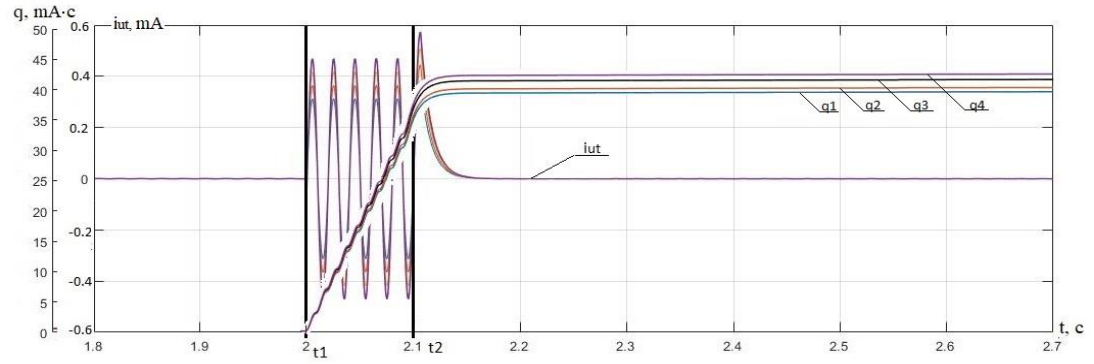


Рис. 6. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 200 м, состояние 2;
t_1 – начало аварийного процесса; t_2 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю

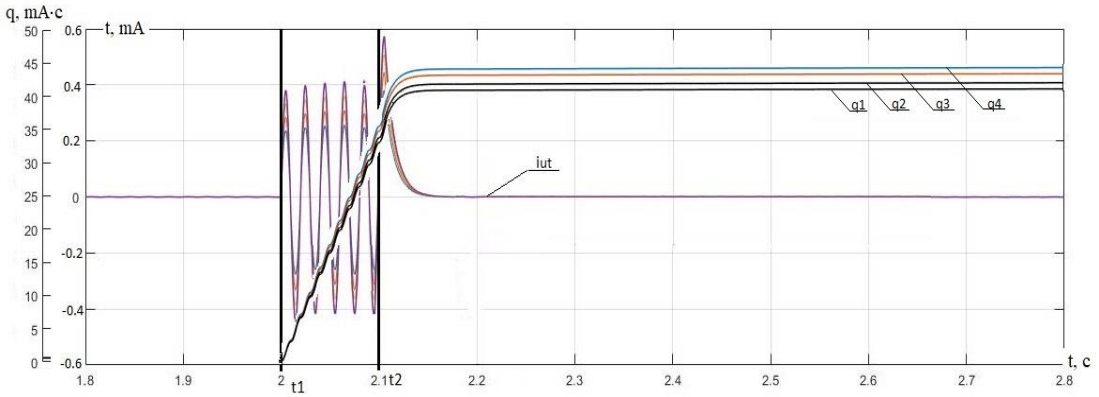


Рис. 7. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 300 м, состояние 2;
t_1 – начало аварийного процесса; t_2 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

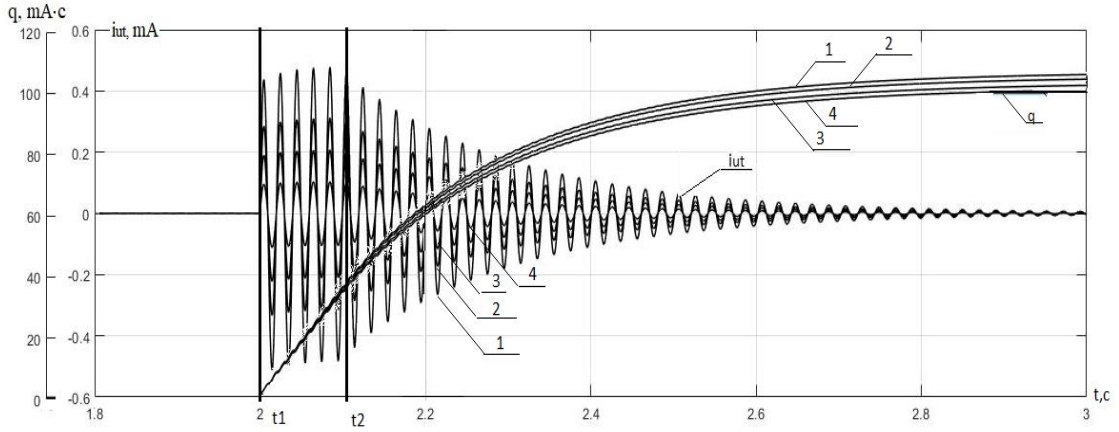


Рис. 8. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 100 м, состояние 3; t_1 – начало аварийного процесса;
t_2 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю

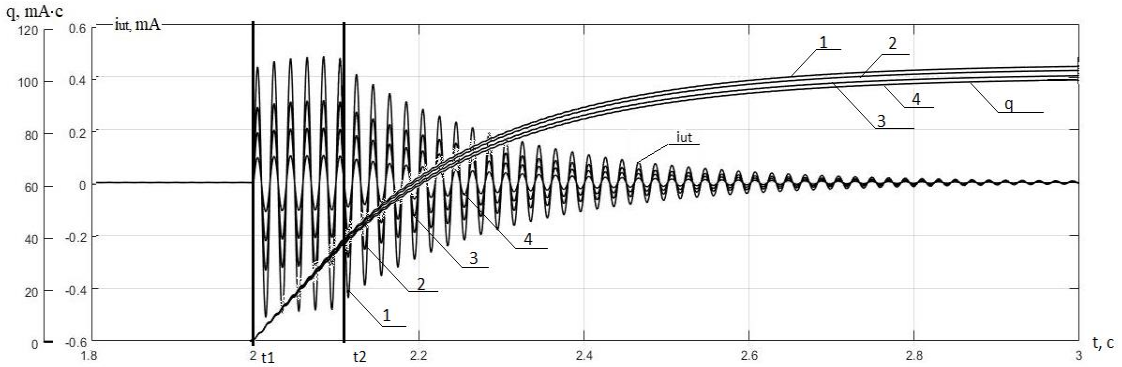


Рис. 9. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 200 м, состояние 3; t_1 – начало аварийного процесса;
t_2 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю

