

O'zbekiston

ISSN 2181-7383

KONCHILIK XABARNOMASI

1

№ 104

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQUARISH JURNALI

January - March 2026

SCIENTIFIC, TECHNICAL AND INDUSTRIAL JOURNAL

MINING BULLETIN

of UZBEKISTAN



ИННОВАЦИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

normet
NORMET.COM

Серия –L в производственной линейке Normet обладает высокой производительностью и надежностью для самых тяжелых условий работ в шахтах и тоннелях.

- > Минимальный выброс выхлопных газов – чистый воздух в выработках
- > Новая усовершенствованная кабина с лучшим обзором и эргономичностью
- > Увеличенная мощность ДВС и других узлов для высокой производительности

Utimec LF 130 Material Regular

Utimec LF 130 Material Flat

Utimec LF 1000 Water

Utimec LF 1000 Fuel

Utimec LF 090 Dumper

Multimec LF 100

Utimec LF 700 Transmixer

Utimec LF 700 Agitator

Utimec LF 600 Transmixer

Utimec LF 600 Agitator

Utimec LF 500 Transmixer

Spraymec LF 050 VC



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.

Представительство в Республике Узбекистан, г.Ташкент, 100084, ул. А.Темура 95А.

Тел.: +998 93 390 0799

Факс: +998 78 140 92 92

O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQUARISH JURNALI

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali, 1997 yil iyul oyidan chiqib boshlagan. Bir yilda to'rt marta nashr etiladi.

Ta'isichilar:

«Navoiy kon-metallurgiya kombinati» AJ, Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston geotexnologiya va rangli metallurgiya ilmiy-tadqiqot va qidiruv-loyihalashtirish instituti «O'ZGEORANGMETLIT» MChJ

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchi:

«Navoiy KMK» AJ

Bosh muharrir:

Sh.Sh. Aliqulov

Bosh muharrir o'rinbosari:

U.Z. Sharafutdinov

Texnik va badiiy muharrir:

G.J. Davronova, D.R. Oripov

Bo'limlar bo'yicha tahrir hay'ati tarkibi: Sanaqulov Q. (O'zbekiston), Mardonov B.T. (O'zbekiston), Duysebaev B.O. (Qozog'iston), Gapeev S.N. (Ukraina), Mahmudov A.M. (O'zbekiston), Misliboiev I.T. (O'zbekiston), Nosirov U.F. (O'zbekiston), Raimjanov B.R. (O'zbekiston); Snitka N.P. (O'zbekiston), Halimov I.U. (O'zbekiston), Drebenstedt K. (Germaniya), Hamroev I.O. (O'zbekiston), Mirhadjajev B. (O'zbekiston), Dementyev V.E. (Rossiya), Abdurahmonov S.A. (O'zbekiston), Samadov A.U. (O'zbekiston), Xasanov A.S. (O'zbekiston), Ergashev U.A. (O'zbekiston), Yakubov M.M. (O'zbekiston), Volkova O.N. (Germaniya), Mishina O.V. (Germaniya), Mustakimov O.M. (O'zbekiston), Xamidov R.A. (O'zbekiston), Voxidov B.R. (O'zbekiston), Doniyarov N.A. (O'zbekiston), Muxiddinov B.F. (O'zbekiston), Nurmurodov T.I. (O'zbekiston), Reymov A.M. (O'zbekiston), Sagdiyeva M.G. (O'zbekiston), Hamidov X.I. (O'zbekiston), Sharipov S.Sh. (O'zbekiston), Abduazizov N.A. (O'zbekiston), Kovalyov I.V. (Rossiya), Ataqlulov L.N. (O'zbekiston), Egamberdiyev I.P. (O'zbekiston), Tabakman I.B. (Kanada), Qarshibayev A.I. (O'zbekiston), Narzullayev B.Sh. (O'zbekiston), Vorobyov A.G. (Rossiya), Kadirov Y.B. (O'zbekiston), Botirov T.V. (O'zbekiston), Gulyamov B.V. (O'zbekiston), Raziqov Z.A. (Tojikiston), Raxmatov A.B. (O'zbekiston), Vorobyov A.E. (Rossiya), Kvint V.L. (Rossiya), Djulibekov N.K. (O'zbekiston), Ashurova N.B. (O'zbekiston).

Jurnal O'zbekiston Matbuot va axborot agentligida 2006 yil 13 dekabrda ro'yxatga olingan. Qayd etish guvohnomasi № 0033. ISSN 2181-7383, 2013 yil 9 iyul kuni qayta ro'yxatga olingan bo'lib qayd etish guvohnomasi № 01-22/37 S

Jurnaldan ko'chirib bosilganda manba qayd etilishi shart

Jurnalda chop etilgan ma'lumot va keltirilgan dalillarning aniqligi uchun muallif javobgardir

Tahririyat manzili:

210100, Navoiy viloyati, Navoiy, G'alaba ko'chasi, 76V
Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti

Tel.: +99879 227-47-16

E-mail: konchilik_xabarnomasi@nsumt.uz

Web-sayt: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Muqova, dizayn, terish bo'yicha mas'ul:

G.J. Davronova, D.R. Oripov

Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini yangilab boruvchi mas'ul:

Aliqulov Sh.Sh.

Chop qilindi:

NDKTU

210100, Navoiy viloyati, Navoiy, G'alaba ko'chasi, 76V
Tel.: +998 (79) 223-23-32, +998 (79) 223-49-66

Nashr etishga 25.03.2026 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 100 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2026

Scientific, Technical and Industrial Journal, published since July 1997. Issued four times a year.

Founders:

Joint-Stock Company "Navoi Mining and Metallurgical Combine" (NMMC), Navoi State University of Mining and Technologies, Research and Design Institute of Geotechnology and Non-Ferrous Metallurgy "UZGEORANGMETLITI" LLC.

Financial Support:

JSC "Navoi Mining and Metallurgical Combine" (NMMC)

Editor-in-Chief:

Sh.Sh. Aliqulov

Deputy Editor-in-Chief:

U.Z. Sharafutdinov

Technical and Artistic Editors:

G.J. Davronova, D.R. Oripov

Editorial Board by Sections: Sanakulov K. (Uzbekistan), Mardonov B.T. (Uzbekistan), Duysebaev B.O. (Kazakhstan), Gapeev S.N. (Ukraine), Mahmudov A.M. (Uzbekistan), Misliboiev I.T. (Uzbekistan), Nosirov U.F. (Uzbekistan), Raimjanov B.R. (Uzbekistan), Snitka N.P. (Uzbekistan), Halimov I.U. (Uzbekistan), Drebenstedt K. (Germaniya), Hamroev I.O. (Uzbekiston), Mirhadjaev B. (Uzbekiston); Dementyev V.E. (Russia), Abdurahmonov S.A. (Uzbekiston), Samadov A.U. (Uzbekiston), Khasanov A.S. (Uzbekiston), Ergashev U.A. (Uzbekiston), Yakubov M.M. (Uzbekiston), Volkova O.N. (Germany), Mishina O.V. (Germany), Mustakimov O.M. (Uzbekiston), Khamidov R.A. (Uzbekiston), Vokhidov B.R. (Uzbekiston), Doniyarov N.A. (Uzbekiston), Muxiddinov B.F. (Uzbekiston), Nurmurodov T.I. (Uzbekiston), Reymov A.M. (Uzbekiston), Sagdiyeva M.G. (Uzbekiston), Hamidov X.I. (Uzbekiston), Sharipov S.Sh. (Uzbekiston); Abduazizov N.A. (Uzbekiston), Kovalyov I.V. (Russia), Ataqlulov L.N. (Uzbekiston), Egamberdiyev I.P. (Uzbekiston), Tabakman I.B. (Canada), Qarshibayev A.I. (Uzbekiston), Narzullayev B.Sh. (Uzbekiston), Vorobyov A.G. (Russia), Kadirov Y.B. (Uzbekiston), Botirov T.V. (Uzbekiston), Gulyamov B.V. (Uzbekiston), Raziqov Z.A. (Tajikistan), Rakhmatov A.B. (Uzbekiston); Vorobyov A.E. (Russia), Kvint V.L. (Russia), Djulibekov N.K. (Uzbekiston), Ashurova N.B. (Uzbekiston).

The journal is registered with the Uzbek Agency for Press and Information. Registration certificate No. 0033 dated 13 December 2006. ISSN 2181-7383, registration No. 01-22/37 S dated 9 July 2013.

When reprinting materials, a reference to the journal is mandatory.

The authors are responsible for the accuracy of the facts and the reliability of the information.

Editorial address:

210100, Galaba avenue 76v, Navoi city, Navoi region, Uzbekistan
Navoi State University of Mining and Technologies

Tel.: +99879 227-47-16

E-mail: konchilik_xabarnomasi@nsumt.uz

Website: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Cover, design, computer layout:

G.J. Davronova, D.R. Oripov

Responsible for publishing and updating the electronic form of the journal:

Aliqulov Sh.Sh.

Printed:

NSUMT

210100, Galaba avenue 76v, Navoi city,
Navoi region, Uzbekistan

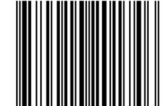
Tel.: +998 (79) 223-23-32, +998 (79) 223-49-66

Approved for printing on 25 December 2025.

Format: A3. Print run: 100 copies.

© Mountain Herald of Uzbekistan 2025

ISSN 2181-7383



4 780010 201746 >

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Санакулов К., Эргашев У.А., Чулиев Г.Ф., Кароматов С.С., Фармонов И.Э. Промышленное применение лигносульфоната натрия при переработке углеродистых золотосодержащих концентратов 4

METALLURGIYA / МЕТАЛЛУРГИЯ

Илхамов М.А., Муносибов Ш.М., Маткаримов С.Т., Каримжонов Б.Р. Кинетика и факторы, влияющие на процесс карботермического восстановления сталеплавильной пыли 10

Илхамов М.А., Муносибов Ш.М., Маткаримов С.Т., Максудов Ш.А. Гидрометаллургическая переработка пыли ЭДП: извлечение цинка и рециклинг железосодержащего остатка в сталеплавильном производстве 16

Ахмедов М.С., Юлдошев С.М., Азимова А.Б. Нетрадиционное гидрометаллургическое разделение железа, цинка и меди из отходов медной промышленности 21

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Аликулов Ш.Ш., Наврузов Т.Ю., Халимов И.Ю., Шаропов К.Р. Влияние сероводорода на процесс подземного выщелачивания урана из карбонатно-сульфидсодержащих руд 27

Misliboev I.T., Mutavaliyev A.T., Tadjiyev Sh.T. Tog'li hududlardagi ruda konlarni ochiq-yer osti usulida qazib olishda konturorti zahiralarni ochish tizimi variantlarini asoslash 35

KON MASHINALARI VA USKUNALARI / ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

Джурраев Р.У., Каюмов У.Э. Повышение эффективности очистки впускного воздуха двигателей внутреннего сгорания горных машин 40

HAYOT FAOLIYATI XAVFSIZLIGI VA EKOLOGIYA / БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ И ЭКОЛОГИЯ

A.Batool, S.Kumar., N.M.Shahani. Pokistonda ko'mir qazib olishning hozirgi holati va kelajak istiqbollari 48

MASHINASOZLIK TEXNOLOGIYASI / ТЕХНОЛОГИЯ МАШИНОСТРОЕНИЯ

Марднов Б.Т., Шакулов Б.К., Сайфидинов О.О. Влияние скорости резания на точность и шероховатость цилиндрических зубчатых колёс при шевинговании 54

Эгамбердиев И.П., Очиллов У.Ю. Разработка и исследование имитационной модели системы позиционирования фрезерного станка 59

MATERIALSHUNOSLIK / МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Mardonov B.T., Sayfidinova M.X. Ftor tutuvchi mikrodomenlarga ega bo'lgan kalsiyga boy po'lat ishlab chiqarish shlakini xususiyatini o'rganish 67

Саибов М.Ф., Улугов Г.Д., Ашууров Х.Х. Интегральное термокинетическое моделирование структурной гетерогенности и эксплуатационного ресурса крупногабаритных вал-шестерен из стали 34ХНЗМА 72

Энамбердиев И.П., Саибов М.Ф. Использование термокинетических моделей для прогнозирования структуры и свойств вал-шестерен 79

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Ахматов А.А. Интенсификация контактного теплообмена в вихревом аппарате для повышения эффективности мокрой очистки газов 88

ELEKTR ENERGETIKASI VA ELEKTROTEKNIKA / ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА И ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Mavlonov J.A., Olimov J.S. Konchilik sohasida konusli maydalagichning energiya sarfi va mahsulidorigining funksional sxemasini tadqiq etish 94

Murodov X.Sh., Bozorova M.B. Yuqori sig'imli akkumulyator batareyalari ishonchligini oshirish usullari 98

Ataullayev N.O., Tog'aymurodov S.Z. Transformator tebranish tezlanishi va uning qolgan ishlatish muddati o'rtasidagi bo'g'liqlikning ilmiy asoslashirilishi 103

Tovboyev A.N., Tog'ayev I.B. Yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasi va energiya yo'qotishlarining nazariy asoslarini tahlil qilish 109

TABRIKLAR / ПОЗДРАВЛЕНИЯ

Turapov Mirali Kamalovich — 75 yilligi 117

CONTENTS

MINERAL PROCESSING

- K.Sanakulov, U.A.Ergashev, S.S.Karomatov, F.G.Chuliev, I.E.Farmonov.** Industrial application of sodium lignosulfonate in the processing of carbonaceous gold-bearing concentrates 4

METALLURGY

- Ilkhamov M.A., Munosibov Sh.M., Matkarimov S.T., Karimjonov B.R.** Kinetics and influencing factors in the carbothermic reduction process of steelmaking dust 10

- Ilkhamov M.A., Munosibov Sh.M., Matkarimov S.T., Maksudov Sh.A.** Hydrometallurgical processing of EAF dust: zinc extraction and recycling iron residue in steelmaking 16

- Axmedov M.S., Yuldoshev S.M., Azimova A.B.** Study Non-conventional hydrometallurgical separation of iron, zinc, and copper from copper industry waste 21

GEOTECHNOLOGY

- Aliqulov Sh.Sh., Navruzov T.Y., Xalimov I.U., Sharopov Q.R.** The effect of hydrogen sulfide on the in-situ leaching of uranium from carbonate-sulfide-bearing ores 27

- Misliboev I.T., Mutavaliyev A.T., Tadjiev Sh.T.** Justification of options for the system of opening up contour reserves in open-pit and underground development of ore deposits in mountain areas 35

MINING MACHINERY AND EQUIPMENT

- Djuraev R.U., Kauymov U.E.** Enhancement of intake air filtration efficiency for internal combustion engines of mining equipment 40

INDUSTRIAL SAFETY AND ENVIRONMENT

- A.Batool, S.Kumar., N.M.Shahani.** Current status and future prospects of coal mining in Pakistan 48

MECHANICAL ENGINEERING

- Mardonov B.T., Shakulov B.K., Sayfidinov O.O.** Effect of cutting speed on the accuracy and surface roughness of cylindrical gears during shaving 54

- Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Y.** Development and study of a simulation model of a milling machine positioning system 59

MATERIAL SCIENCE

- Mardonov B.T., Sayfidinova M.X.** Characterization of calcium-rich steel slag with fluorine-bearing microdomains 67

- Saibov M.F., Ulugov G.D., Ashurov X.X.** Integral thermokinetic modeling of structural heterogeneity and service life of large-size steel 34KHN3MA shaft gears 72