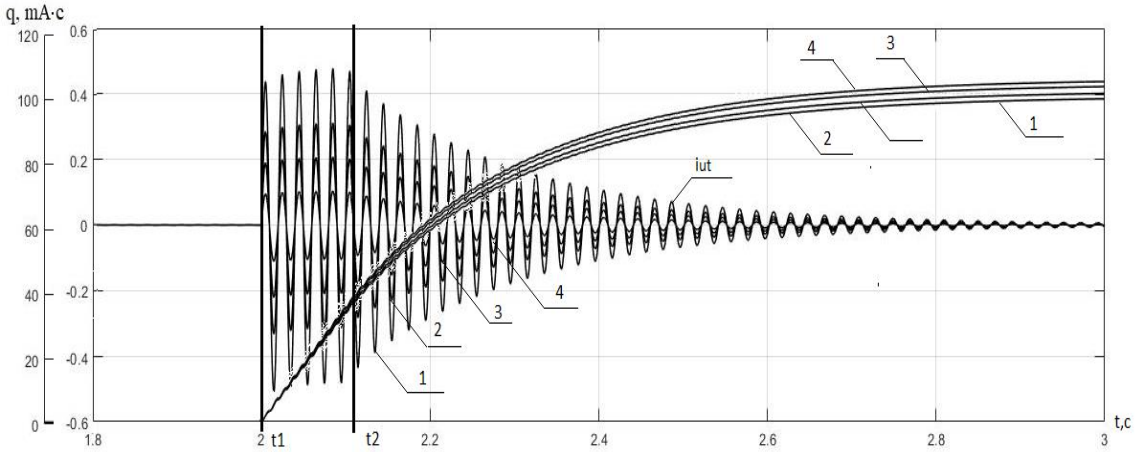


Рис. 10. Диаграммы величин тока утечки на землю и накопления количества электричества через сопротивление цепи утечки в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2; *4* – КГЭШ 3х25 мм^2.
Длина кабеля 300 м, состояние 3; t_1 – начало аварийного процесса;
t_2 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

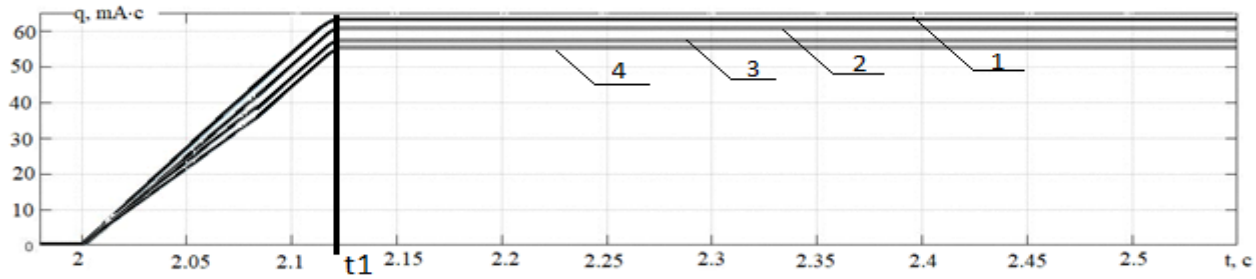


Рис. 11. Диаграмма изменения во времени количества электричества q через сопротивление утечки тока на землю при касании человека, $R_{ут}$=1кОм, к подключенной к сети обмотке номинальной скорости двухскоростного АД типа АДВК-355*LA*12/4, номинальной мощности 250/85 кВт кВт, при наличии ограничивающего эффекта со стороны закороченной отключенной обмотки статора этого же двигателя в режиме выбега,
t_1 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю;
утечка тока на землю произошла в кабеле для кабелей марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2;
4 – КГЭШ 3х25 мм^2 длиной 200 м, состояние 4

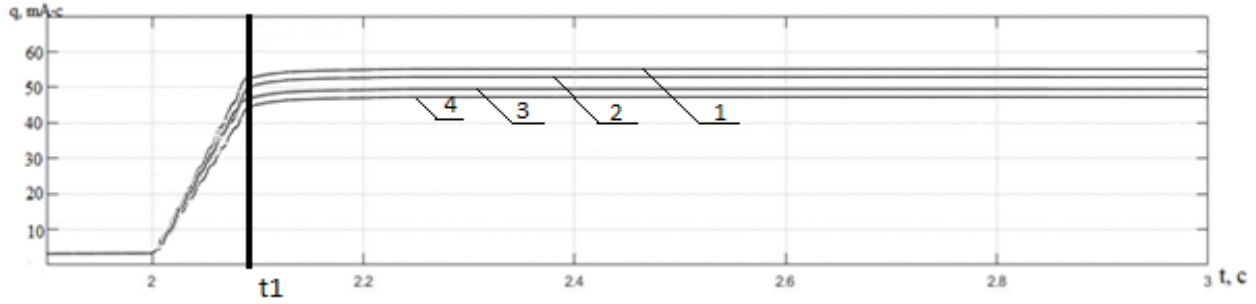


Рис. 12. Диаграмма изменения во времени количества электричества q через сопротивление утечки тока на землю при касании человека, $R_{ут}$=1кОм, к подключенной к сети обмотке пониженной скорости двухскоростного АД типа АДВК-355*LA*12/4, номинальной мощности 250/85 кВт, при наличии ограничивающего эффекта со стороны закороченной отключенной обмотки статора этого же двигателя в режиме выбега,
t_1 –момент срабатывания аппарата защиты от утечек тока на землю;
утечка тока на землю произошла в кабеле для кабелей марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2;
4 – КГЭШ 3х25 мм^2 длиной 200 м, состояние 5

Анализ свойств ограничения электропоражающего фактора в отключенной от сети обмотке статора двухскоростного АД позволяет сделать вывод о функциональной недостаточности данного способа [6,7]. Так, допустимый параметр электробезопасности (q=50 мА·с) будет превышен в следующих случаях:

– при касании к подключенной к сети обмотке номинальной скорости двухскоростного асинхронного двигателя при наличии ограничивающего эффекта со стороны закороченной отключенной обмотки статора этого же двигателя в режиме выбега для всех типов кабелей;

– при касании к подключенной к сети обмотке пониженной скорости двухскоростного асинхронного двигателя при наличии ограничивающего эффекта со стороны закороченной отключенной обмотки статора этого же двигателя в режиме выбега для кабелей типа КГЭШ 3×70 мм^2 и КГЭШ 3х50 мм^2.

Очевидным фактором усиления эффекта подавления обратной ЭДС АД является совмещение процесса формирования контура повышенного тока в цепи статора с процессом замедления ротора, что соответствует эффекту индукционно-динамического торможения АД. Диаграммы параметров структуры ЭТК в состоянии индукционно-динамического торможения АД в диапазоне углов отпирания тиристора цепи тока динамического торможения $100 \leq \alpha \leq 135$ (эл. град.) приведены на рис. 13…15, из которых следует, что способ индукционно-динамического торможения АД позволяет ограничить электропоражающий фактор вне зависимости от сечений и длин кабелей марки КГЭШ, в которых может образоваться цепь утечки ($R_{ут}$=1 кОм) тока на землю.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

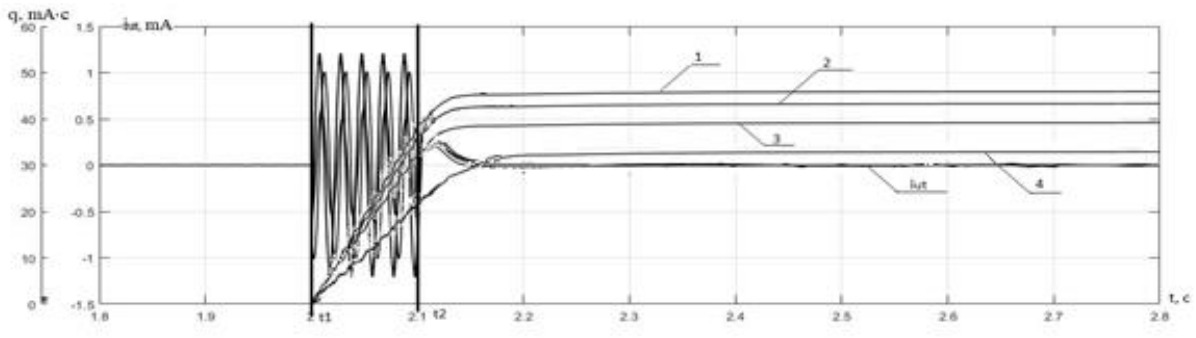


Рис. 13. Диаграммы мгновенных значений тока утечки на землю и количества электричества q через сопротивление точки, R_{ym}=1кОм, в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2;
4 – КГЭШ 3х25 мм^2 с учетом эффекта ИДТ АД
типа ЭКВ4-250, мощностью 250 кВт; длины кабеля 100 м

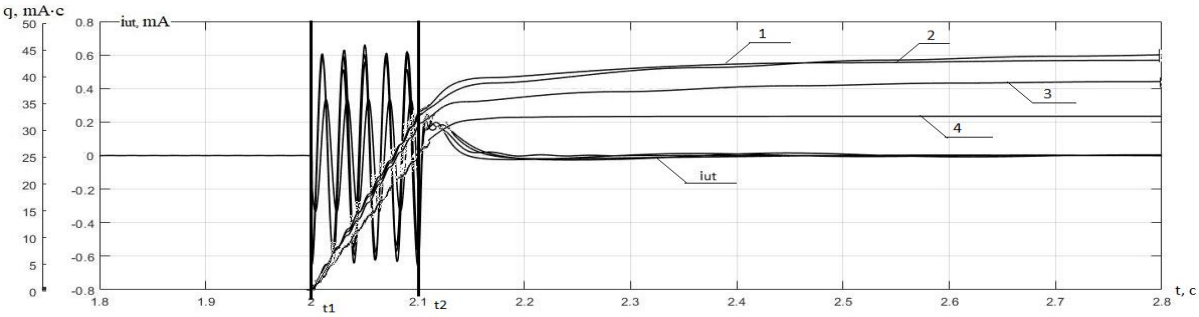


Рис. 14. Диаграммы мгновенных значений тока утечки на землю и количества электричества q через сопротивление точки, R_{ym}=1кОм, в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2;
4 – КГЭШ 3х25 мм^2 с учетом эффекта ИДТ АД
типа ЭКВ4-250, мощностью 250 кВт; длины кабеля 200 м

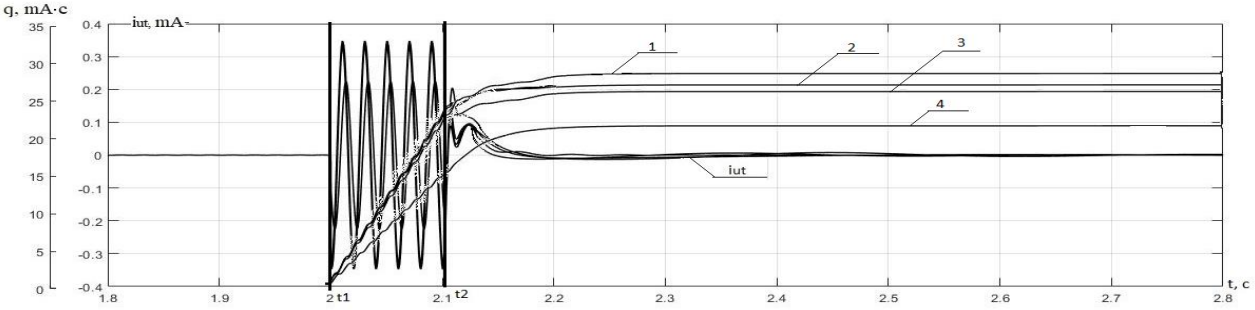


Рис. 15. Диаграммы мгновенных значений тока утечки на землю и количества электричества q через сопротивление точки, R_{ym}=1кОм, в кабелях марки:
1 – КГЭШ 3х70 мм^2; *2* – КГЭШ 3х50 мм^2; *3* – КГЭШ 3х35 мм^2;
4 – КГЭШ 3х25 мм^2 с учетом эффекта ИДТ АД
типа ЭКВ4-250, мощностью 250 кВт; длины кабеля 300 м

Выводы

Исследованиями установлен эффект уменьшения величины количества электричества q в сопротивлении утечки на землю при закорачивании отключенной от сети обмотки статора двухскоростного АД либо дополнительной обмотки статора односкоростного АД в режиме выбега двигателя в сравнении с этим же параметром при отсутствии указанного управляющего воздействия. При этом выявлена функциональная недостаточность данного защитного воздействия. В частности, установлен широкий диапазон длин и сечений кабелей марки КГЭШ, в котором допустимый параметр электробезопасности (q=50 мА•с) будет превышен вне зависимости от наличия либо отсутствия эффекта закорачивания отключенной от сети дополнительной обмотки статора АД как применительно к односкоростному, так и применительно к двухскоростному двигателю.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

Установлено, что фактором усиления эффекта подавления обратной ЭДС АД является совмещение процесса формирования контура повышенного тока в цепи статора с процессом замедления ротора, что соответствует эффекту индукционно-динамического торможения АД и позволяет ограничить величину количества электричества в цепи утечки тока на землю до безопасных (q≤50 мА·с) величин для всех сечений кабелей марки КГЭШ длиной до 300 м.

Список литературы

1. Дубинка, Е.С. Обеспечение безопасных режимов работы шахтных электрических сетей на основе управления параметрами обратных ЭДС электропотребителей: дис. … канд. техн. наук: 05.26.01 / Дубинка Екатерина Сергеевна. – Донецк, 2020. – 155 с.
2. Маренич, К.Н. Теоретические основы и принципы применения защитного обесточивания рудничных электротехнических комплексов: монография. – Донецк: Технопарк ДонГТУ «УНИТЕХ», 2015. – 234 с.
3. Маренич, К.М. Наукові основи впровадження автоматичного захисного двобічного знеструмлення шахтної дільничної електромережі: монографія / К.М. Маренич, І.В. Ковальова. – Донецьк: ДонНТУ, 2012. – 125 с.
4. Аппарат защиты от токов утечки унифицированный рудничный АЗУР-4МК. Руководство по эксплуатации ИТЭП.648513.004.РЭ. – Донецк, 2013. – 28 с.
5. Управление параметрами обратных ЭДС асинхронных двигателей как средство повышения безопасности эксплуатации промышленных электросетей: монография / К.Н. Маренич, Е.С. Дубинка. – Донецк: Донецкая политехника, ГОУВПО «ДонНТУ», 2020. – 142 с.
6. Lipo, T.A. Dual Stator Winding Induction Machine Drive / T.A. Lipo, A.R. Muñoz // IEEE Transactions on Industry Applications. – 2000. – No.5. Vol.36. – P. 1369-1379.
7. Pienkowski, K. Analysis and Control of Dual Stator Winding Induction Motor // Arch. Electr. – 2012. – Eng. 61. – P.421-438.