- Egamberdiyev I.P., Saibov M.F.** Application of thermokinetic models for predicting the structure and properties of shaft gears 79

RESEARCH AND LABORATORY STUDIES

- Akhmatov A.A.** Intensification of contact heat exchange in a vortex apparatus to improve the efficiency of wet gas cleaning 88

POWER ENGINEERING AND ELECTRICAL ENGINEERING

- Mavlonov J.A., Olimov J.S.** Research on the functional scheme of energy consumption and productivity of a cone crusher in the mining industry..... 94

- Murodov X.Sh., Bozarova M.B.** Ways to increase the reliability of high-capacity battery batteries 98

- Ataullayev N.O., Togaymurodov S.Z.** Scientific justification of the relationship between transformer vibration acceleration and its remaining useful life 103

- Tovbaev A.N., Togayev L.B.** Analysis of the theoretical foundations of corona discharge phenomena and energy losses in high-voltage power transmission lines 109

ТАВРИКЛАР / ПОЗДРАВЛЕНИЯ

- Turapov Mirali Kamalovich — 75 Years!** 117

ПРОМЫШЛЕННОЕ ПРИМЕНЕНИЕ ЛИГНОСУЛЬФОНАТА НАТРИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЕРОДИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ



Санакулов К.,
Председатель правления – генеральный директор АО «НГМК», д.т.н., профессор



Эргашев У.А.,
Заместитель начальника технологического отдела АО «НГМК, д.т.н., профессор



Чулиев Г.Ф.,
Директор Гидрометаллургического завода №5 АО «НГМК, PhD



Кароматов С.С.,
Главный инженер Гидрометаллургического завода №5 АО «НГМК»



Фармонов И.Э.,
Заместитель начальника лаборатории Гидрометаллургического завода №5 АО «НГМК»

Аннотация. В настоящее время мировая золотодобывающая промышленность сталкивается с объективными технологическими вызовами, обусловленными истощением запасов легкообогатимых окисленных золотосодержащих руд и возрастающей долей упорного минерального сырья. Существенную сложность переработки представляют структурная и вещественная неоднородность золота, его присутствие в ультрадисперсной и наноразмерной форме ($1 \text{ нм} = 10^{-9} \text{ м}$), а также тесная ассоциация частиц золота с сульфидной матрицей и углеродсодержащими компонентами руд. Наличие природного активного углерода приводит к эффекту «preg-robbing», снижая извлечение золота при традиционном цианировании. Указанные факторы обуславливают необходимость вовлечения в переработку руд двойной и тройной упорности с разработкой специализированных, научно обоснованных технологических решений.

В данной статье рассматриваются технологические проблемы извлечения золота из руд двойной упорности месторождения Ауминзо-Амантой, характеризующихся сложным минеральным составом и высокой степенью инкапсуляции благородного металла. Проанализированы результаты экспериментальных и опытно-промышленных исследований, направленных на повышение степени вскрытия золота и снижение негативного влияния углеродистых и сульфидных фаз. Особое внимание уделено применению предварительных методов окислительной подготовки сырья, включая биохимическое и термическое воздействие, а также комбинированных схем переработки. Показано, что внедрение комплексных технологий позволяет существенно повысить извлечение золота и создать предпосылки для промышленного освоения упорных руд месторождения при приемлемых технико-экономических показателях.

Ключевые слова: упорное золото, углеродистое вещество, preg-роббинг, сорбционная активность, сорбционное цианирование, обжиг, свободное золото, капсулирование, лигносульфонат натрия, извлечение.

UGLERODLI OLTIN SAQLAGAN KONSENTRATLARNI QAYTA ISHLASHDA NATRIY LIGNOSULFONATINING SANOATDA QO‘LLANILISHI

K. Sanakulov, U.A. Ergashev, S.S. Karomatov, F.G. Chuliyev, I.E. Farmonov

"Navoiy kon-metallurgiya kombinati" AJ, O'zbekiston Respublikasi

Annotatsiya. Hozirgi vaqtda jahon oltin qazib olish sanoati oson boyitiladigan oksidlangan oltin tarkibli rudalar zaxiralarining kamayib borishi hamda murakkab tarkibli (qiyin boyitiladigan) mineral xomashyo ulushining ortishi bilan bog'liq obyektiv texnologik muammolarga duch kelmoqda. Oltinni qayta ishlashda uning strukturaviy va moddiy jihatdan notekis taqsimlanganligi, ultradispers va nanoo'lchamli shaklda ($1 \text{ nm} = 10^{-9} \text{ m}$) uchrashi, shuningdek, oltin zarralarining sulfidli mineral matritsa va uglerodli komponentlar bilan zich bog'langanligi jarayonni murakkablashtiradi. Tabiiy faol uglerodning mavjudligi an'anaviy sianlash jarayonida oltinning ajralib chiqishini kamaytiruvchi "preg-robbing" effektini yuzaga keltiradi. Mazkur omillar ikki va uch karra murakkab tarkibli rudalarni qayta ishlashga jalb etish hamda ularni qayta ishlash uchun maxsus, ilmiy asoslangan samarali texnologiyalarni yaratish zaruratini belgilaydi.

Ushbu maqolada murakkab mineral tarkibga ega va qimmatbaho metallning yuqori darajada inkapsulyatsiyalanganligi bilan tavsiflanadigan Auminzo-Amantoy konining ikki karra murakkab rudalaridan oltin ajratib olishda yuzaga keladigan texnologik muammolar ko'rib chiqilgan. Oltinni ochilish darajasini oshirish va uglerodli hamda sulfidli fazalarning salbiy ta'sirini kamaytirishga qaratilgan laboratoriya va tajriba-sanoat tadqiqotlari natijalari tahlil qilingan. Xomashyoni oldindan oksidlovchi tayyorlash usullarini, jumladan biokimyoviy va termik ishlov berishni, shuningdek, kombinatsiyalashgan qayta ishlash sxemalarini qo'llashga alohida e'tibor qaratilgan. Kompleks texnologiyalarni joriy etish oltin ajralishini sezilarli darajada oshirish hamda konning murakkab tarkibli rudalarini maqbul texnik-iqtisodiy ko'rsatkichlar asosida sanoat miqyosida o'zlashtirish uchun zarur shart-sharoitlarni yaratishi ko'rsatilgan.

Kalit so'zlar: qiyin boyitiladigan oltin, uglerodli modda, preg-robbing, sorbsiya faolligi, sorbsion sianlash, kuydirish, erkin oltin, inkapsulyatsiya, natriy lignosulfonati, ajratib olish.

INDUSTRIAL APPLICATION OF SODIUM LIGNOSULFONATE IN THE PROCESSING OF CARBONACEOUS GOLD-BEARING CONCENTRATES

K. Sanakulov, U.A. Ergashev, S.S. Karomatov, F.G. Chuliev, I.E. Farmonov

"Navoiy Mining and Metallurgical Company" JSC, Republic of Uzbekistan

Abstract. At present, the global gold mining industry is facing objective technological challenges caused by the depletion of reserves of easily beneficiated oxidized gold-bearing ores and the increasing proportion of refractory mineral raw materials. Significant processing difficulties arise from the structural and mineralogical heterogeneity of gold, its occurrence in ultrafine and nanoscale forms ($1 \text{ nm} = 10^{-9} \text{ m}$), as well as the close association of gold particles with sulfide mineral matrices and carbonaceous components of ores. The presence of naturally occurring active carbon leads to the so-called "preg-robbing" effect, which reduces gold recovery during conventional cyanidation. These factors necessitate the involvement of double- and triple-refractory ores in processing and the development of specialized, scientifically grounded technological solutions.

This paper examines the technological challenges associated with gold extraction from double-refractory ores of the Auminzo-Amantoy deposit, which are characterized by a complex mineral composition and a high degree of noble metal encapsulation. The results of experimental and pilot-scale studies aimed at increasing the degree of gold liberation and reducing the adverse effects of carbonaceous and sulfide phases are analyzed. Particular attention is paid to the application of preliminary oxidative pretreatment methods, including biochemical and thermal treatments, as well as combined processing flowsheets. It is shown that the implementation of integrated technologies can significantly enhance gold recovery and create favorable conditions for the industrial development of refractory ores of the deposit with acceptable techno-economic performance.

Keywords: refractory gold, carbonaceous matter, preg-robbing, sorption activity, carbon-in-leach (sorption cyanidation), roasting, free gold, encapsulation, sodium lignosulfonate, recovery.

Введение

Проблема переработки углеродистых сульфидных упорных золотосодержащих руд остаётся одной из наиболее сложных задач современной гидрометаллургии [1,2].

В рудах данного типа основная часть золота находится в тонкодисперсной форме, будучи инкапсулирована в сульфидных минералах либо ассоциирована с углеродистыми компонентами.

Ключевой трудностью является наличие в этих рудах углеродистых веществ (УВ), обладающих высокой сорбционной активно-

стью. Данное обстоятельство обуславливает явление прег-роббинга (preg-robbing): золото, перешедшее в раствор в процессе цианирования, повторно сорбируется углистым материалом, что в конечном итоге резко снижает степень его извлечения из руды.

Для преодоления влияния прег-роббинга в мировой практике были испытаны различные подходы: интенсивное цианирование с быстрым отделением раствора, использование синтетических сорбентов, применение флотационных масел, керосина и других поверхностно-активных веществ для пассивации углерода, высо-

котемпературное цианирование, обработка сернистыми щелочами и другие. На ряде предприятий отмечены положительные результаты от применения этих методов, однако многие из них имеют существенные технологические ограничения: повышение расхода реагентов, сложности санитарной очистки, риск гидрофобизации золотосодержащих частиц и неблагоприятное влияние на оборудование.

Материалы и методики исследования

Руда месторождения «Ауминзо-Амантай», выбранная для данной работы, также относится к углеродистым сульфидным упорным золотосодержащим рудам. Согласно результатам рационального анализа, в концентратах, полученных при обогащении этих руд, содержание свободно цианируемого золота составляет 50–52 % (таблица 1).

Таблица 1
Результаты рационального анализа на золото флотоконцентрата руды Ауминзо-Амантайского рудного поля (крупность 94 % класса - 0,071мм)

Формы нахождения золота и характер его ассоциации с рудными и породообразующими компонентами	г/т	%
Свободное и в виде сростков с рудными и породообразующими компонентами (извлекаемое цианированием)	11,9	52,0
Извлекаемое после обработки NaOH (покрытое плёнками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнезёмом)	0,36	1,6
Извлекаемое после обработки соляной кислотой (ассоциированное с оксидами, гидроксидами железа, хлоритами, карбонатами и пр.)	1,14	5,0
Извлекаемое после обработки азотной кислотой (ассоциированное с сульфидами)	3,33	14,7
Извлекаемое после окислительного обжига при t=650°C (ассоциированное с углеродистым веществом)	2,37	10,1
Тонковкрапленное в породообразующие минералы	3,81	16,6
Итого в исходной пробе по балансу:	22,9	100,0

Несмотря на это, извлечение золота при прямом сорбционном цианировании составляет не более 25–30 %. Основной причиной низкого извлечения является высокое содержание органического углерода (Сорг) во флотоконцентрате — 3,0–5,0 %.

Результаты исследований и их обсуждение

Сорбционная активность концентратов Ауминзо-Амантай, определённая по методике ИРГИРЕДМЕТ, составляет 90–95 % (таблица 2).

Таблица 2
Результаты сорбционная активность флотоконцентрата

Наименование пробы	R	C	n	m	Сорбционная активность, %
Флотоконцентрат (без сорбента)	3,1	0,23	26,0	22,30	91,6
Флотоконцентрат (в присутствии сорбента)		-		17,50	

$$A = \left(1 - \frac{R \cdot C}{n - m} \right) \cdot 100 \quad (1)$$

R – отношение Ж:Т в пульпе

C – концентрация золота в растворе прямого цианирования, мг/л

n – содержание золота в исходном материале г/т

m – содержание золота в кеках сорбционного цианирования г/т.

Условия определения сорбционной активности флотоконцентрата: концентрация NaCN – 2000 мг/л; продолжительность – 24 ч; pH–10,5–11,0; Т:Ж=1:3,1; загрузка смолы – 10,0%;

При проведении сорбционного цианирования огарков, полученных в результате обжига флото-концентратов данных руд, степень извлечения золота составляет не более 70–75 %. Для выяснения причин столь низкого извлечения золота из огарков были проведены микроскопические исследования с использованием сканирующего электронного микроскопа Argeo 2 SEM

(рисунок 1).

В результате микроскопического анализа определено, что основная масса свободного золота представлена частицами nano размеров, которые легко подвергаются капсулированию при обжиге.

Таким образом, при обжиге наряду с вскрытием упорного золота часть свободного золота nano размеров одновременно легко подвергается капсулированию.

Для достижения высоких показателей извлечения свободного золота его необходимо извлечь до обжига, оставляя обжиг только для вскрытия упорного золота.

Однако для извлечения свободного золота методом сорбционного цианирования необходимо исключить эффект прегорбинга. Технологии пассивации углеродистых минералов с использованием органических реагентов и поверхностно-активных веществ привлекают особое внимание. Опыт ранее проведенных работ показывает, что обработка руды или концентрата такими реагентами позволяет существенно снизить сорбционную активность углеродистого вещества и уменьшить потери золота с хвостами

цианирования [3-6].

На наш взгляд, одним из перспективных направлений в этой области может стать предварительная обработка углеродистых концентратов для пассивации UV перед сорбционным цианированием. Для подтверждения этих предположений нами был проведен комплекс целевых лабораторных исследований и полупромышленных испытаний, включающий подбор реагентов и изучения процесса обработки углеродистого золотосодержащего кон-

центрата с последующим извлечением золота методом цианирования.

Результаты лабораторных и полупромышленных испытаний подтвердили, что предварительная обработка углеродистых упорных флотоконцентратов с использованием лигносульфоната натрия способствует повышению степени извлечения золота на 3–10 % (таблица 3 и 4).

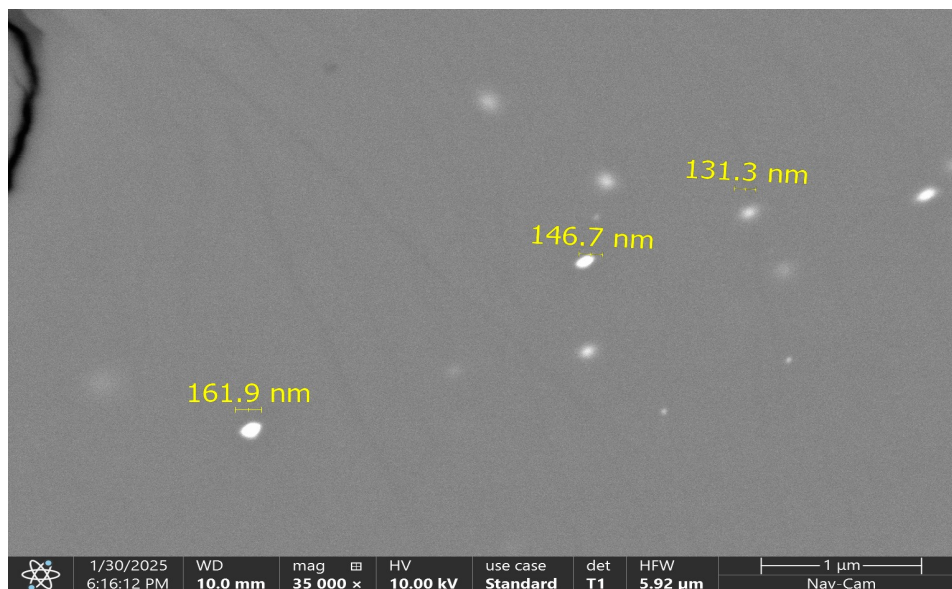


Рис. 1. Микроскопический анализ огарка

Таблица 3

Результаты лабораторных испытаний по определению влияния натрия лигносульфоната на сорбционное цианирование флотоконцентрата

Время сорбц. цианирования, час	Флотоконцентрат					Флотоконцентрат + 10 кг/т лигносульфонат натрия				
	Содержание Au, г/т		Изв-е Au, %	Содержание Au		Содержание Au, г/т		Изв-е Au, %	Содержание Au	
	Исх	Хвост		в ж. ф. мг/л	в смоле мг/г	Исх	Хвост		в ж. ф. мг/л	в смоле мг/г
3	21,0	15,1	28,1	0,02	0,11	21,0	13,1	37,6	0,02	0,11
6	21,0	13,8	34,3	0,01	0,12	21,0	12,7	39,5	0,01	0,11
12	21,0	13,2	37,1	0,01	0,10	21,0	12,5	40,5	0,01	0,10
18	21,0	13,5	35,7	0,01	0,10	21,0	12,7	39,5	0,01	0,10

Согласно полученным данным необходимое время сорбционного выщелачивания исходного продукта составляет 12 часов. Добавление лигносульфоната натрия из расчета 10 кг/т, повышает извлечение золота и снижает необходимое время сорбционно-выщелачивания.