K.N. Marenich /Dr. Sci. (Eng.)/, E.S. Dubinka /Cand. Sci. (Eng.)/
Donetsk National Technical University (Donetsk)

ANALYSIS OF METHODS FOR SUPPRESSING REVERSE ENERGY FLOWS OF ASYNCHRONOUS MOTORS AS A FACTOR OF PROTECTION AGAINST ELECTRIC SHOCK IN THE ELECTRICAL INSTALLATIONS OF MINES

Background. *Means for suppressing reverse energy flows of induction motors (IM) are considered. The possibilities of using the short-circuiting of an additional stator winding and induction-dynamic braking of an asynchronous motor as a method of realizing the function of suppressing its reverse energy flow in the process of protective de-energization of an industrial district electrical complex have been investigated.*

Materials and/or methods. *The electrical shock factor can be calculated concerning a person's contact with a body's body resistance of 1 kOhm to the network phase between the magnetic starter and the blood pressure for the following network conditions. There are no means of protection against electrocution; protection against current leakage to earth is triggered with short-circuiting of the «damaged» phase in 0.01 s from the beginning of the process; a two-speed IM of the type is adopted and in the coasting mode the winding of the reduced speed is short-circuited; a two-speed IM type is adopted and in the coasting mode the winding of the rated speed is short-circuited; at the moment of current leakage to the ground, induction-dynamic braking of the IM is carried out. Studies of electrical safety parameters about all of the above conditions were carried out by the method of computer simulation.*

Results. *Studies have established the effect of reducing the amount of electricity q in the earth leakage resistance when short-circuiting the stator winding of a two-speed IM, or an additional stator winding of a single-speed IM in the run-down mode of the motor, in the absence of the specified control action. At the same time, the functional insufficiency of this protective effect was revealed. In particular, a wide range of lengths and cross-sections of cables of the KGESH brand has been established in which the permissible electrical safety parameter (q=50 mA) of a two-speed engine.*

Conclusion*. It has been established that the factor of enhancing the effect of suppressing the back EMF of the AM is the combination of the formation of an increased current loop in the stator circuit with the process of deceleration of the rotor, which corresponds to the effect of induction-dynamic*

braking of the AM, and makes it possible to limit the amount of electricity in the earth leakage circuit to safe ($q \leq 50$ mA·s) values for all cross-sections of KGESh cables up to 300 m long.

Keywords: *electrotechnical complex, asynchronous motor, coasting mode, reverse EMF, protective de-energizing, parameter control, modelling.*

Сведения об авторах

К.Н. Маренич
SPIN-код: 8632-8425
ORCID: 0000-0002-6309-4986
Телефон: +380 (71) 301-98-61
Эл. почта: knm1@donntu.org

Е.С. Дубинка
SPIN-код: 3110-5247
ORCID iD: 0000-0002-3003-6421
Телефон: +380 (71) 302-74-94
Эл. почта: ekaterina_sd@bk.ru

Статья поступила 18.02.2021
© К.Н. Маренич, Е.С. Дубинка, 2021
Рецензент д.т.н., проф. А.П. Ковалев



ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

УДК 628.16.046:669.187.5

А.А. Троянский /д.т.н./, А.Ю. Пасечник, С.Н. Ратиев
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)

РАЗВИТИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ОПИСАНИЯ ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ОТЛИВОК ЭШП

Проведен анализ математических моделей, описывающих теплораспределение в шлаковой ванне при электрошлаковом переплаве. Предложена модель, основанная на схеме замещения шлаковой ванны эквивалентной электрической схемой для расчета поля потенциалов, позволяющая получить распределение температуры по сечению шлаковой ванны и слитка, описывающая процесс выплавки биметаллического слитка сталь-медь методом электрошлакового переплава.

Ключевые слова: *электрошлаковые технологии, теплораспределение, моделирование, многослойные отливки.*

Постановка проблемы

Электрошлаковая технология (ЭШТ) как одно из направлений специальной электрометаллургии уже более полувека занимает ведущее место в производстве слитков и отливок для изделий ответственного назначения. Связано это, помимо способности глубокого рафинирования, с благоприятными условиями и в определенной мере управляемостью процесса кристаллизации металла при электрошлаковом переплаве в охлаждаемом кристаллизаторе.

Известно, что формирование структуры [1] и качество будущего слитка либо отливки ЭШП (электрошлаковый переплав) зависит от формы и глубины металлической ванны. Кроме того, при использовании ЭШТ для получения слойных (многослойных) отливок текущие параметры металлической ванны определяют качество сплавленных слоев и протяженность переходных зон [2,3,4].

Управлять параметрами металлической ванны (глубиной и формой) и ее тепловым состоянием в целом можно за счет следующих методов и способов:

– изменение по ходу плавки электрических параметров (величины тока и напряжения), наложение электромагнитных полей;

– изменение коэффициента заполнения кристаллизатора, размеров и расположения расходуемых электродов – источников каплеобразования;

– использование дугошлаковых процессов [5];

– применение токоведущих кристаллизаторов [6];

– введение в ванну твердых или жидких материалов [7,8].

Анализ последних исследований и публикаций

В настоящее время для описания теплового состояния шлаковой и металлической ванн, определения управляющих воздействий на их параметры по ходу плавки широко применяют методы моделирования, в частности математического.

Наиболее распространенными из них являются:

1. Построение поля температур на основе решения уравнения нестационарной теплопроводности с внутренними источниками тепла с учетом магнитогидродинамических явлений в шлаковой ванне [9,10].

2. Расчет поля потенциалов шлаковой ванны как жидкой токопроводящей среды [11,12] с последующим расчетом теплового поля на основе уравнения Джоуля – Ленца.

3. Расчет поля потенциалов на основе эквивалентной схемы замещения шлаковой ванны [13]. Способ, не отражая физической сущности процессов, происходящих в шлаковой ванне, позволяет относительно просто на основе закона Кирхгофа получить распределение тока и напряжения по сечению шлаковой ванны, то есть начальные энергетические параметры для дальнейшего расчета температурного поля.

Цель (задачи) исследования

Целью исследования является разработка математической модели, позволяющей описать распределение температуры по сечению шлаковой ванны и слитка и на основе полученных закономерностей выбрать оптимальные параметры электрошлакового переплава (ток, напряжение, электропроводность шлака, глубина шлаковой

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

ванны) для получения минимальной переходной зоны в многослойном слитке.

Основной материал исследования

Указанные выше модели в основном применяют для математического описания классического метода ЭШП (расходуемый электрод – слиток).

Вместе с тем часто возникают задачи по разработке технологии плавки с использованием нерасходуемых электродов, в частности при наплавке меди на стальную подложку [14]. Последняя является частью будущего двухслойного слитка и одновременно затравкой.

Основное требование к такой технологии – получение минимально возможной протяженности переходной зоны. Она может быть получена такой при создании специальных тепловых режимов: температура шлака должна быть выше температуры его плавления на 50…100 °С и находиться в интервале: T плавления меди < T шлака < T плавления стали.

В этом случае, можно обеспечить плавление медной проволоки, подаваемой в шлак, и ее равномерное растекание по поверхности, нагретой до ранее рассчитанной температуры стальной заготовки, обеспечив, таким образом, межатомное взаимодействие металлов и образование твердых растворов в переходной зоне.

Для математического описания тепловых процессов такого варианта электрошлаковой плавки необходима расширенная математическая модель теплового состояния, учитывающая требование получения минимальной переходной зоны.

С этой целью предлагается усовершенствованная модель на основе модели 3, в которой полученные результаты расчета поля температур являются начальным условием для решения дифференциального уравнения нестационарной теплопроводности.

Расчет проводили для варианта нагрева стальной пластины диаметром 150 мм и толщиной 20 мм, расположенной на водоохлаждаемом медном поддоне, жидким шлаком (высота ванны 50 мм) в графитовой трубе с толщиной стенки 20 мм, которая теплоизолирована слоем кварцевого песка 50 мм. Шлак состава 20% CaF_2-80% Na_3AlF_6 поддерживали в жидком состоянии за счет выделения в нем джоулева тепла при прохождении электрического тока в цепи «графитированный электрод (диаметр 50 мм) – шлак – затравка – поддон». Использовали жидкий старт.

Значения температур в узлах расчетной сетки шлаковой ванны в начальный период определяли расчетом по методу замещения, согласно модели 3 [13]. Температуру стальной затравки принимали 20 °С.

В последующие периоды плавки температурное поле в затравке и шлаковой ванне определяли решением дифференциального уравнения теплопроводности методом конечных разностей по явной схеме:

$$\rho \cdot C \cdot (t) \cdot \frac{\partial t}{\partial \tau} = \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial}{\partial r} \cdot \left(r \cdot \lambda(t) \cdot \frac{\partial t}{\partial \tau} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \cdot \left(\lambda(t) \cdot \frac{\partial t}{\partial z} \right).$$

Шаг расчетной сетки по вертикальной оси и по радиусу выбрали 5 мм, шаг по времени 1 секунда, что соответствует критерию устойчивости.

Принимали следующие граничные условия:

На поверхности шлаковой ванны – теплообмен с внешней средой происходит конвекцией и излучением.

$$-\lambda_{шл} \left. \frac{\partial t_{шл}}{\partial r} \right|_{z=0} = \alpha_{шл}^{ср} \left[t_{шл} - t_{ср} \right] + c_0 \cdot \varepsilon'_{пр} \cdot \left[\left(\frac{t_{шл}}{100} \right)^4 - \left(\frac{t_{ср}}{100} \right)^4 \right],$$

где $\lambda_{шл}$ – теплопроводность шлака; $\alpha_{шл}^{ср}$ – коэффициент теплоотдачи между шлаком и внешней средой; $t_{шл}$ – температура шлака; $t_{ср}$ – температура среды; c_0 – коэффициент излучения абсолютно твердого тела; $\varepsilon'_{пр}$ – приведенная степень черноты.

На поверхности контакта «затравка – медная стенка поддона – охлаждающая вода» теплообмен описывали по упрощенной модели [15]:

$$-\lambda_з \left. \frac{\partial t_з}{\partial r} \right|_{z=0} = \alpha_з^n \left[t_з - t_n \right],$$

где $\alpha_з^n$ – коэффициент теплоотдачи затравка – поддон; $t_з$ – температура затравки; t_n – температура поддона; $\lambda_з$ – теплопроводность затравки.

На границе раздела «шлак – стенка тигля, затравка – стенка тигля» теплообмен описывается уравнением:

$$-\lambda_{шл(з)} \frac{\partial t_з}{\partial r} = \alpha_{шл(з)}^{ст} \left[t_{шл(з)} - t_{ст} \right],$$

где $t_{шл(з)}$ – температура шлака (затравка); $t_{ст}$ – температура стенки; $\alpha_{шл(з)}^{ст}$ – коэффициент теплоотдачи шлак (затравка) – стенка; $\lambda_{шл(з)}$ – теплопроводность шлака (затравки).

Данное условие применимо при моделировании процессов электрошлакового обогрева слитков, переплава с использованием нерасходуемого электрода и электрошлаковой тигельной плавки [16].

На границе раздела «шлак – стальная затравка» обмен тепла описывается уравнением:

$$\lambda_з \frac{\partial t_з}{\partial z} = \lambda_{шл} \frac{\partial t_{шл}}{\partial z},$$

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

где $\lambda_{шл}$ – теплопроводность шлака; $\lambda_з$ – теплопроводность затравки.

Расчеты осуществляли для половины электрода, шлаковой ванны и затравки с учетом их симметрии относительно вертикальной оси, где

$$\frac{\partial t}{\partial r} = 0 .$$

Использовали пакет прикладной программы Microsoft Excel.

В табл. 1 приведены результаты расчета температур в различных точках электрода, шлаковой ванны и стальной пластины – затравки через 27 минут от начала плавки (U=27 В, I=600 А, температура охлаждающей воды до 80 °С).

Адекватность модели проверяли путем сопоставления расчетных показателей с реальными их значениями, измеренными в процессе наплавки меди на сталь на специально разработанной лабораторной установке (рис. 1).

На графике (рис. 2) представлено изменение расчетных и реальных значений температуры шлака во времени.

Табл. 1. Температурное поле шлаковой ванны, затравки

Электрод				1555	1262	1146	1093	1066	1050	1041	1035	1031	1029	1028	Ячейки шлаковой ванны
1353	1479	1521	1542	1555	1346	1228	1160	1120	1095	1079	1068	1061	1057	1055	
1393	1433	1456	1459	1433	1340	1259	1200	1159	1130	1111	1097	1088	1082	1080	
1392	1404	1411	1403	1376	1323	1268	1221	1185	1157	1136	1122	1111	1105	1102	
1379	1381	1379	1368	1344	1309	1270	1233	1202	1176	1157	1142	1131	1124	1121	
1364	1363	1357	1345	1325	1298	1268	1239	1213	1190	1172	1157	1147	1140	1137	
1351	1348	1341	1329	1312	1290	1266	1242	1220	1200	1183	1169	1159	1153	1149	
1340	1337	1330	1319	1304	1285	1265	1244	1224	1206	1191	1178	1168	1162	1159	
1334	1330	1323	1312	1299	1282	1264	1245	1227	1210	1195	1183	1174	1168	1165	
1330	1327	1320	1309	1296	1280	1263	1245	1228	1212	1198	1186	1177	1171	1168	
1077	1075	1069	1061	1051	1040	1027	1014	1001	988	978	969	962	957	955	Ячейки затравки
827	825	821	816	809	800	791	782	773	764	756	750	745	741	739	
579	578	575	572	567	562	556	550	544	538	533	529	526	524	522	
332	331	330	328	326	324	321	318	315	312	310	308	306	305	304	
80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	поддон