Для подтверждения лабораторных результатов были проведены полупромышленные испытания, включающие обработку флотоконцентрата лигносульфонатом натрия, предварительное

сорбционное цианирование, а также окислительный обжиг хвостов сорбционного цианирования.

Полученный огарок из вращающейся трубчатой печи ВГТП-8,5 подвергали сорбционному цианированию в ёмкости объёмом 1 м³, затем проводили горячую щелочную обработку хвостов сорбционного цианирования огарка. Результаты полупромышленных испытаний представлены в таблице 4.

Таблица 4

Результаты полупромышленных испытаний по определению влияния натрия лингосульфоната на сорбционное цианирование флотоконцентрата

№	Наименование	Исходные данные			Результаты предварительного сорбционного цианирования			Результаты предварительного сорбционного цианирования		
		Au, г/т	Ss, %	C _{org} , %	До Au, г/т	После Au, г/т	Изв-е, %	Au, г/т	Ss, %	C _{org} , %
1	Флотоконцентрат без обработки	21,3	22,15	3,65	21,30	14,25	33,10	17,10	0,10	0,16
2	Флотоконцентрат, обработанный лингосульфонатом натрия (расход — 10 кг/т)					12,60	40,85	15,50	0,08	0,12
№	Наименование	Результаты сорбционного цианирования огарка			Результаты горячей щелочной обработки хвостов сорбционного цианирования огарка			Суммарное извлечение из флотоконцентрата, %		
		До Au, г/т	После Au, г/т	Изв-е, %	До Au, г/т	После Au, г/т	Изв-е %			
3	Хвосты предварительной сорбции без обработки	17,10	7,15	58,19	7,15	5,40	24,48	78,87		
4	Хвосты предварительной сорбции, обработанные лингосульфонатом натрия	15,50	5,20	66,45	5,20	3,25	37,50	87,60		

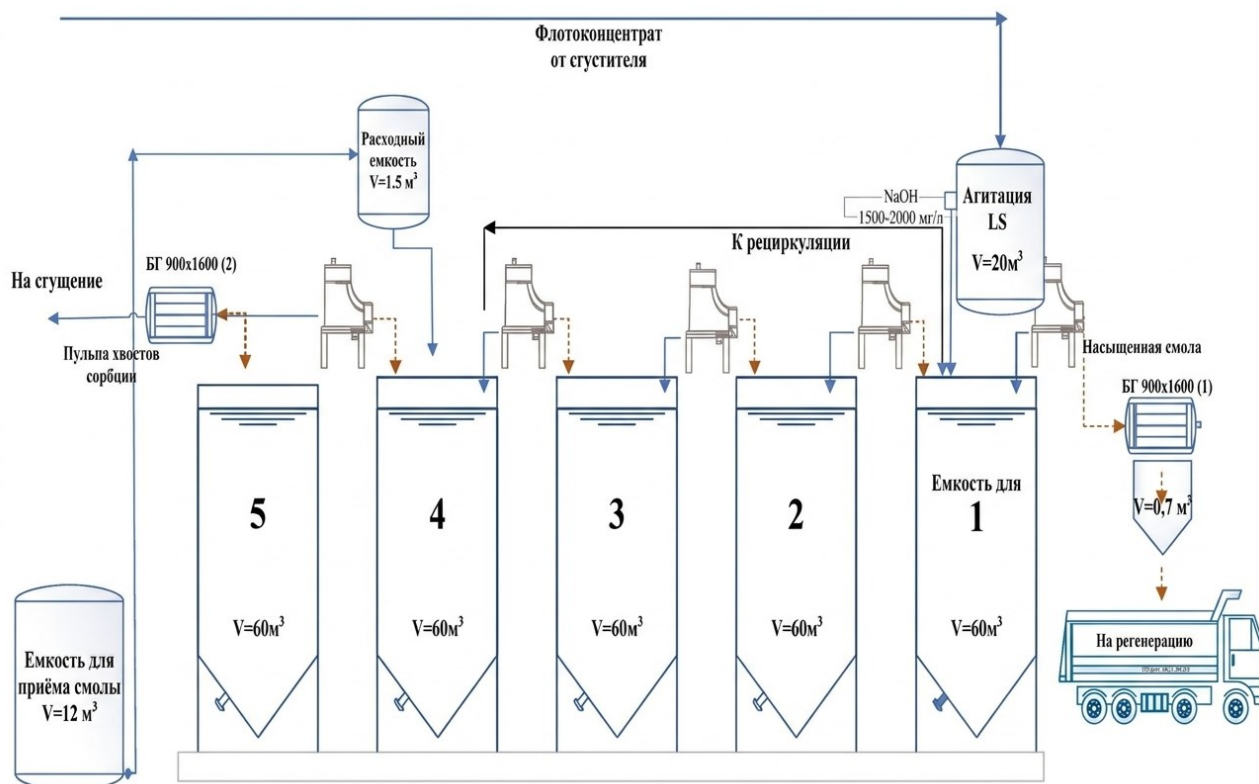


Рис. 2. Промышленная установка предварительного сорбционного цианирования с применением лингосульфоната натрия

На основе этих результатов, при переработки углеродистых упорных флотоконцентратов месторождения «Ауминзо-Амантай» для извлечения свободного золота до процесса обжига в НГМК создана промышленная установка предварительного сорбционного цианирования (рисунок 2).

Описание технологической схемы предварительной сорбции: Со сгустителя сгущенный флотоконцентрат откачивается центробежными насосами в контактный чан ($V=20\text{ м}^3$). Для пассивации сорбционной активности органического углерода в контактный чан подаётся раствор — лигносульфонат натрия (LS) с концентрацией 10 %.

Для перевода драгоценных металлов с твёрдой фазы в жидкую фазу в щелевик-пульпаделитель подаётся цианистый натрий с концентрацией 1500–2000 мг/л. В качестве сорбента применяется ионообменная смола марки D-301G. Движение смолы и пульпы флотоконцентрата осуществляется с помощью аэролифтов.

Свежий или отрегенерированный (обеззолоченный) сорбент загружается в приемную емкость ($V = 12 \text{ м}^3$), откуда аэролифтом подается в расходный бункер ($V = 1,5 \text{ м}^3$). Из расходного бункера смола через дозирующее устройство поступает в сорбционные

пачуки №4 и №5.

Далее ионообменная смола движется противотоком к движению пульпы в сторону первого сорбционного пачука. Насыщенная смола самотеком поступает на барабанный грохот (БГ-900х1600 [1]). Насыщенный сорбент с барабанного грохота направляется в бункер ($V = 9,7 \text{ м}^3$) для отмывки от илов. После отмывки насыщенная смола направляется на регенерацию.

Заключение

Проведённые исследования показали, что основной причиной низкого извлечения золота из углеродистых упорных флотоконцентратов месторождения Ауминзо-Амантай является высокая сорбционная активность углеродистого вещества, вызывающая эффект прег-роббинга.

Установлено, что предварительная обработка концентрата лигносульфонатом натрия способствует пассивации углеродистых минералов и повышает эффективность сорбционного цианирования. Запуск в работу данной промышленной установки с обработкой флотоконцентрата лигносульфонатом натрия позволил пассивировать углеродные минералы и повысить сквозное извлечение золота из руды с 71,0-72,0 % до 80,0 %

Библиографический список

1. Санакулов, К., & Хамраев, И. (2025). Геолого-геохимические и технологические аспекты золота Кызылкумов. Навои, Узбекистан. 725 с.
2. Санакулов, К., & Эргашев, У. А. (2014). Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. Ташкент, Узбекистан: ГП «НИИМП». 297 с.
3. Кароматов, С. С., Чулиев, Ф. Г., & Хамидов, Р. А. (2024). Влияние лигносульфоната натрия на прег-роббинг при сорбционном цианировании. *Universum: Технические науки*, 7(124), 6–11.
4. Санакулов, К., Чулиев, Ф. Г., & Кароматов, С. С. (2025). Изучение влияния лигносульфоната натрия на извлечение золота из флотационного концентрата месторождения «Аджибугут». В Трудах VI Международной научно-технической конференции «Комплексное инновационное развитие Зарафшанского региона: достижения, проблемы и перспективы» (с. 6–7). Навои, Узбекистан, 24–25 сентября.
5. Rees, K. L., & van Deventer, J. S. J. (2000). Preg-robbing phenomena in the cyanidation of sulphide gold ores. *Hydrometallurgy*, 58(1), 61–80. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(00\)00123-4](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(00)00123-4)
6. Федюкевич, В. А., Кубышкин, С. А., Блохин, А. А., Сухаржевский, С. М., & Воробьев-Десятовский, Н. В. (2015). Использование ионообменных смол для борьбы с явлением прег-роббинга золота в процессе цианидного выщелачивания. *Журнал прикладной химии*, 88(2), 246–254.

KINETICS AND INFLUENCING FACTORS IN THE CARBOTHERMIC REDUCTION PROCESS OF STEELMAKING DUST



Ilkhamov M.A.,
Independent Researcher,
Almalyk Branch of NUST MISIS



Munosibov Sh.M.,
SI Scientific and Practical Center for
the Development of Localization and
Industrial Cooperation in the Mining
and Metallurgical Industry, PhD



Matkarimov S.T.,
Head of the Career center, Tashkent
State Technical University, DSc,
professor



Karimjonov B.R.,
Independent Researcher, Tashkent
State Technical University

Abstract. The present paper sets out the findings of a scientific investigation into the kinetics and key influencing factors of the carbothermic reduction process of steelmaking dust. Electric arc furnace dust has been found to contain significant quantities of iron and zinc oxides, which represent valuable secondary raw materials, but which also pose serious environmental risks. The present study focuses on the effects of temperature, carbon content, particle size, gas atmosphere, and reduction time on the reduction kinetics. Carbothermic reduction experiments were conducted within the temperature range of 700–1150°C, with coke serving as the reducing agent. The degree of reduction and metallization was determined through gravimetric and phase analyses. Phase composition and microstructural changes were examined using X-ray diffraction, scanning electron microscopy, and energy-dispersive spectroscopy. The experimental data were analysed using the shrinking core model to identify the rate-controlling steps of the process. The findings suggest that zinc oxide undergoes reduction more rapidly than iron oxides, a phenomenon attributable to its diminished thermodynamic stability and volatilization behaviour. The activation energies and kinetic parameters were calculated based on the Arrhenius equation. The findings provide a scientific basis for the optimisation of carbothermic reduction processes and the improvement of the efficiency of steelmaking dust recycling under industrially relevant conditions.

Keywords: steelmaking dust, carbothermic reduction, zinc oxide, iron oxides, kinetics, metallization degree, activation energy, gas–solid reaction, secondary raw materials, X-ray diffraction, scanning electron microscopy

КИНЕТИКА И ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕСС КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЫЛИ

Илхамов М.А.¹, Муносибов Ш.М.², Маткаримов С.Т.³, Каримжонов Б.Р.³

¹ Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, Республика Узбекистан

² ГУ Научно-практический центр по развитию локализации и промышленной кооперации в горно-металлургической промышленности при Министерстве горно-добывающей промышленности и геологии, Республика Узбекистан

³ Ташкентский государственный технический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В данной работе изложены результаты научного исследования кинетики и основных влияющих факторов процесса карботермического восстановления сталеплавильной пыли. Было обнаружено, что пыль электрических дуговых печей содержит значительное количество оксидов железа и цинка, которые представляют собой ценное вторичное сырье, но также представляют серьезную экологическую опасность. В данном исследовании основное внимание уделяется влиянию температуры, содержания углерода, размера частиц, газовой атмосферы и времени восстановления на кинетику восстановления. Эксперименты по карботермическому восстановлению проводились в диапазоне температур 700–1150 °С, при этом в качестве восстановителя выступал кокс. Степень восстановления и металлизации определялась гравиметрическим и фазовым анализом. Фазовый состав и микроструктурные изменения были изучены с помощью рентгеноструктурного анализа, сканирующей электронной микроскопии и энергодисперсионной спектроскопии. Экспериментальные данные были проанализированы с использованием модели сжимающегося ядра для определения этапов контроля скорости процесса. Результаты показывают, что оксид цинка восстанавливается быстрее, чем оксиды железа, явление, обусловленное его сниженной термодинамической стабильностью и поведением улетучивания. Энергии активации и кинетические параметры были рассчитаны на основе уравнения Аррениуса. Полученные результаты дают научную основу для оптимизации процессов карботермического восстановления и повышения эффективности переработки сталеплавильной пыли в промышленно-актуальных условиях.

Ключевые слова: сталеплавильная пыль, карботермическое восстановление, оксид цинка, оксиды железа, кинетика, степень металлизации, энергия активации, газо-твердая реакция, вторичное сырье, Сканирующая электронная микроскопия, энергодисперсионная спектроскопия

PO‘LAT ERITISH PECHI CHANGLARINI KARBOTERMİK TIKLASHDA JARAYONNING KINETİKASI VA TA‘SIR ETUVCHI OMILLAR

Ilxamov M.A.¹, Munosibov Sh.M.², Matkarimov S.T.³, Karimjonov B.R.³

¹ MTU MISIS Olmaliq filiali, O‘zbekiston Respublikasi

² Tog‘-kon sanoati va geologiya vazirligi huzuridagi Tog‘-kon sanoatida mahalliyashtirish va sanoat kooperatsiyasini rivojlantirish ilmiy-amaliy markazi DM, O‘zbekiston Respublikasi

³ Toshkent davlat texnika universiteti, O‘zbekiston Respublikasi

Annotatsiya. Ushbu ishda po‘lat eritish changini karbotermik tiklash jarayonining kinetikasi va asosiy ta‘sir etuvchi omillarini ilmiy o‘rganish natijalari bayon etilgan. Elektr yoy pechi changida ko‘p miqdorda temir va rux oksidlari mavjudligi aniqlangan, ular qimmatli ikkilamchi xomashyo hisoblanadi, ammo atrof-muhit uchun jiddiy xavf tug‘diradi. Ushbu tadqiqot harorat, uglerod miqdori, zarrachalar o‘lchami, gaz atmosferasi va tiklanish vaqtining tiklanish kinetikasiga ta‘siriga qaratilgan. Karbotermik qaytarish tajribalari 700-1150 °C harorat oralig‘ida olib borildi, qaytaruvchi sifatida koks ishlatildi. Qaytarilish va metallizatsiya darajasi gravimetrik va fazaviy tahlillar orqali aniqlandi. Fazaviy tarkib va mikrostrukturaviy o‘zgarishlar rentgenografik, skanerlovchi elektron mikroskopiya va energetik-dispersion spektroskopiyaga usullari yordamida o‘rganildi. Jarayonning tezlikni nazorat qilish bosqichlarini aniqlash uchun eksperimental ma‘lumotlar qisqaruvchi yadro modeli yordamida tahlil qilindi. Natijalar shuni ko‘rsatadiki, rux oksidi temir oksidlariga qaraganda tezroq tiklanadi, bu uning termodinamik barqarorligi va uchish xususiyatining pasayishi bilan bog‘liq. Arrhenius tenglamasi asosida aktivlanish energiyalari va kinetik parametrlari hisoblandi. Olingan natijalar sanoat uchun dolzarb sharoitlarda karbotermik tiklash jarayonlarini optimallashtirish va po‘lat eritish changini qayta ishlash samaradorligini oshirish uchun ilmiy asos bo‘lib xizmat qiladi.

Kalit so‘zlar: po‘lat eritish changi, karbotermik tiklanish, rux oksidi, temir oksidlari, kinetika, metallizatsiya darajasi, faollanish energiyasi, gaz-qattiq reaksiya, ikkilamchi xomashyo, skanerlovchi elektron mikroskopiya, energiya dispersion spektroskopiyaga

Introduction

The rapid development of the modern metallurgical industry is leading to a sharp increase in steel production volumes. In electric arc furnaces (EAF), converters, and other high-temperature units, large amounts of dust-like waste are generated during steel smelting processes. This steelmaking dust (Electric Arc Furnace Dust - EAFD) contains, along with iron and zinc oxides, non-ferrous and heavy metals such as lead, chromium, and manganese, which are, on the one hand, valuable secondary raw materials, and on the other hand, a source of environmental hazards [1,2].

Scientific research shows that the content of iron oxides (FeO, Fe₂O₃) in steel smelting dust can reach 30-50%, and the proportion of zinc oxide (ZnO) in some cases can reach 15-35% [3,4]. Therefore, the recovery of metal resources and the reduction of waste through the processing of this dust is one of the priority tasks of the metallurgical industry. Traditional hydrometallurgical and pyrometallurgical technologies are characterized by high reagent consumption, multi-stage processes, and environmental limitations [5,6].

In recent years, the carbon-thermal reduction technology for processing steelmaking dust has gained special attention due to its high efficiency, technological simplicity, and industrial applicability [7-9]. The main advantage of this method is that at high temperatures, zinc oxide is first reduced and released in vapor form, while iron oxides transition to a metallic state. This allows for selective dezincification and metallization of iron [10,11].

Despite the thermodynamic favorability of the carbon-thermal reduction process, its effectiveness under actual industrial conditions is primarily determined by kinetic factors. Several researchers have demonstrated that the reduction of ZnO and FeO in the presence of carbon or CO is a multi-stage gas-solid phase process [12-14]. The process rate is limited by CO formation through the Boudouard reaction, gas diffusion, chemical reaction, and the removal of products from the system [15].

It has been widely reported in the literature that the kinetics of carbon-thermal reduction of ZnO proceed faster than that of FeO. The main reason for this is the lower thermodynamic stability of ZnO and the volatility of zinc [16,17]. Studies conducted by Chen et al. have determined that the reduction activation energy of ZnO is in the range

of 60-80 kJ/mol, while for FeO this value is 90-110 kJ/mol [1,18]. This provides scientific evidence for the selective reduction of zinc oxide.

The Shrinking Core Model is widely used in the mathematical description of the reduction process. This model takes into account the preservation of an unreduced core within the particle and the movement of the reaction front towards the center over time [19]. The correlation of experimental data with this model allows for the identification of rate-limiting stages of the process and the establishment of optimal technological parameters.

Furthermore, several studies have shown that factors such as temperature, carbon content, particle size, gas environment composition, and reduction time significantly affect the reduction kinetics [8,9,20]. An increase in temperature intensifies the Boudouard reaction, raises CO concentration, and activates diffusion processes, leading to a sharp increase in the degree of metallization.

However, the literature review indicates that a comprehensive kinetic analysis of the carbothermic reduction process of steelmaking dust, specifically the simultaneous reduction of ZnO and FeO, their interaction, and an in-depth scientific substantiation of the rate-limiting stages, has not been adequately addressed. In particular, the determination of kinetic parameters for process optimization under near-industrial conditions remains a pressing scientific challenge.

The purpose of this article is to conduct an in-depth study of the kinetic regularities of the carbon-thermal reduction process for steelmaking dust, identify the reduction mechanisms of FeO and ZnO, and scientifically substantiate the role of the main technological factors influencing the process.

Materials and methods

Steel smelting dust generated during the steel smelting process in an electric arc furnace was selected as the object of research. Dust samples were collected from gas purification systems under industrial conditions, dried in laboratory conditions, and purified from mechanical impurities. The average particle size of the samples ranged from 10 to 100 μm, and their finely dispersed structure exhibited a high surface area.

The chemical analysis was conducted using the X-ray fluorescence (XRF) technique. The results of the study are summarised in Table 1.

Table 1

Chemical composition of EAF dust (wt.%)

Component	Fe _{total}	Fe ₂ O ₃	FeO	ZnO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MnO	PbO	Na ₂ O
Content	31.2	41.6	4.6	16.2	3.4	3.4	0.9	3.7	1.36	10.4

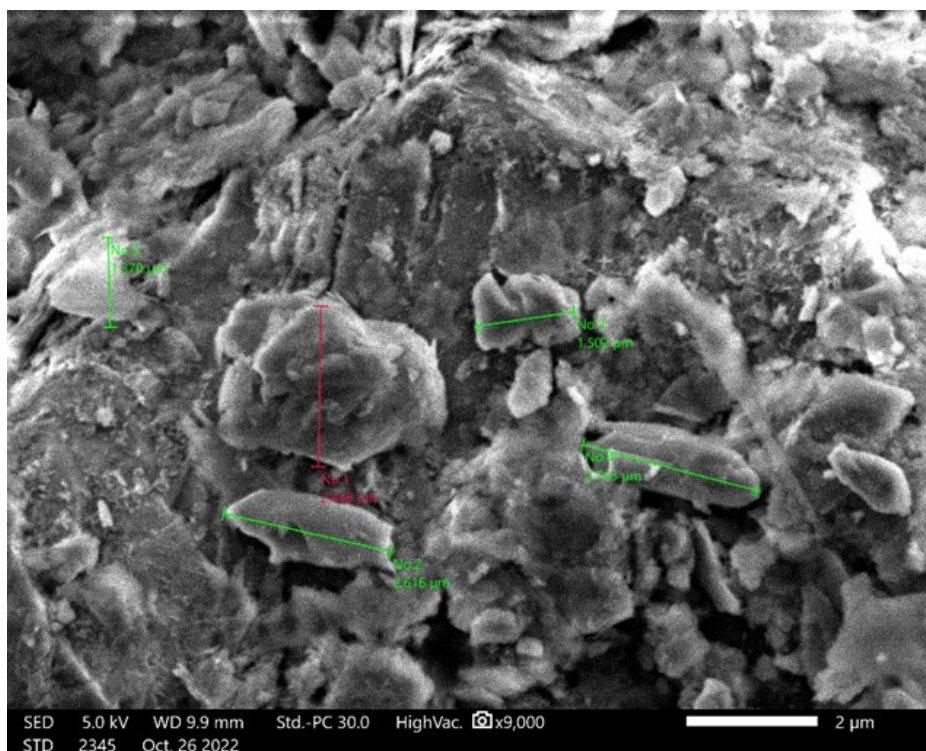


Fig. 1. Initial SEM microstructure of steel smelting dust

The irregular shape and high porosity of dust particles create favorable conditions for the reduction process.

Scanning electron microscopy (SEM) images of dust particles obtained from the steelmaking furnace gas cleaning system reveal their irregular shape, high porosity, and wide particle size distribution. These structural features increase the specific surface area of the particles and create favorable conditions for gas-solid phase reactions during the carbon-thermal reduction process. The porous structure facilitates the diffusion of CO gas into the inner part of the particle, leading to an acceleration of the reduction kinetics.

The chemical composition of the dust was determined using X-ray fluorescence (XRF) and energy-dispersive spectral analysis (EDS) methods. According to the research results, the main components in the dust composition are FeO, Fe₂O₃, and ZnO, with zinc oxide content around 15-30% and the total share of iron oxides constituting 40-55%. Additionally, small amounts of CaO, SiO₂, and MgO were detected.

High-purity carbon coke powder was used as the reducing agent. The ash content of the carbon did not exceed 8%, and the particle size was selected in the range of 50-80 μm. The carbon content was varied between 5-15% relative to the dust mass.

Carbon-thermal reduction experiments were conducted under laboratory conditions in a tubular electric furnace. The dust and carbon mixture was blended in predetermined ratios and placed in cylindrical ceramic crucibles. The experiments were carried out in an inert or controlled gas environment.

The temperature was varied in the range from 700 to 1150 °C, with

50 °C increments. In each experiment, the sample was held at the given temperature for 30-60 minutes. The heating rate was set at 10 °C/min. At the end of the experiment, the samples were rapidly cooled and prepared for subsequent analysis.

To determine the time dependence of the reduction process, experiments were repeated at various time intervals. This method allowed for comparative analysis of the reduction kinetics of ZnO and FeO.

The phase composition of the reduced products was determined using X-ray diffraction (XRD) analysis, and the degree of transition of oxides to metallic state was assessed. The microstructure of the initial and reduced samples was studied using a scanning electron microscope (SEM), and the distribution of elements by phases was determined using EDS.

The degree of metallization was calculated using the following expression:

$$M = \frac{Fe_{met}}{Fe_{total}} * 100\% \quad (1)$$

where Fe_{met} is the amount of iron in metallic state, Fe_{total} is the total amount of iron in the sample.

Kinetic analysis of the reduction process was carried out by determining the dependence of the degree of reduction (α) on time and temperature. The degree of reduction was calculated using the following formula:

$$\alpha = \frac{m_0 - m_t}{m_0 - m_{final}} \quad (2)$$

where m_0 is the initial mass, m_t is the mass at a given time, m_{final} is the mass after complete reduction.

The obtained experimental data were analyzed based on the Shrinking Core Model. The following kinetic equations were used to determine the rate-limiting stage of the process:

for the case limited by chemical reaction:

$$1 - (1 - a)^{1/3} = kt \quad (3)$$

for the case limited by diffusion:

$$1 - \frac{32(1-a)^2}{3} + 12(1-a) = kt \quad (4)$$

The reaction rate constants were determined for different temperatures, and the activation energy was calculated using the Arrhenius equation:

$$k = A \exp\left(\frac{E_a}{RT}\right) \quad (5)$$

Graphs were constructed in $\ln k$ vs. $1/T$ coordinates, and kinetic parameters were evaluated based on linear relationships.

The influence of factors such as temperature, carbon content, particle size, gas environment, and reduction time on the reduction process was studied separately. When each factor was changed, the remaining parameters were kept constant. This approach allowed for the identification of individual impact mechanisms of the process.

Each experiment was repeated at least three times. The average values and deviations of the obtained results were calculated, ensuring that the experimental error did not exceed 5%.

Results

Laboratory experiments have shown that the process of carbothermic reduction of steelmaking dust has a complex, multi-stage kinetic mechanism. It was found that the behavior of ZnO and FeO oxides during the reduction process differs significantly, which is explained by differences in their thermodynamic stability and kinetic parameters.

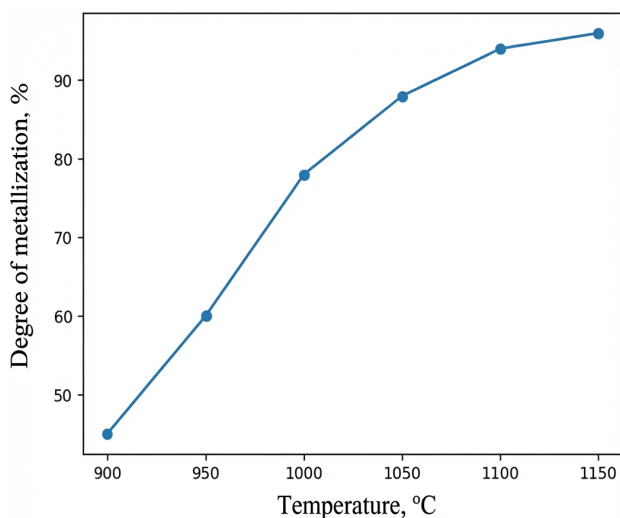


Fig. 2. Influence of temperature on the degree of metallization

Analysis of the dependence of the reduction degree (α) on time showed that in the initial stage of the process, the reduction of ZnO occurs very rapidly, while the reduction of FeO occurs relatively slowly but steadily. This circumstance confirms the existence of a selective dezincification mechanism.

A sharp increase in the degree of metallization in the range of 1000-1150 °C confirms the presence of an optimal temperature range for the reduction process.

The figure shows the effect of temperature on the degree of metallization. As the temperature increases from 900°C to 1150°C, the degree of metallization rises from 45% to 96%. A sharp increase in the degree of metallization, particularly in the range of 1000-1150°C, indicates the existence of an optimal temperature range for the reduction process.

It was determined that an increase in temperature has a decisive impact on the speed and completeness of the reduction process. In the range of 800-900°C, the reduction of ZnO begins, and zinc is released in vapor form. At temperatures above 1000°C, active reduction of iron oxides was observed.

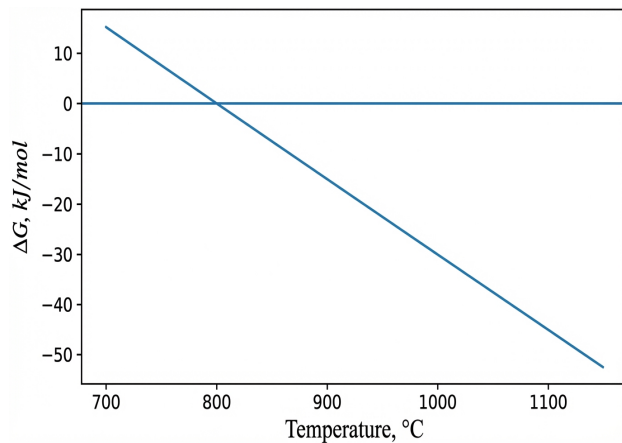


Fig. 3. Temperature dependence of Gibbs free energy for the reduction reaction of ZnO in the presence of carbon

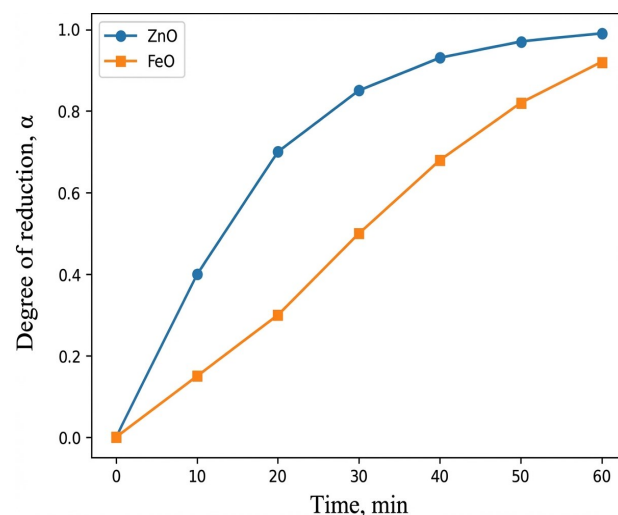


Fig. 4. Dependence of the degree of reduction (α) on time. The rapid reduction of ZnO and the slower reduction of FeO confirm the mechanism of selective dezincification

At temperatures above 800°C, $\Delta G < 0$ indicates thermodynamically favorable reduction of zinc oxide.