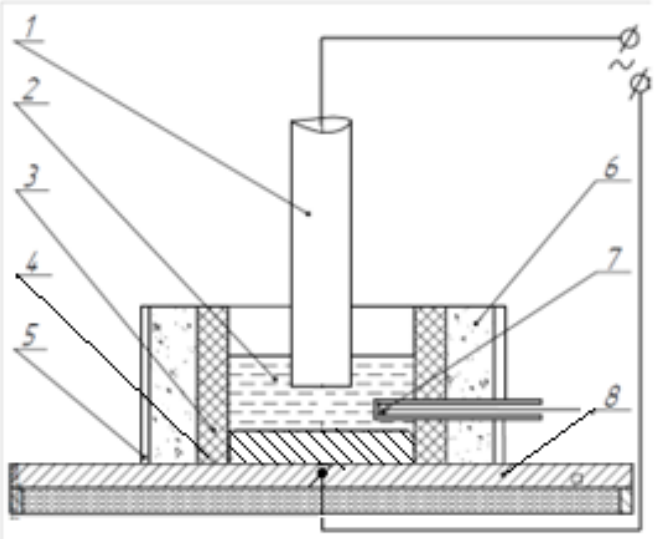


Рис. 1. Схема лабораторной электрошлаковой установки:
1 – графитированный электрод; *2* – жидкий шлак; *3* – графитовый тигель;
4 – стальная затравка; *5* – кожух; *6* – теплоизоляционный слой, кварцевый песок;
7 – хромель-алюмелиевая термопара в графитовой трубке; *8* – водоохлаждаемый поддон

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

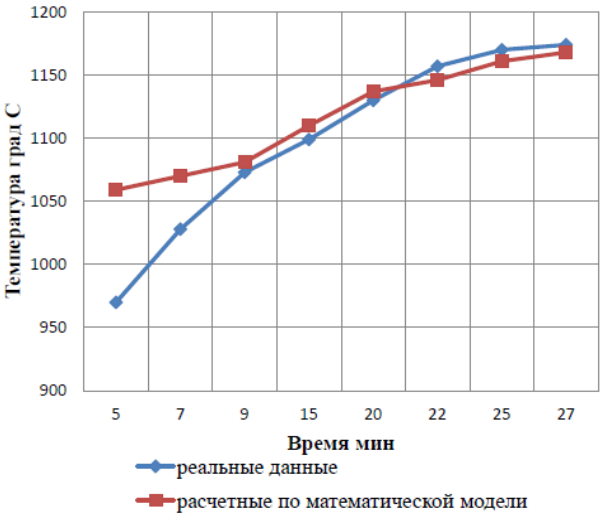


Рис. 2. Изменение температуры шлака во времени по результатам моделирования и опыта

Как видно, за исключением периода времени 0…9 минут, расчетные значения соответствуют фактическим. Различия значений в промежутке времени 0….9 минут объясняются временем, необходимым для прогрева термопары, помещенной в графитовый колпачок, и ее инертностью.

Выводы

Таким образом, представленная в работе математическая модель, учитывающая в дополнение к модели замещения процессы теплопередачи в системе «электрод – шлак – стальная затравка – поддон», с высокой достоверностью описывает распределение температур в реальных условиях и может быть использована для построения реальной технологии получения биметаллических отливок медь – сталь.

Список литературы

1. Латаш, Ю.В. Электрошлаковый переплав / Ю.В. Латаш, Б.И. Медовар; под ред. акад. Б. Е. Патона. – М.: Металлургия, 1970. – 239 с.
2. А.с. 548997 СССР, МКИ С 21 С 5/56. Способ выплавки плоских слитков – слябов / Казимиров А.Н. [и др.] (ДПИ). – №2301999/02; заявл. 23.12.75; опубл. 05.11.76 (Не подлежит опубликованию в открытой печати).
3. А.с. 1577171 СССР, МКИ В 22 D 27/04. Способ получения многослойной отливки / Шкляр, В.С., Бершадский А.Г., Троянский А.А. (ДПИ). – №4372833/31-02; заявл. 01.02.88; опубл. 08.03.90 (Не подлежит опубликованию в открытой печати).
4. А.с. 1664456 СССР, МКИ В 22 D 27/04. Устройство для получения горизонтального слитка / Патон Б.Е. [и др.] (ДПИ). – №4463399/02; заявл. 19.07.88; опубл. 23.07.91.
5. Патон, Б.Е. Дугошлаковый переплав – современное состояние и перспективы развития / Б.Е. Патон, В.Я. Саенко, Ю.М. Помарин // Пробл. спец. электрометаллургии. – 2002. – №1. – С. 3-10.
6. Медовар, Л.Б. Электрошлаковые технологии получения крупных кузнечных слитков / Л.Б. Медовар, В.Я. Саенко, А.П. Стовпченко // Современная электрометаллургия. – 2010. – №3. – С. 5-10.
7. Махненко, В.И. Получение способом ЭШП ЖМ разнородного по длине слитка большого сечения с минимальной переходной зоной / В.И. Махненко [и др.] // Современная электрометаллургия. – 2012. – №2. – С. 3-7.
8. Еремин, Е.Н. Применение модифицирования для повышения свойств кольцевых заготовок из азотсодержащих нержавеющих сталей, полученных способом центробежного электрошлакового литья // Современ. электрометаллургия. – 2006. – №3. – С. 3-7.
9. Numerical Simulation of the Formation and the Dripping of Droplet / S. Liu [et al.] // Thermal Science. – 2017. – No.3. Vol.21. – P.1241-1250.
10. Droplet Formation and Dripping Behavior during the Electroslag Remelting Process with Two Series-Connected Electrodes / W. Tong [et al.] // Metals. – 2020. – Iss. 3.Vol.10 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.mdpi.com/journal/metals
11. Вдовин, К.Н. Оценка производительности установки ЭШП стали 25х1мф с нерасходуемым электродом / К.Н. Вдовин, М.И. Ячиков, А.А. Нефедьев // Сталь. – 2017. – № 3. – С. 26-29.
12. Потапьев, В.И. Генерация тепловой энергии в шлаковой ванне при электрошлаковом переплаве: математическое моделирование / А.Н. Сурков, Н.А. Игизьянова, Т.В. Рябинин // Вестник ЮУрГУ. – 2008. – №24. – С. 28-31.
13. Использование методов моделирования токораспределения как базы для разработки технологии получения высококачественных слитков методом КЭШП / А.А. Троянский [и др.] // Металлургические процессы и оборудование. – 2005. – №2. – С. 25-27.
14. Патент № 104262 Украина, МПК (2013.01) B23K 9/00 B23K 9/23 (2006.01) B23/C 703/22 (2006.01). Способ электрошлаковой наплавки меди и её сплавов на сталь / Корицкий Г.Г., Пасечник С.Ю., Пасечник А.Ю.; ДонНТУ. – № а 201303105; заявл. 14.03.2013; опубл. 10.10.2013.
15. Тепловые процессы при электрошлаковом

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

переплаве: монография / Б.И. Медовар [и др.]. – Киев: Наук. думка, 1978. – 303 с.
16. Тепловые процессы при электрошлаковом обогреве твердой заготовки / В.Ф. Демченко [и др.] // Специальная электрометаллургия. – 1981. – №46. – С. 26-32.

A.A. Troyanskij /Dr.Sci. (Eng.)/, A.Yu. Pasechnik, S.N. Ratiev
Donetsk National Technical University (Donetsk)

DEVELOPMENT OF A MATHEMATICAL MODEL FOR DESCRIBING THE THERMAL PROCESSES OF OBTAINING BIMETALLIC CASTINGS BY ELECTRO SLAG REMELTING

Background. *The advantages of electro slag technology as a method of influencing the properties of the remelted metal are the ability to refine from non-metallic inclusions and create conditions for the directed crystallization of the formed ingot. The redistribution of heat flows from the slag (fuel element) to the forming device (mould) and the ingot by changing the current, voltage, the use of current-carrying crystallizers, the introduction of refrigerators, and the imposition of electromagnetic fields makes it possible to control the depth and shape of the liquid metal bath. This is especially important when smelting bimetallic ingots (steel-copper), which are subject to requirements for the size of the transition zone, determined by the depth of the metal bath.*
Materials and/or methods. *Mathematical modelling methods can determine the control parameters of the electro slag process (current, voltage, flow distribution between the slag, mould, and ingot). Currently, models are used based on solving the equation of non-stationary thermal conductivity with internal heat sources, taking into account magnetohydrodynamic phenomena in a slag bath, calculating the potential field of a slag bath as a liquid conducting medium, and calculating the potential field based on an equivalent replacement scheme for a slag bath. To confirm the adequacy of the model, a laboratory installation for surfacing copper on a steel seed was created. During the experiment the temperature of the slag bath and the steel seed was controlled using chrome-alumni thermocouples.*
Results. *An improved substitution scheme is proposed, supplemented by the equation of non-stationary thermal conductivity. The temperature distribution obtained by the substitution scheme is the initial condition for solving the equation of non-stationary thermal conductivity.*
Conclusion. *The results of the comparison allow concluding that the modelling is highly reliable and that the model can be used to develop a technology for smelting bimetallic ingots with a minimum transition zone.*

Keywords: *electro slag technologies, heat distribution, modelling, multilayer castings.*

Сведения об авторах

А.А. Троянский
Author ID: 846837
ORCID iD: 0000-0001-9567-1162
Телефон: +380 (71) 301-98-60
Эл. почта: taa@donntu.org

С.Н. Ратиев
Author ID: 813179
ORCID iD: 0000-0002-5436-7524
Телефон: +380 (71) 387-35-97
Эл. почта: rsn@donntu.org

А.Ю. Пасечник
SPIN-код: 9153-0054
Author ID: 846745
Телефон: : +380 (71) 334-94-84
Эл. почта: aprel-tlsa@yandex.ru

Статья поступила 02.03.2021 г.
© А.А. Троянский, А.Ю. Пасечник, С.Н. Ратиев, 2021
Рецензент д.т.н., доц. Н.И. Захаров

ТРЕБОВАНИЯ К СТАТЬЯМ, НАПРАВЛЯЕМЫМ В РЕДАКЦИЮ

1. Основной текст статьи должен содержать такие необходимые элементы, выделенные заголовками, как:

– **постановка проблемы** в обобщенном виде и ее связь с важными научными или практическими задачами;

– **анализ последних исследований и публикаций**, в которых начато решение данной проблемы и на которые опираются авторы, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящена данная статья;

– формулировка **цели (задачи) исследования**;

– изложение **основного материала исследования** с полным обоснованием полученных научных результатов;

– **выводы** по данному исследованию и перспективы дальнейшего развития данного направления.

2. Статья, основной текст вместе с рисунками и др. нетекстовыми элементами, должна быть объемом **8…10 полных** страниц формата А4 (210×297 мм) с полями **20** мм с каждой стороны. Рукопись статьи необходимо оформлять с помощью редактора MS Word. Шрифт – Times New Roman, **12** пт, стиль – обычный. Межстрочный интервал – одинарный. Расстановка переносов – автоматическая. Выравнивание – по ширине страницы. Страницы не нумеровать.

3. Структура статьи (каждый элемент с новой строки): код УДК; инициалы и фамилии авторов с указанием ученой степени каждого (количество авторов **не более 3-х** от одной организации); название организации, город, где работают авторы; название статьи; аннотация на русском языке (объемом **не более 300** символов); ключевые слова (**от 3 до 5**); основной текст статьи; список литературы. Сокращение слов в тексте, рисунках и таблицах не допускается.

В аннотации на русском языке сжато излагается формулировка задачи, которая решена в статье, и приводятся полученные основные результаты.

В конце статьи, после списка литературы приводятся инициалы и фамилии авторов, ученые степени, организации, города, название статьи, аннотация и ключевые слова на английском языке

Аннотация на английском языке должна представлять собой резюме, призванное выполнять функцию независимого от статьи источника информации. Резюме должно быть информативным (не содержать общих слов), оригинальным (не являться калькой аннотации на других языках), содержательным (отражать основное содержание статьи и результаты исследований), структурированным (следовать логике описания результатов в статье), компактным, но не коротким (объемом **от 250 до 300** слов). Типичная структура резюме: состояние вопроса (**Background**); материалы и/или методы исследования (**Materials and/or methods**); результаты (**Results**); заключение (**Conclusion**).

Внимание! Убедительная просьба не разбивать текст на колонки, как это сделано в журнале, т.к. это усложняет редакторскую обработку статьи!

4. **Обязательным условием** является наличие в статье графического материала (рисунков, графиков, схем, фотографий), размером **не менее 80×80** мм, в формате *.tif или *.jpg, разрешением **не менее 300** dpi. Графический материал внедренными объектами размещается по тексту после первого упоминания, не разрывая текста абзаца. Все позиции, обозначенные на рисунках, должны быть объяснены в тексте. Под каждым рисунком указывается его порядковый номер и название (выравнивание по центру страницы, без точки в конце). Рисунки должны иметь один интервал (пустую строку) сверху и снизу.

Внимание! Запрещается внедрять графические материалы в виде объектов, связанных с др. программами, например, с КОМПАС, MS Excel и т.п. Рисунки, выполненные непосредственно в MS Word не принимаются.

5. Математические формулы необходимо выполнять с помощью редактора формул **MS Equation Editor 3.0** в соответствии со следующими размерами: обычный символ – **11** пт; крупный индекс – **7** пт; мелкий индекс – **5** пт; крупный символ – **13** пт; мелкий символ – **8** пт.