The temperature dependence of Gibbs free energy for the reaction $ZnO + C \rightarrow Zn + CO$ is shown in the figure. As evident from the graph, at temperatures above 800°C, Gibbs free energy transitions to negative values ($\Delta G < 0$), which indicates that the reduction of zinc oxide with carbon is thermodynamically favorable.

The figure shows the dependence of the reduction degree of ZnO and FeO on time during the carbothermic reduction process. The reduction of ZnO occurs rapidly in the first 20-30 minutes, reaching $\alpha \approx 0.85-0.90$. The reduction of FeO is relatively slower, reaching a value of $\alpha \approx 0.90-0.95$ in 60 minutes.

In the temperature range of 1000-1150 °C, the degree of metallization increased sharply, reaching 90-96%. This temperature range indicates the thermodynamically and kinetically most favorable region for the carbothermic reduction process.

Discussion

These results are consistent with the research conducted by Chen and Pickles, who also observed the reduction of ZnO at lower temperatures compared to FeO.

As temperature increases, the equilibrium of the Boudouard reaction shifts to the right, increasing the concentration of CO. This leads to the acceleration of chemical reactions at the gas-solid interface and the enhancement of diffusion processes.

It was found that when the carbon content was varied between 5-15% of the dust mass, the reduction efficiency differed significantly. At a carbon content of 10-15%, the reduction of ZnO and FeO occurred at the highest level.

With insufficient carbon, CO formation is limited, and the degree of reduction decreases. Conversely, excess carbon led to increased energy consumption and higher residual carbon in the product, without significantly increasing the degree of metallization.

This indicates that the reduction process is mainly associated with the Boudouard reaction. The optimal amount of carbon ensures a balance between CO formation and oxide reduction.

The reduction degree-time relationships were analyzed based on the shrinking core model. Experimental points for the ZnO reduction process fit well with the model limited by diffusion and evaporation. It was determined that the reduction of FeO is mainly limited by the chemical reaction at the gas-solid phase interface.

An increase in the coke content significantly improved zinc removal due to the intensification of both direct solid-phase reactions and indirect gas-phase reduction mechanisms. The experimental results are summarized in Table2.

For FeO reduction: $E_a=90-110$ kJ/mol.

The lower activation energy of ZnO and the evaporation property of zinc ensure its faster reduction. The reduction of FeO occurs more slowly due to the high activation energy. This scientifically substantiates the mechanism of selective zinc removal.

In a CO-rich gas environment, the reduction rate increased significantly. The main part of ZnO was reduced in 30-40 minutes, while 40-60 minutes were required for complete reduction of FeO.

It was found that open or low-pressure systems are more effective, as the increase in pressure leads to partial condensation of zinc vapors.

The obtained results demonstrated that the carbon-thermal reduction process of steelmaking dust is effective for selective dezincification and obtaining iron products with a high degree of metallization under industrial conditions. Under optimal conditions, zinc can be released in vapor form and subsequently collected through condensation, while iron is reused as a secondary raw material in metallurgical processes.

Conclusion

In this study, the thermodynamic and kinetic principles of the carbon-thermal recovery process for dust generated during steel smelting were comprehensively examined. Experimental and theoretical analyses revealed that the reduction of iron and zinc oxides in steel smelting dust occurs through a multi-stage gas-solid phase mechanism.

The research results showed that the carbon-thermal reduction of ZnO begins at lower temperatures and proceeds faster compared to FeO. This phenomenon is attributed to the lower thermodynamic stability of zinc oxide, zinc's volatility, and its relatively low activation energy. The reduction of iron oxides primarily intensifies at high temperatures and culminates in the formation of metallic iron.

Based on kinetic analysis, it was determined that the ZnO reduction process is mainly limited by diffusion and zinc evaporation, while the FeO reduction process is limited by the chemical reaction at the gas-solid interface. The activation energies calculated using the Arrhenius equation confirmed these conclusions and demonstrated that the process follows Arrhenius's law.

It was found that an increase in temperature significantly enhances the rate and completeness of the reduction process by accelerating the Boudouard reaction, resulting in increased CO concentration. Optimal reduction conditions were achieved in the temperature range of 1000-1150 °C, with the degree of metallization reaching 90-96%. The optimal range of carbon content was determined to be 10-15% of the dust mass, and it was shown that higher amounts decrease energy efficiency.

Particle size and structural properties were found to significantly influence the reduction kinetics, with higher reduction rates observed in fine-dispersed dust. However, the need for granulation to ensure process stability under industrial conditions was substantiated. The composition of the gas environment and reduction time were also found to directly affect process efficiency, with a notable increase in reduction rate observed in a CO-rich environment.

The results of the conducted research demonstrated that the carbon-thermal reduction process of steelmaking dust is scientifically and technologically feasible for selective dezincification and obtaining iron products with a high degree of metallization. The obtained kinetic and technological regularities serve as a solid scientific foundation for developing resource-saving and environmentally safe technologies for processing metallurgical waste.

Table 2
Effect of Coke Content on Residual Zinc in Clinker

Coke content, wt. %	Residual Zn, wt. %
52	13,4
65	10,56
80	7,98
90	7,98

The activation energies calculated based on Arrhenius plots are as follows:

For ZnO reduction: $E_a=60-80$ kJ/mol;

References

1. Chen, H. K. (2001). Kinetic study on the carbothermic reduction of zinc oxide. *Scandinavian Journal of Metallurgy*, 30(5), 292–296.
2. Bafghi, M. S., Fard, A. K., & Sabouri, F. (2013). Kinetic study on the carbothermic reduction of electric arc furnace dust. *Iranian Journal of Materials Science & Engineering*, 10(2), 45–52.
3. Kim, B. S., Yoo, J. M., Park, J. T., & Lee, J. C. (2006). A kinetic study of the carbothermic reduction of zinc oxide with various additives. *Materials Transactions*, 47(9), 2421–2426.
4. Grigorova, D., Petrov, A., & Ivanov, S. (2022). Thermodynamic and kinetic investigation of carbothermic reduction of EAF dust. *Metallurgy Journal*, 56(4), 210–218.
5. Auer, M., Schmidt, L., & Wagner, T. (2022). Influence of different carbon content on ZnO reduction. *Applied Sciences*, 12(7), 3560–3568.
6. Cui, G., Zhang, X., Xu, Y., et al. (2025). Study on the kinetics of carbothermic reduction using walnut shell biochar. *Metals*, 15(8), 835.
7. Pickles, C. A. (2019). Thermodynamic analysis of selective carbothermic reduction of EAF dust. *Ironmaking & Steelmaking*, 46(6), 487–495.
8. Wu, C. C., Chen, Y. L., & Huang, S. T. (2020). Reduction behavior of zinc ferrite in EAF dust recycling with CO gas. *Journal of Hazardous Materials*, 389, 121940.
9. Natha, M. G., Kumar, R., & Singh, P. (2021). Reduction of zinc oxide using hydrogen: Kinetic study. *International Journal of Hydrogen Energy*, 46(58), 29350–29360.
10. Brandner, U., Müller, T., & Hoffmann, J. (2024). Comparison of reduction kinetics using H₂ and CO. *International Journal of Hydrogen Energy*, 49(12), 5782–5794.
11. Wu, Y., Zhang, H., & Li, Q. (2023). Kinetics of gas solid reactions in the reduction of ZnO. *Powder Technology*, 420, 117242.
12. Rankin, W. J., & Wright, S. (2002). The reduction of zinc from slags by iron carbon melt. *Metallurgical and Materials Transactions B*, 33(4), 701–710.
13. Donald, J. R., & Pickles, C. A. (2005). A kinetic study of the reaction of ZnO with iron powder. *Journal of Materials Science*, 40(15), 4013–4020.
14. Draper, P., Thompson, R., & Lewis, M. (2010). Mathematical kinetic modeling of carbothermic reduction in a molten metal bath. *Metallurgical and Materials Transactions B*, 41(6), 1345–1354.
15. Peng, Z., Wang, C., Li, M., Deng, Z., & Wei, X. (2024). Volatilization kinetics of zinc from low grade lead–zinc oxide ore during carbothermic reduction. *Sustainability*, 16(6), 2326.
16. Zhou, Y., Li, M., & Wang, H. (2024). Separation of ZnO from stainless steelmaking dust by microwave irradiation. *Journal of Cleaner Production*, 423, 137543.
17. Dutra, A., Paiva, P., & Tavares, L. M. (2021). Alkaline leaching of zinc from EAF dust. *Hydrometallurgy*, 204, 105628.
18. Sofilić, T., Marković, D., & Petrović, S. (2020). Characterization of steel mill electric arc furnace dust. *Journal of Environmental Chemical Engineering*, 8(5), 104233.
19. Pawlek, F. (2017). *Metallhüttenkunde*. De Gruyter.
20. Antrekowitsch, J., & Steinlechner, S. (2011). Recycling of heavy metal containing wastes: Mass balances and kinetics. *JOM*, 63(7), 38–45.

HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF EAF DUST: ZINC EXTRACTION AND RECYCLING IRON RESIDUE IN STEELMAKING



Ilkhamov M.A.,
Independent Researcher,
Almalyk Branch of NUST MISIS



Munosibov Sh.M.,
SI Scientific and Practical Center for
the Development of Localization and
Industrial Cooperation in the Mining
and Metallurgical Industry, PhD



Matkarimov S.T.,
Head of the Career center, Tashkent
State Technical University, DSc,
professor



Maksudov Sh.A.,
Independent Researcher, Tashkent
State Technical University

Abstract. Electric arc steel smelting furnace dust (EAF dust) is one of the most problematic waste in modern metallurgy from an ecological and technological point of view due to its high dispersity, high content of zinc, lead, and other associated elements. In recent years, as a result of the increase in the share of zinc-containing secondary raw materials in the metal charge, the amount of this dust has also increased. In this study, a hydrometallurgical method of complex processing of PE dust based on sulfuric acid leaching was considered. A spent sulfuric acid electrolyte containing H_2SO_4 (120-160 g/l) and Zn (30-50 g/l) was used as the solvent reagent. The leaching process was carried out at a temperature of 60-65 °C, in a solid-liquid ratio of 1:6, for 120-240 minutes. The research results showed that zinc-containing phases accelerate the dissolution kinetics, reduce energy consumption, and provide the possibility of effective extraction of zinc from the solution and subsequent obtaining the cathode metal by electrolysis. In addition, it has been substantiated that the iron-containing residue formed after leaching can be returned to the steelmaking process as a charge additive. The proposed technology is a resource-saving, energy-efficient, and environmentally friendly alternative to traditional pyrometallurgical methods of processing EAF dust. This approach serves the implementation of the principles of a circular economy through the processing of metallurgical waste, the restoration of zinc, and the return of iron components to production.

Keywords: electric arc furnace dust, zinc, hydrometallurgy, sulfuric acid leaching, electrolysis, secondary resources, comprehensive processing.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ПЫЛИ ЭДП: ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА И РЕЦИКЛИНГ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕГО ОСТАТКА В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Илхамов М.А.¹, Муносибов Ш.М.², Маткаримов С.Т.³, Максудов Ш.А.³

¹ Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, Республика Узбекистан

² ГУ Научно-практический центр по развитию локализации и промышленной кооперации в горно-металлургической промышленности при Министерстве горно-добывающей промышленности и геологии, Республика Узбекистан

³ Ташкентский государственный технический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. Пыль электродуговой сталеплавильной печи (ДСП) является одним из наиболее экологически и технологически проблемных отходов в современной металлургии из-за высокой дисперсности, высокого содержания цинка, свинца и других сопутствующих элементов. В последние годы в результате увеличения доли цинксодержащего вторичного сырья в металлической шихте увеличивается и количество этой пыли. В данной исследовательской работе рассмотрен гидрометаллургический метод комплексной переработки пыли ЭДП, основанный на сернокислотном выщелачивании. В качестве растворяющего реагента использовали отработанный сернокислый электролит, содержащий H_2SO_4 (120-160 г/л) и Zn (30-50 г/л). Процесс выщелачивания проводили при температуре 60-65 °C, в соотношении твердое-жидкое 1:6, в течение 120-240 минут. Результаты исследования показали, что цинксодержащие фазы интенсифицируют кинетику растворения, снижают энергозатраты и обеспечивают возможность эффективного извлечения цинка из раствора с последующим получением катодного металла электролизом. Кроме того, обоснована возможность возврата железосодержащего остатка, образующегося после выщелачивания, в качестве добавки к шихте в процессе выплавки стали. Предлагаемая технология является ресурсосберегающим, энергоэффективным и экологически чистым альтернативным решением по сравнению с традиционными пирометаллургическими методами переработки пыли ЭДП. Данный подход служит реализации принципов циркулярной экономики путем переработки металлургических отходов, восстановления цинка и возврата железных компонентов в производство.

Ключевые слова: пыль электродуговой печи, цинк, гидрометаллургия, сернокислотное выщелачивание, электролиз, вторичные ресурсы, комплексная переработка.

PO‘LAT ERITISH PECHI CHANGLARINI GIDROMETALLURGIK QAYTA ISHLASH: RUXNI AJRATIB OLISH VA TEMIR TARKIBLI QOLDIQ MAXSULOTLARDAN QAYTA FOYDALANISH

Ilxamov M.A.¹, Munosibov Sh.M.², Matkarimov S.T.³, Maksudov Sh.A.³

¹ MTTU MISIS Olmaliq filiali, O‘zbekiston Respublikasi

² Tog‘-kon sanoati va geologiya vazirligi huzuridagi Tog‘-kon sanoatida mahalliyashtirish va sanoat kooperatsiyasini rivojlantirish ilmiy-amaliy markazi DM, O‘zbekiston Respublikasi

³ Toshkent davlat texnika universiteti, O‘zbekiston Respublikasi

Annotatsiya. *Elektr yoyli po‘lat eritish pechi changi (EYPE changi) yuqori dispersligi, tarkibida rux, qo‘rg‘oshin va boshqa yo‘ldosh elementlarning ko‘pligi sababli zamonaviy metallurgiyada ekologik va texnologik jihatdan eng muammoli chiqindilardan biri hisoblanadi. So‘nggi yillarda metall shixtasida rux saqlovchi ikkilamchi xomashyolar ulushining ortib borishi natijasida ushbu chang miqdori ham ko‘paymoqda. Mazkur tadqiqot ishida EYPE changini kompleks qayta ishlashning sulfat kislotali tanlab eritishga asoslangan gidrometallurgik usuli ko‘rib chiqildi. Erituvchi reagent sifatida tarkibida H_2SO_4 (120–160 g/l) va Zn (30–50 g/l) bo‘lgan ishlatilgan sulfat kislotali elektrolit qo‘llanildi. Tanlab eritish jarayoni 60–65 °C haroratda, qattiq-suyuqlik nisbatida 1:6, 120–240 daqiqa davomida olib borildi. Tadqiqot natijalari rux tarkibli fazalarning eritish kinetikasini jadallashtirishi, energiya sarfini kamaytirishi hamda ruxni eritmadan samarali ajratib olish va keyinchalik elektroliz orqali katod metallini olish imkoniyatini ta‘minlashini ko‘rsatdi. Bundan tashqari, tanlab eritishdan keyin hosil bo‘ladigan temir tarkibli qoldiqni po‘lat eritish jarayoniga shixta qo‘shimchasi sifatida qaytarish mumkinligi asoslandi. Taklif etilayotgan texnologiya EYPE changini qayta ishlashning an’anaviy pirometallurgik usullariga nisbatan resurs tejamkor, energiya jihatdan samarali va ekologik toza muqobil yechim hisoblanadi. Ushbu yondashuv metallurgiya chiqindilarini qayta ishlash, ruxni qayta tiklash va temir komponentlarini ishlab chiqarishga qaytarish orqali aylanma iqtisodiyot tamoyillarini amalga oshirishga xizmat qiladi.*

Kalit so‘zlar: *elektr yoyli pech changi, rux, gidrometallurgiya, sulfat kislotali tanlab eritish, elektroliz, ikkilamchi resurslar, kompleks qayta ishlash*

Introduction

Modern steel metallurgy is characterized by a steady increase in production volumes, which is accompanied by a growing amount of industrial waste. One of the most complex and environmentally hazardous types of such waste is dust from electric arc furnaces (EAF), which is generated during the smelting of scrap metal and iron-containing semi-finished products. According to various estimates, for every ton of steel melted in arc furnaces, 15 to 25 kg of dust is formed, containing zinc, lead, cadmium, chlorine, and other elements classified as hazardous substances.

The problem of processing EAF dust has become particularly relevant in recent decades due to the increase in the proportion of galvanized scrap in the metallic charge. The zinc coating, evaporating in the high-temperature zone of the arc furnace, concentrates in the dust-gas phase and is captured by gas cleaning systems. As a result, the ZnO content in the dust can reach 20-40%, and in some cases even exceed 50%, making this waste a valuable secondary source of zinc.

On the other hand, the direct return of EAF dust to the steelmaking process without preliminary processing is impossible due to the accumulation of zinc, which causes intensive dust formation, increases the load on gas cleaning systems, and deteriorates the operational performance of the furnace. Therefore, processing EAF dust to extract zinc and return the iron-containing component is an important scientific and technical task, having both economic and environmental significance.

Pyrometallurgical methods for processing zinc-containing dust are the most widespread in industrial practice. A classic example is the Waelz process, in which dust mixed with a carbon-containing reducing agent is subjected to high-temperature treatment in a rotary kiln. Zinc and lead are reduced and volatilized, and then captured as oxides in the gas purification system [1-3].

Despite its relative simplicity and industrial development, the Waelz process is characterized by a number of drawbacks, including high energy consumption, the formation of secondary waste, and the production of so-called "dirty" zinc oxide, which requires additional processing.

In recent years, there has been a proliferation of proposals for more intensive pyrometallurgical technologies, including plasma pro-

cesses (e.g. Plasmadust, Tetronics) and vacuum processing methods (e.g. VHR process, Japan) [4-6]. These technologies have been demonstrated to provide a high degree of zinc recovery; however, they require significant capital investments and complex equipment, which limits their widespread application.

The hydrometallurgical methods for processing EAF dust are based on the conversion of zinc and associated metals into a solution with subsequent selective extraction. The principal reagents employed in the leaching process are solutions of sulfuric acid, ammonium chloride, acetic acid, and complexing systems [7-10].

The utilisation of NH_4Cl solutions in the leaching process has been demonstrated to yield zinc extraction efficiencies ranging from 60 to 80 per cent. Nevertheless, a substantial proportion of the zinc remains in the form of poorly soluble zinc ferrites, thereby impeding the efficacy of the process [11]. Sulfuric acid leaching, particularly under autoclave conditions, has been demonstrated to yield a higher degree of zinc extraction (up to 95-98%), yet necessitates elevated temperatures and pressures, as well as corrosion-resistant equipment [12-14].

A thorough analysis of extant literature data indicates that the primary issue encountered during hydrometallurgical processing of EAF dust pertains to the dissolution of $ZnFe_2O_4$ ferrite phases, which exhibit stability under conventional leaching conditions. A promising approach to solving this problem is the intensification of the process by increasing the temperature, using preheated material, and optimising the electrolyte composition [13-17].

Materials and Methods

The object of research was the dust from electric arc furnaces formed during the smelting of scrap metal and hot briquetted iron. The dust is characterized by high dispersity, developed specific surface area, and complex phase composition (Table 1).

The majority of zinc is present in the form of oxide and ferrites, while iron is predominantly in oxide phases, creating conditions for selective extraction of zinc using hydrometallurgical methods.

The proposed method for processing electric arc furnace (EAF) dust consists of the following main stages: feeding hot dust into a leaching reactor; sulfuric acid leaching of zinc; separation of the pulp into solid and liquid phases; multi-stage purification of the resulting electrolyte; electrolytic production of cathode zinc; and recycling of the

Table 1

Chemical composition of dust, wt. %:

Analyzed result (FP method, Scatter)

No.	Component	Result (mass%)	Unit	Stat. Err.	LLD	LLQ
1	SO3	1.73	mass%	0.0056	0.0117	0.0351
2	K2O	1.95	mass%	0.0158	0.0131	0.0393
3	CaO	33.8	mass%	0.0527	0.0102	0.0306
4	Cr2O3	0.148	mass%	0.0023	0.0032	0.0096
5	MnO	1.29	mass%	0.0064	0.0060	0.0180
6	Fe2O3	32.1	mass%	0.0117	0.0114	0.0342
7	Co2O3	(0.0586)	mass%	0.0068	0.0206	0.0617
8	CuO	0.129	mass%	0.0020	0.0029	0.0088
9	ZnO	2	mass%	0.0207	0.0013	0.0040
10	Ga2O3	0.0402	mass%	0.0016	0.0040	0.0121
11	As2O3	0.0411	mass%	0.0032	0.0081	0.0244
12	Rb2O	0.0142	mass%	0.0004	0.0007	0.0020
13	SrO	0.0086	mass%	0.0003	0.0004	0.0013
14	ZrO2	0.269	mass%	0.0035	0.0018	0.0053
15	Ag2O	0.0083	mass%	0.0005	0.0006	0.0017
16	CdO	0.0655	mass%	0.0013	0.0027	0.0082
17	SnO2	0.0556	mass%	0.0012	0.0006	0.0017
18	BaO	0.0431	mass%	0.0016	0.0028	0.0085
19	Ir2O3	0.0451	mass%	0.0026	0.0072	0.0215
20	PbO	1.22	mass%	0.0045	0.0022	0.0065
21	Yb2O3	0.0248	mass%	0.0023	0.0057	0.0170

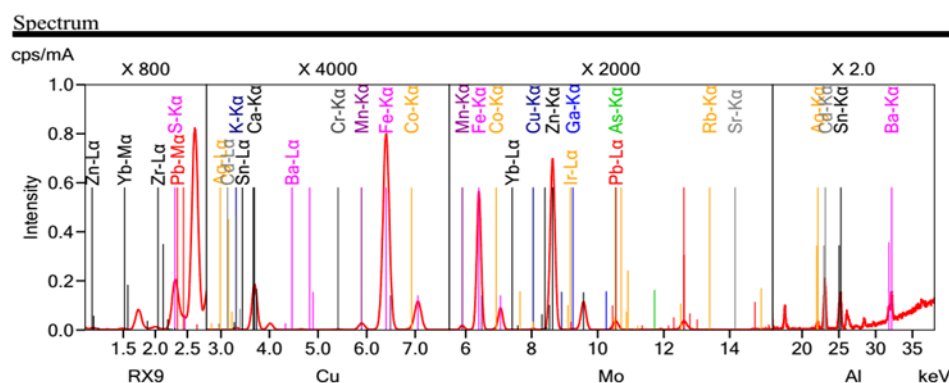


Fig.1. Spectral analysis of primary samples

iron-containing residue back into the steelmaking process.

A distinctive feature of the technology is the use of hot dust at a temperature of 200-300°C, which is fed into a tank with mechanical stirring without preliminary cooling.

The leaching agent used was spent sulfuric acid electrolyte containing:

H₂SO₄ - 120-160 g/l;

Zn - 30-50 g/l.

The leaching process was carried out under the following conditions: a temperature of 60–65 °C, a solid-to-liquid ratio of 1:6, and a leaching duration of 120–240 min.

Based on the data presented in Table 2 and Figure 3, it can be seen that as a result of the initial leaching, the degree of iron and zinc leaching increased by 47-50%. By controlling the sulfuric acid concentration, it is possible to ensure high efficiency of the process.

These conditions ensure sufficient aggressiveness of the medium for the dissolution of ZnO and partial decomposition of zinc ferrites without significant transfer of iron into the solution.

After leaching, the electrolyte was purified from impurities in three successive stages: hydrolytic purification to precipitate iron and aluminum; cementation for the removal of copper, cadmium, and lead; and final chemical purification to adjust the electrolyte composition to meet the requirements for subsequent electrolysis.

The purified solution was directed to the electrolysis department, where cathode zinc was produced using standard technology. Solutions containing 50-60 g/l Zn and 100-120 g/l H₂SO₄ were reused, which increases the closure of the water-reagent cycle.



Fig.2. Primary samples

Results

The results of this study confirm the possibility of using the sulfuric acid hydrometallurgical method for the selective extraction of zinc from the dust of the electric arc furnace (EDF), followed by electrolysis and purification of the electrolyte. Direct use of hot dust (200-300 °C) without preliminary cooling provides additional intensification of the process and contributes to improving the kinetics of zinc dissolution. This is an important technological feature of the proposed approach.

EDP dust is a complex technogenic material with a heterogeneous mineralogical composition and high variability depending on the operating conditions, steel grade, and additives. While iron was mainly associated with oxide phases, zinc in the investigated dust predominated in oxide forms and in the structure of zinc ferrites. Since ZnO dissolves readily in acidic environments, while iron oxides dissolve poorly in controlled leaching conditions, this distribution promotes the selective extraction of zinc through sulfuric acid leaching.

In the hydrometallurgical processing of EDP dust, zinc ferrite ($ZnFe_2O_4$) is usually considered one of the main factors limiting zinc extraction. Zinc ferrite has a stable spinel structure and shows low reactivity in dilute sulfuric acid. Nevertheless, partial decomposition of ferrites can occur under sufficiently aggressive conditions, such as elevated temperature, optimal acid concentration, and increased contact time. This increases the zinc transfer to the solution. At the same time, proper control of leaching parameters can reduce iron dissolution; this is important for reducing impurities during subsequent electrolyte purification.

One of the most important results of this work is demonstrating the intensification of leaching when hot dust is fed into a reactor with mechanical stirring at temperatures between 200 and 300 °C. Before leaching, the dust is typically cooled during conventional hydrometallurgical processing, resulting in higher energy consumption and lower kinetic activity. Supplying hot dust, on the contrary, quickly increases the thermal potential of the system, reduces the time required to achieve the desired leaching temperature (60-65°C), and improves the mass distribution.

Increasing the temperature at the initial stage of pulp formation leads to faster dissolution of ZnO and accelerated diffusion of reagents and products in the liquid phase. In addition, due to the rapid cooling of the furnace gas flow, hot dust may contain phases with higher defective density or partially amorphous structures. This can also improve leaching. As a result, the process becomes more dynamic and efficient, and heating the pulp does not require more energy.

For the leaching of sulfuric acid, a spent electrolyte containing 120-160 g/l H_2SO_4 and 30-50 g/l Zn was used. Because it maintains a more closed water-reagent cycle and reduces fresh acid consumption, using spent electrolyte is an important technological advantage. Under certain operating conditions (temperature 60-65 °C, solid and liquid phase ratio 1:6, leaching duration 120-240 min), high zinc dissolution was achieved while simultaneously limiting excessive iron transfer to the solution.

The initial leaching stage led to an increase in the degree of zinc and iron extraction by approximately 47-50%, as shown in Table 2 and the spectral analysis results shown in Figure 3. This indicates that the chosen conditions provide sufficient aggressiveness of the medium for ZnO dissolution and partial decomposition of zinc ferrites. If this had happened, the process would not have led to uncontrolled dissolution of iron oxides; otherwise, the contamination of the solution would have increased and the purification would have been more difficult.

Discussion

The results show how important it is to regulate the concentration of sulfuric acid during leaching. In the acid concentration range from 120 to 160 g/l, zinc-containing phases dissolve well without losing iron. When the acid concentration is insufficient, the dissolution of ZnO is not

complete, and the decomposition of ferrite is limited. Conversely, excessive acidity increases the likelihood of iron oxide dissolving and Fe^{3+} ion formation in the solution. This makes further purification difficult and can negatively affect electrolysis.

Thus, optimizing acid concentration is crucial for maintaining balance between zinc extraction and selectivity towards iron. The results show that within the studied range, it is possible to achieve a high degree of zinc extraction while maintaining the corresponding iron level in the productive leaching solution.

To meet the requirements of electrolytic zinc production, the productive solution required purification after leaching. Hydrolytic cleaning, cementation, and chemical correction comprised three stages of cleaning. Although this multi-stage method is standard industrial practice, it has been modified to account for the profile of impurities contained in the dust washer of electric arc furnaces.

Iron and aluminum were removed by hydrolytic purification using controlled sedimentation. This stage is particularly important because the dissolved iron, especially in its trivalent form, can cause significant problems during electrolysis, such as increased energy consumption and a decrease in cathode quality. During hydrolysis, iron is converted into insoluble hydroxide or basic sulfate phases, and then extracted from the solution.

Copper, cadmium, and lead were extracted by cementation. These impurities can alter the electrochemical behavior and reduce the purity of cathode zinc. In the process of cementation, zinc dust is usually used to displace more noble metals from the solution. Due to its simplicity and cost-effectiveness, this method is effective and widely used.

The final stage of chemical purification led to a change in the electrolyte composition, maintaining the concentrations of sulfuric acid and zinc within the optimal range for electrolysis. The final composition of the electrolyte stabilized to approximately 50-60 g/l zinc and 100-120 g/l H_2SO_4 , which is suitable for obtaining zinc as an electrolyte.

In the electrolysis shop, the purified electrolyte was used to produce cathode zinc in the usual manner. The main advantage of the proposed processing method is the reuse of solutions containing 50-60 g/l zinc and 100-120 g/l H_2SO_4 . Electrolyte recirculation reduces the amount of water and reagents, making the process more efficient and reducing wastewater. Using the spent electrolyte as a leaching agent, it is possible to create a partially closed cycle. This meets modern standards for sustainable metallurgical processing.

The production of cathode zinc is proof that the purification strategy effectively reduces the concentration of impurities to levels that meet the requirements of industrial electrolysis.

After leaching, the solid residue mainly consists of iron oxides with a low zinc content. This residue is valuable because it can be reused in steel production as a sixth additive. This type of disposal offers two main advantages. Firstly, this reduces waste accumulation and facilitates the cyclical use of by-products from metallurgical production. Secondly, since iron is not lost in tailings, the return of iron-containing residue increases the overall material efficiency of steel plants.