Все величины, входящие в формулы, должны быть объяснены в тексте. Формулы должны иметь один интервал (пустую строку) сверху и снизу. Формулы выполняются курсивом, **кроме цифр и символов греческого алфавита**. Формулы нумеруются (справа в круглых скобках, не отступая от формулы) **только в том случае**, если в тексте на них имеются ссылки.

Внимание! Количество формул в статье **не более 5**. Запрещается выполнять формулы с помощью MathCAD или др. аналогичных программ.

6. Таблицы должны иметь порядковый номер и название (выравнивание по центру страницы, без точки в конце) и располагаться по тексту после первого упоминания, не разрывая текста абзаца. Таблицы должны иметь один интервал (пустую строку) сверху и снизу.

7. **Обязательным условием** является наличие в статье списка литературы, который приводится после выводов через один интервал (пустую строку) под заголовком **Список литературы**. Перечень ссылок должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу по тексту заключаются в квадратные скобки. В списке литературы должно быть **не менее 3-х** публикаций, вышедших **за последние 5** лет, а также **не менее 3-х** зарубежных (англоязычных) публикаций.

Для принятия решения о публикации статьи в журнале, в адрес редакции необходимо выслать:

– сопроводительное письмо (с указанием, что статья ранее нигде не публиковалась) от организации, где работают авторы и сведения об авторах статьи;

– электронный вариант статьи (имя файла составляется из фамилий авторов, например, ИвановПетров.doc) и сведений об авторах (имя файла – ИвановПетров_sved.doc).

В сведениях об авторах для каждого соавтора обязательно должен быть указан адрес персональной эл. почты.

Для ускорения подготовки очередных номеров журнала, просьба передавать сопроводительное письмо в отсканированном виде, электронный вариант статьи и сведения об авторах по эл. почте на адрес: **vestnikdonntu@gmail.com**

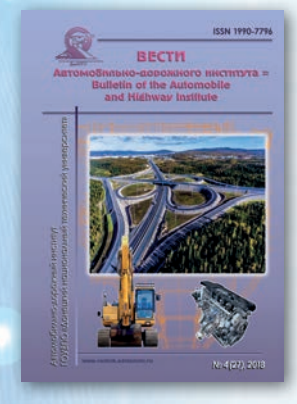
Внимание! Убедительная просьба, проверить получение редакцией материалов любым из способов (по телефонам **+380 (71) 403-63-69, +380 (62) 301-07-89** или эл. почте).

Редакция оставляет за собой право возвращать статьи авторам на доработку в следующих случаях: статья небрежно оформлена и не соответствует требованиям редакции журнала, приведенным выше; статья требует доработки в соответствии с замечаниями рецензента и редакторов; отсутствует сопроводительное письмо от организации, где работают авторы или сведения об авторах.

Требования к рекламно-информационным материалам, публикация которых оплачивается, согласовываются непосредственно с редакцией журнала.

ISSN 2518-1653 (online). Интернет: vestnik.donntu.org

НАУЧНЫЕ ИЗДАНИЯ Донецкого национального технического университета



Журнал «Вести Автомобильно-дорожного института = Bulletin of the Automobile and Highway Institute»

Свидетельство о регистрации СМИ ААА № 000051 от 20 октября 2016 г.
Приказ МОН ДНР № 960 от 09.07.2019 г. о включении в перечень рецензируемых научных изданий ВАК ДНР
Лицензионный договор с РИНЦ № 427-07/2013 от 23.07.2013 г.

Периодичность – 4 раза в год

Научные направления:
05.04 Энергетическое, металлургическое и химическое машиностроение;
05.22 Транспорт;
05.23 Строительство и архитектура;
08.00 Экономические науки.

Подробная информация - http://vestnik.adidonntu.ru



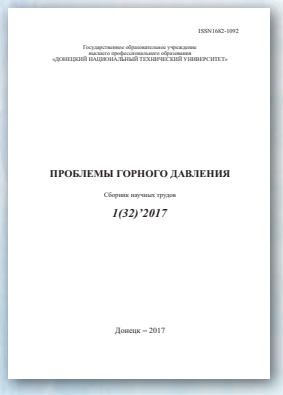
Научный журнал «Информатика и кибернетика»

Свидетельство о регистрации СМИ ААА №000145 от 20.06.2017 г.
Приказ МОН ДНР № 34/16 от 28.01.2019 г. о включении в перечень рецензируемых научных изданий ВАК ДНР
Лицензионный договор с РИНЦ № 425-07/2016 от 14.07.2016 г.

Периодичность – 4 раза в год

Научные направления:
05.13 Информатика, вычислительная техника и управление;
05.01 Инженерная геометрия и компьютерная графика.

Подробная информация - http://infcyb.donntu.org



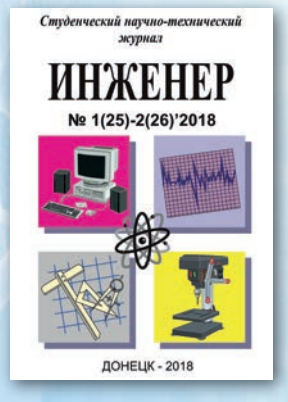
Международный научный журнал «Проблемы горного давления»

Свидетельство о регистрации в СМИ ААА №000142 от 20.06.2017 г.
Лицензионный договор с РИНЦ № 425-07/2016 от 14.07.2016 г.

Периодичность – 4 раза в год

Научные направления:
25.00 Науки о земле;
05.26 Безопасность деятельности человека.

Подробная информация - http://pgd.donntu.org



Студенческий научно-технический журнал «Инженер»

Свидетельство о регистрации СМИ ААА №000134 от 06.06.2017 г.

Периодичность – 2 раза в год

Научно-исследовательская часть

ДОНЕЦКОГО НАЦИОНАЛЬНОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

science.donntu.org

ДонНТУ сегодня – это один из ведущих центров научной мысли Донбасса:

- *более 700 научно-педагогических работников;*
- *9 научных лабораторий, в т.ч. отдел интеллектуальной собственности и патентно-лицензионной работы;*
- *более 50 научных направлений и научных школ;*
- *ежегодно более 60 научно-исследовательских работ, в т.ч. 5 по договорам с промышленными предприятиями;*
- *4 диссертационных совета по 10 научным специальностям;*
- *14 направлений подготовки кадров высшей квалификации в аспирантуре и докторантуре;*
- *7 научных изданий, входящих в перечень ВАК ДНР и включенных в наукометрические базы данных (РИНЦ и др.);*
- *ежегодно более 2000 публикаций в научных изданиях республиканского и международного уровня;*
- *ежегодно порядка 120 научных и научно-технических мероприятий, в т.ч. более 20 мероприятий международного уровня;*
- *более 30 информационных ресурсов;*
- *базовая площадка Международного научного форума ДНР «Инновационные перспективы Донбасса: инфраструктурное и социально-экономическое развитие»*



science.donntu.org/video
science.donntu.org/photo
science.donntu.org/rinc
science.donntu.org/book