Low zinc content is necessary when smelting steel, as it can cause operational problems such as wear and tear of refractories and increased zinc circulation. The results show that the proposed leaching conditions ensure sufficient zinc removal. This allows for the processing of residues without affecting the steelmaking process.

Overall, it is shown that the hydrometallurgical method is effective, intensifies processes, and is environmentally safe. Using hot dust reduces energy losses and requires no cooling. The cost-effectiveness and consumption of fresh acid increase when using spent electrolyte. Multi-stage purification provides high-quality electrolyte suitable for electrolysis. Finally, processing the iron-containing residue brings additional technological and environmental benefits.

The overall results show that the developed technology can be useful for industrial implementation, especially in integrated steel plants

that seek sustainable solutions for dust control in electric arc furnaces and zinc extraction.

Conclusion

This study developed and demonstrated an effective hydrometallurgical technology for processing dust from electric arc furnaces (EDF). The purpose of this research is to maximize zinc extraction and ensure the return of iron-containing residue during the steel production process. Sulfuric acid leaching of zinc-containing phases precedes multi-stage purification of the electrolyte, followed by the electrolytic production of cathode zinc. Due to the mineralogical distribution of metals, where zinc is mainly present in the form of zinc oxides and ferrites, and iron is mainly present in the oxide phases, the obtained results confirm that EDP dust is a promising secondary raw material for zinc extraction.

The developed technology is distinguished by the direct use of hot dust at a temperature of 200 to 300 degrees Celsius, which is supplied to the leaching reactor with mechanical mixing without preliminary cooling. By utilizing the heat potential of the dust, this technological solution contributes to the intensification of the process and the reduction of total energy consumption. The results showed that the use of hot dust significantly accelerates the leaching kinetics due to increased diffusion and chemical reactions. This allows for improved zinc dissolution under moderate technological conditions.

For leaching, a spent sulfuric acid electrolyte containing 120-160 g/l H₂SO₄ and 30-50 g/l Zn was used. Because this method reduces the need for fresh acid and promotes a more closed water-reagent cycle, it saves money and the environment. The ideal conditions for

leaching are a temperature of 60-65 °C, a solid to liquid ratio of 1:6, and a leaching time of 120-240 minutes. At these parameters, the medium aggressiveness allowed for the effective dissolution of ZnO and partial decomposition of zinc ferrites, and the excessive transfer of iron into the solution was limited. Based on the chemical and spectral analysis of the solid residue after leaching, it was found that the degree of zinc and iron extraction increased by approximately 47-50% at the initial leaching stage. This indicates the effectiveness of the chosen conditions.

The next step was the successful purification of the productive leaching solution in three stages. Iron and aluminum were purified hydrolytically, cementation was used to remove copper, cadmium, and lead, followed by the final chemical adjustment of the electrolyte composition. This purification sequence allowed for obtaining a high-quality electrolyte that meets the requirements for obtaining zinc as an electrolyte. The electrolysis was carried out using standard industrial practice, resulting in the production of cathode zinc and the formation of solutions containing 50-60 g/l Zn and 100-120 g/l H₂SO₄. During the process, these solutions were reused. The recirculation of electrolyte solutions improves the closed nature of the technological cycle and reduces the amount of wastewater.

The main result of the proposed technology is the formation of an iron-containing residue with a low zinc content. This residue can be used in steel production as a mixture additive without harming the technological process. This quality helps maintain the principles of a circular economy, as it reduces the amount of waste generated and guarantees the efficient use of by-products from metallurgy.

References

1. Kozlov, P. A., Povysheva, E. V., Zolkina, A. V., & Vorobiev, A. G. (2009). Current state and prospects of Waelz process application for EAF dust treatment. *Non-Ferrous Metals*, 7, 36–40.
2. Havlík, T., Souza, B. V., Bernardes, A. M., Schneider, I. A. H., & Miskufová, A. (2006). Hydrometallurgical processing of carbon steel electric arc furnace dust. *Journal of Hazardous Materials*, 135, 311–318. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2005.11.067>
3. Peters, M. A. (1990). Process for recovery of zinc oxide from steelmaking dust (U.S. Patent No. 4,071,357).
4. Lytaeva, T. A., & Pashkevich, M. A. (2014). Utilization of powdered zinc-iron-containing wastes from mining and processing enterprises. *Mining Informational and Analytical Bulletin*, 4, 330–333.
5. Jha, M. K., Kumar, V., & Singh, R. J. (2001). Review of hydrometallurgical recovery of zinc from industrial wastes. *Resources, Conservation and Recycling*, 33, 1–22. [https://doi.org/10.1016/S0921-3449\(01\)00094-3](https://doi.org/10.1016/S0921-3449(01)00094-3)
6. Dutra, A. J. B., Paiva, P. R. P., & Tavares, L. M. (2006). Alkaline leaching of zinc from electric arc furnace steel dust. *Minerals Engineering*, 19, 478–485. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2005.08.013>
7. Xia, D. K., Pickles, C. A., & Jiang, T. (2014). Kinetics of zinc ferrite leaching in sulfuric acid. *Hydrometallurgy*, 142, 103-109. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2013.12.003>
8. Reddy, B. R., Kumar, J. R., & Park, K. H. (2004). Studies on dissolution of zinc ferrite. *International Journal of Mineral Processing*, 72, 373–381. [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(03\)00119-6](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(03)00119-6)
9. Mombelli, D., Mapelli, C., Barella, S., & Gruttadauria, A. (2016). Ammonium chloride leaching of electric arc furnace dust. *Metallurgical Research & Technology*, 113, 203. <https://doi.org/10.1051/metall/2016014>
10. Soucy, G., Perrault, G., & Baril, J. (2000). Autoclave leaching of zinc concentrates and secondary materials. *Hydrometallurgy*, 56, 23–38. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(00\)00083-6](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(00)00083-6)
11. Zhang, Y., Guo, Y., & Han, B. (2018). Pressure leaching of zinc from EAF dust. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 28, 2246–2253. [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(18\)64838-1](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(18)64838-1)
12. Jorgensen, F. R. A. (2013). Recycling of electric arc furnace dust. *Ironmaking & Steelmaking*, 40, 576–582. <https://doi.org/10.1179/1743281213Y.0000000125>
13. Agatzini-Leonardou, S., Oustadakis, P., Tsakiridis, P. E., & Markopoulos, C. (2004). Recovery of metals from electric arc furnace dust. *Journal of Hazardous Materials*, 104, 31–40. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2003.07.006>
14. Li, Y., Li, J., & Zhang, S. (2020). Sustainable processing of steelmaking dust: A review. *Journal of Cleaner Production*, 250, 119486. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2019.119486>
15. Pickles, C. A. (2008). Thermodynamic analysis of zinc-containing phases in EAF dust. *Minerals Engineering*, 21, 1256–1260. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2008.03.012>
16. Abanades, J. C., Arias, B., & Lyngfelt, A. (2019). Zinc recovery routes from metallurgical wastes. *Chemical Engineering Journal*, 359, 131–143. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2018.11.070>
17. Zhang, L., & Ostrovski, O. (2001). Zinc behavior during steelmaking processes. *Metallurgical and Materials Transactions B*, 32, 1047–1054. <https://doi.org/10.1007/s11663-001-0092-5>

NON-CONVENTIONAL HYDROMETALLURGICAL SEPARATION OF IRON, ZINC, AND COPPER FROM COPPER INDUSTRY WASTE



M.S. Akhmedov,
Navoi State University of Mining and
Technologies, Senior Lecturer at the
Department of Metallurgy



S.M. Yuldoshev,
Navoi State University of Mining and
Technologies, PhD student at the
Department of Metallurgy



A.B. Azimova,
Navoi State University of Mining and
Technologies, Assistant at the
Department of Metallurgy

Abstract. In this study, the possibilities of efficiently separating iron, zinc, and copper from copper smelting slag, which is a waste of the copper industry, using a non-conventional hydrometallurgical method were investigated. The recycling of such wastes is important not only for the recovery of valuable metals but also for reducing their negative impact on the environment. In order to eliminate technological problems that arise during the filtration stage after sulfuric acid leaching of copper smelting slag, the research was carried out in three stages. First, the slag sample was selectively leached with sulfuric acid; in the second stage, the obtained solution was dried; and in the final stage, the resulting solid metal sulfates were selectively leached with water. During the sulfuric acid leaching process, the effects of acid concentration, leaching time, temperature, and stirring speed on the transfer of metals into the solution were comprehensively investigated. The experimental results showed that an acid concentration of 2 M, a leaching time of 120 minutes, a temperature of 90 °C, and a stirring speed of 300 rpm are optimal conditions for metal dissolution. Under these conditions, the degree of metal dissolution into the solution was 89.5% for Cu, 88.7% for Zn, and 59.2% for Fe. The solution obtained after selective leaching was dried at 150 °C for 90 minutes to obtain solid metal sulfates. In the next stage, this product was selectively leached with water, and it was determined that a leaching time of 40 minutes and a temperature of 40 °C are the most favorable conditions for the transfer of metals into the solution.

Keywords: Copper smelting slag; selective leaching; sulfuric acid leaching; metal sulfates; water leaching; non-ferrous metals; hydrometallurgy; extraction efficiency.

НЕТРАДИЦИОННОЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ РАЗДЕЛЕНИЕ ЖЕЛЕЗА, ЦИНКА И МЕДИ ИЗ ОТХОДОВ МЕДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Ахмедов М.С., Юлдошев С.М., Азимова А.Б.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В данной работе исследованы возможности эффективного извлечения железа, цинка и меди из медеплавильного шлака, являющегося отходом медной промышленности, с использованием нетрадиционного гидрометаллургического метода. Переработка подобных отходов имеет важное значение не только для возврата ценных металлов, но и для снижения их негативного воздействия на окружающую среду. С целью устранения технологических проблем, возникающих на стадии фильтрации после сернокислотного выщелачивания медеплавильного шлака, исследования проводились в три этапа. На первом этапе образец шлака подвергался селективному выщелачиванию серной кислотой, на втором этапе полученный раствор высушивался, а на заключительном этапе образовавшиеся твердые сульфаты металлов селективно выщелачивались водой. В процессе сернокислотного выщелачивания комплексно изучено влияние концентрации кислоты, продолжительности процесса, температуры и скорости перемешивания на степень перехода металлов в раствор. Экспериментальные результаты показали, что концентрация кислоты 2 М, продолжительность выщелачивания 120 минут, температура 90 °C и скорость перемешивания 300 об/мин являются оптимальными условиями для растворения металлов. При этих условиях степень растворения металла в растворе составила 89,5% для Cu, 88,7% для Zn и 59,2% для Fe. Раствор, полученный после селективного выщелачивания, высушивали при температуре 150 °C в течение 90 минут с получением твердых сульфатов металлов. На следующем этапе данный продукт селективно выщелачивали водой, при этом установлено, что продолжительность процесса 40 минут и температура 40 °C являются наиболее благоприятными условиями для перехода металлов в раствор.

Ключевые слова: медеплавильный шлак; селективное выщелачивание; сернокислотное выщелачивание; сульфаты металлов; водное выщелачивание; цветные металлы; гидрометаллургия; эффективность извлечения.

MIS SANOATI CHIQUINDILARIDAN TEMIR, RUX VA MISNI NOAN'ANAVIY GIDROMETALLURGIK AJRATIB OLIISH

Axmedov M.S., Yuldoshev S.M., Azimova A.B.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

Annotasiya. Ushbu tadqiqotda mis sanoati chiqindisi hisoblangan mis eritish shlagi tarkibidan temir, rux va mis metallarini noan'anaviy gidrometallurgik usulda samarali ajratib olish imkoniyatlari o'rganildi. Mazkur chiqindilarni qayta ishlash nafaqat qimmatli metallarni qayta tiklash, balki atrof-muhitga salbiy ta'sirni kamaytirish nuqtayi nazaridan ham dolzarb hisoblanadi. Sulfat kislotada tanlab eritish jarayonidan so'ng filtrlash bosqichida yuzaga keladigan texnologik muammolarni bartaraf etish maqsadida tadqiqot ishlari uch bosqichda olib borildi. Dastlab, shlak namunasi sulfat kislotada tanlab eritildi, keyingi bosqichda olingan eritma quritildi va oxirgi bosqichda hosil bo'lgan qattiq metall sulfatlari suvda tanlab eritildi. Sulfat kislotada tanlab eritish jarayonida kislotada konsentratsiyasi, jarayon davomiyligi, harorat va aralashtirish tezligining metallarning eritmaga o'tish darajasiga ta'siri kompleks ravishda o'rganildi. Tajriba natijalari shuni ko'rsatdiki, 2 M kislotada konsentratsiyasi, 120 minut davomiyligi, 90 °C harorat va 300 ayl/min aralashtirish tezligi metallarning eritmaga o'tishi uchun optimal sharoitlar hisoblanadi. Ushbu sharoitlarda metallning eritmaga erish darajasi Cu uchun 89,5%, Zn uchun 88,7% va Fe uchun 59,2% ni tashkil etdi. Tanlab eritish natijasida olingan eritma 150 °C haroratda 90 minut davomida quritilib, qattiq metall sulfatlari olindi. Keyingi bosqichda ushbu mahsulot suvda tanlab eritilib, 40 minut davomiyligi va 40 °C harorat metallarning eritmaga o'tishi uchun eng maqbul sharoit ekanligi aniqlandi.

Kalit so'zlar: mis eritish shlagi; tanlab eritish; sulfat kislotada eritish; metall sulfatlari; suvda eritish; rangli metallar; gidrometallurgiya; ekstraksiya samaradorligi.

Introduction

Copper slag is a by-product formed in the pyrometallurgical processing of copper, consisting mainly of fayalite (Fe_2SiO_4), magnetite (Fe_3O_4), and minor amounts of valuable metallic elements such as copper, iron, zinc, cobalt, and nickel [1,2]. In addition, some copper slags may contain harmful elements such as lead and arsenic [3]. It is considered an important hazardous solid waste that can be utilized for secondary purposes. According to statistics, while the annual global copper production volume is 23 million tons, the annual volume of copper slag waste has exceeded 70 million tons [4]. Currently, due to the lack of effective and safe processing and neutralization measures, the majority of copper slags are accumulating around smelting plants. Only 20% are being used in the production of high-value products, including cement additives, fillers, road surface slag, abrasives, cutting tools, inert aggregates, roofing granules, glass, and tiles [5]. This situation not only leads to the wastage of high-value resources such as iron, cobalt, copper, lead, and silicon but also poses a serious threat to ecological safety, human health, and sustainable development. The heavy metal elements in copper slag can disperse into the surrounding soil, groundwater, and open water bodies, causing significant environmental hazards [6]. Currently, there are three main methods for recovering valuable metals from copper slag: froth flotation, pyrometallurgy, and hydrometallurgy. In the flotation process, the surface property differences between valuable and gangue minerals are exploited to recover copper and cobalt. This process utilizes various reagents, such as frothers, modifiers, and depressants. However, the efficiency of flotation and the grade of the copper concentrate depend on the thermal history (cooling rate) of the slag, which can lead to significant losses of residual copper and cobalt during the process [7,14]. Hydrometallurgy primarily involves transferring valuable metallic elements from copper slag into a liquid phase. This process is carried out using alkaline (strong base) or acidic solutions. Subsequently, the separation and enrichment of various valuable metals present in the liquid phase are performed, ultimately leading to their recovery in the form of metals or other compounds [8]. The selective leaching method using inorganic acids has attracted significant attention from researchers due to its high separation efficiency. Although some researchers have conducted systematic studies on the selective leaching of copper slag using alkaline or organic acids, the separation efficiency has not reached the desired level. For example, Sari et al. [9] investigated the leaching behavior of metals from copper slag using hydrogen peroxide and an

organic acid (acetic acid) under atmospheric pressure. Under optimal conditions, the separation efficiency for copper, zinc, and iron reached 98.04%, 28.8%, and 2%, respectively. Meshram et al. [10] studied the selective leaching of metals from copper slag using citric acid, achieving recovery rates of 99.0% for copper, 89.2% for nickel, 94% for cobalt, and 99.2% for iron under optimized conditions. Acids such as HCl and HNO_3 release highly toxic gases like Cl_2 and NO_x during the selective leaching process due to their inherent instability. These gases not only lead to environmental pollution but also pose serious risks to human health, as they can disperse through the air and cause damage to the respiratory system and other organs [11].

Sulfuric acid has been favorably received by researchers as a leaching agent for metal recovery from copper slag. However, this method still presents certain unresolved challenges. If some stable compounds or soluble phases within the slag are encapsulated within insoluble minerals, it can reduce the recovery efficiency of metals such as iron, cobalt, copper, and zinc [12,15]. The process can be optimized by adjusting various parameters, such as the leaching system, acid concentration, temperature, and time. However, the selective leaching process using sulfuric acid becomes more prone to silica gel formation when the H_2SO_4 concentration, leaching temperature, and duration are increased [13,16]. To address the aforementioned issues, this study proposes a combined method of "sulfuric acid pretreatment + drying + water leaching" for recovering valuable components from copper slag. Using single-factor experiments, the effects of pretreatment conditions—temperature, acid concentration, liquid–solid ratio, and time—as well as drying temperature and duration on the selective leaching efficiency of non-ferrous metals from the slag were investigated in detail. Comparisons were made with the conventional sulfuric acid selective leaching process, and the filtration characteristics of the leaching solution were analyzed. As a result, the proposed combined process demonstrated the potential for efficient, safe, and energy-saving processing of copper slag, offering a novel and promising method for its recovery.

Materials and methods

Materials. In this study, copper slag obtained from the copper industry was used as the sample material. The samples designated for research were first crushed, ground, and prepared for chemical analysis. To determine the chemical composition of the samples, a Shimadzu EDX-7000 energy-dispersive X-ray fluorescence spectrometer was utilized. The obtained data are presented in Table 1.

Initially, a jaw crusher (Дробилка щековая ДЩ 80×150, NPK "Механобр-техника" Russia) was used to reduce the size of the slag. Subsequently, to further grind the material and reduce the particle size

to less than 2 mm, a roller crusher (Валковая дробилка ДВГ 200×125, Russia) was employed.

Table 1

Chemical composition of the copper slag

Elements	Fe	Zn	Cu	Si	Al	K	Mg	Ni	Mn
%	37,9	0,74	0,86	16,4	5,31	0,43	0,25	0,07	0,5

High-purity chemical reagents were used to conduct the experimental work. A 96% sulfuric acid (H₂SO₄) solution was employed to transfer the metallic components from the slag into the leachate. Sodium hydroxide (NaOH) was used to regulate the solution's pH, while hydrogen peroxide (H₂O₂) was utilized to enhance the oxidation process. All solutions used in the experiments were prepared using distilled water.

Methods. Selective Leaching (sulfuric acid). To determine the influence of key process parameters on the leaching of metals from the slag, selective leaching experiments were conducted. During the experiments, sulfuric acid concentration (1.4–2.4 M), leaching time (90–140 minutes), temperature (70–120 °C), and agitation speed (100–350 rpm) were sequentially varied and studied. All experiments were carried out in a 1000 ml beaker using a laboratory magnetic stirrer. The temperature was continuously monitored throughout the process. An MS7-H550-S model stirrer (DLAB, Beijing, China) was used for the experiments.

Selective Leaching (water). After the selective leaching process in sulfuric acid, the resulting suspension was dried by heating without prior filtration. This yielded solid metal sulfates. In the subsequent stage, this solid product was leached in plain water to study the selective leaching process in an aqueous environment. During the water leaching experiments, the focus was on key process parameters: leaching duration (30–80 minutes), temperature (30–80 °C), and the solid-to-liquid ratio (S/L), which were sequentially varied. All experi-

ments were conducted under laboratory conditions.

A simplified process flow diagram illustrating the overall sequence of operations performed in this study is presented in Figure 1. This diagram provides a clear and comprehensive visual representation of the experimental procedure.

Results and discussion

Determining optimal parameters for selective dissolution in sulfuric acid. To begin the experimental work, six samples of 100 g each were weighed using a balance. Each sample was processed in sulfuric acid solutions with different concentrations: 1.4, 1.6, 1.8, 2.0, 2.2, and 2.4 M. In the first stage, research was conducted in order to convert the metal compounds contained in the sample into sulfate form.

In this case, initially, experiments were carried out to determine the optimal value of the solution concentration. The sulfuric acid concentration was varied in the range of 1.4–2.4 M, while the other process parameters were kept constant: leaching time of 100 minutes, temperature of 80 °C, stirring speed of 300 rpm, and a solid-to-liquid phase ratio of 1:5. Through this sequence of experiments, the effect of sulfuric acid concentration on the degree of metal transfer into the solution was systematically evaluated. The obtained results served as a basis for analyzing the process efficiency and determining the optimal operating conditions. In particular, at a sulfuric acid concentration of 1.4 M, the degrees of metal transfer into the solution were 75% for copper, 79.1% for zinc, and 52% for iron. When the acid concentration was increased

to 2 M, the metal transfer efficiencies increased to 82.5% for Cu, 84.2% for Zn, and 56.3% for Fe, respectively. However, further increases in sulfuric acid concentration did not have a significant effect on the degree of metal transfer into the solution. The experimental results are presented graphically in Figure 2a.

After determining the optimal concentration of sulfuric acid, a series of experiments was conducted to study the time parameter, which is one of the important factors affecting the process. In each experiment, the solution concentration was maintained at 2 M, the selective leaching time was varied in the range of 90–140 minutes, the temperature was kept at 80 °C, the stirring speed was 300 rpm, and the solid-to-liquid phase ratio was maintained at 1:5. Through these studies, the effect of selective leaching duration on the degree of metal transfer into the solution was systematically analyzed. The obtained results served as an important basis for evaluating the process efficiency and determining the optimal time parameter. In particular, when the selective leaching duration was 90 minutes, the degrees of metal transfer into the solution were 82% for Cu, 80.3% for Zn, and 55% for Fe. When the leaching time was extended to 120 minutes, these values increased to 85.9% for Cu, 86% for Zn, and 57% for Fe, respectively. The experimental results obtained are presented graphically in Figure 2b.

After determining the optimal duration for the selective leaching process, in the next stage the effect of temperature, which is one of the important factors significantly influencing the process, was studied. For this purpose, a series of experiments was conducted in which the temperature was varied in the range of

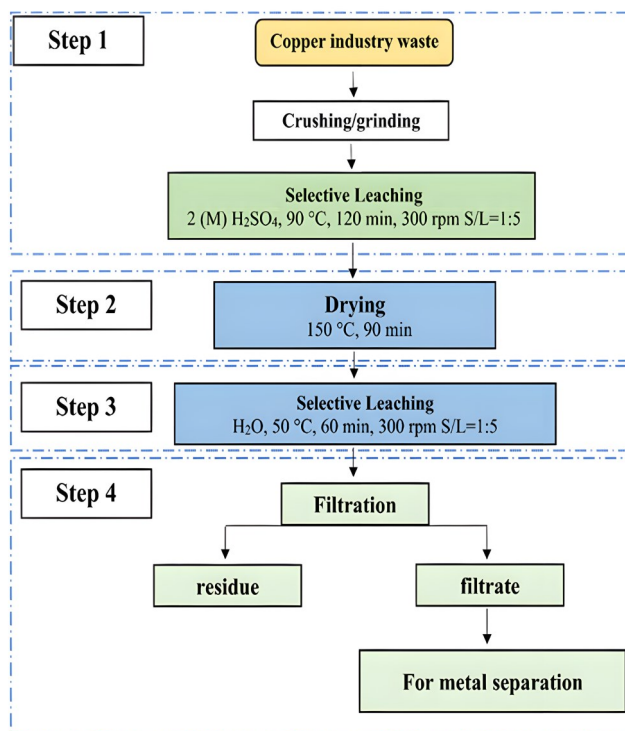


Fig. 1. The flow chart of the recovery process

70–120 °C. The remaining technological parameters were kept constant: solution concentration of 2 M, selective leaching time of 120 minutes, stirring speed of 300 rpm, and a solid-to-liquid phase ratio of 1:5. Under these conditions, the effect of process temperature on the degree of metal transfer into the solution was evaluated. According to the research results, when the temperature was increased to 90 °C, the degrees of metal transfer into the solution were 88.8% for Cu, 86% for Zn, and 58% for Fe. However, further increases in temperature did not have a significant effect on the degree of metal transfer into the solution, indicating that a temperature around 90 °C is optimal for the process. The obtained experimental results are presented graphically

in Figure 2c.

In the next stage of the process, the effect of the solution stirring speed on the efficiency of selective leaching was evaluated. These experiments were carried out based on the optimal technological conditions determined in the previous stages. According to the research results, when the solution stirring speed was 300 rpm, the degrees of metal transfer into the solution reached the highest values, namely 89.5% for Cu, 88.7% for Zn, and 59.2% for Fe. Based on the results obtained during the experiments, Figure 2d was constructed in graphical form.

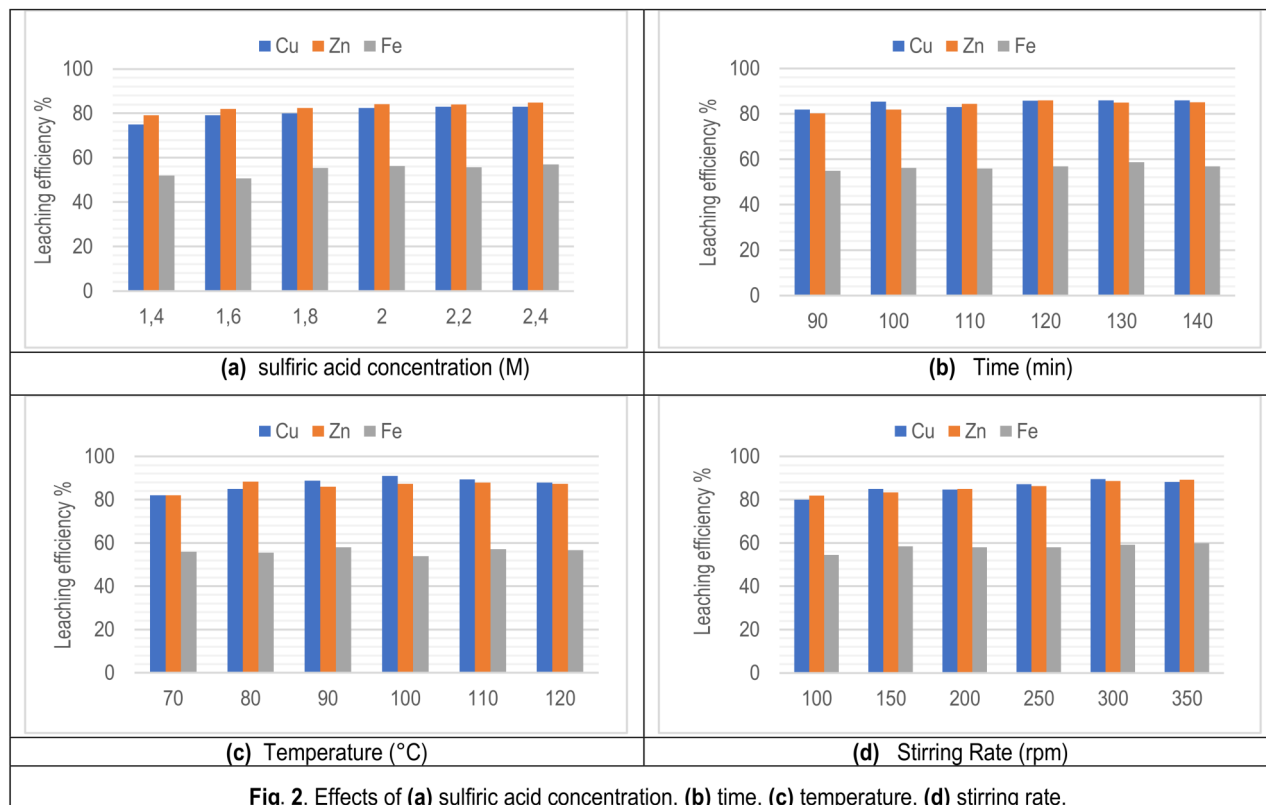


Fig. 2. Effects of (a) sulfuric acid concentration, (b) time, (c) temperature, (d) stirring rate.



Fig. 3. Samples of solid metal sulfates obtained by drying

After the process was fully completed, the resulting solution was dried under the effect of high temperature in order to obtain solid metal sulfates. In this process, the solution was maintained at a temperature of 150 °C for 90 minutes, ensuring complete evaporation of the water

in the liquid phase. As a result, solid metal sulfates suitable for further research in subsequent stages were obtained. The appearance of the metal sulfates obtained under different technological conditions is presented in Figure 3.

Determining optimal parameters for selective dissolution in water. In order to evaluate the possibilities of efficient separation of solid metal sulfates in subsequent stages, a selective leaching technology using distilled water was applied. For this purpose, several samples weighing 100 g were prepared from solid metal sulfates obtained as a result of selective leaching with sulfuric acid followed by drying. To determine the kinetic characteristics of the selective leaching process, the leaching duration was selected as the main variable parameter and was successively varied in the time range from 10 to 60 minutes. The experiments were carried out at a temperature of 30 °C. The research was conducted consistently under the specified conditions, and the obtained experimental results made it possible to analyze the course of the process. In particular, when the duration of selective leaching in water was 40 minutes, the degrees of metal transfer into the solution were 90.4% for Cu, 89.4% for Zn, and 88.4% for Fe. These results are presented graphically in Figure 4a.

After studies on the duration of the selective leaching process determined that the optimal time was 40 minutes, in the next stage the effect of temperature, which is one of the important factors influencing the process, was investigated. For this purpose, experiments were carried out in the temperature range from 20 to 70 °C. In each experi-

ment, the selective leaching duration was strictly fixed at 40 minutes, and the other technological parameters were kept constant. Based on the results of the conducted experiments, the effect of temperature on the dissolution process of metal sulfates in water was evaluated. It was found that at a temperature of 40 °C, the degrees of metal transfer into the solution for copper, zinc, and iron were 94.3%, 92.3%, and 90.5%, respectively. Increasing the temperature to higher values did not have a nearly significant effect on the degree of metal dissolution. The obtained experimental results are presented graphically in Figure 4b.

After determining the optimal temperature, the effect of another important technological factor influencing the selective leaching process—the solid-to-liquid phase ratio (S/L)—was investigated. In this stage, the experiments were conducted for a duration of 60 minutes at a temperature of 50 °C. The solid-to-liquid phase ratio was successively varied, and its effect on the degree of dissolution of metal sulfates in water and the overall process efficiency was evaluated. As a result of the experiments, the role of the S/L ratio in the selective leaching process was determined, making it possible to establish the optimal ratio. The obtained experimental results are summarized in Figure 4c and served as a basis for further analysis.

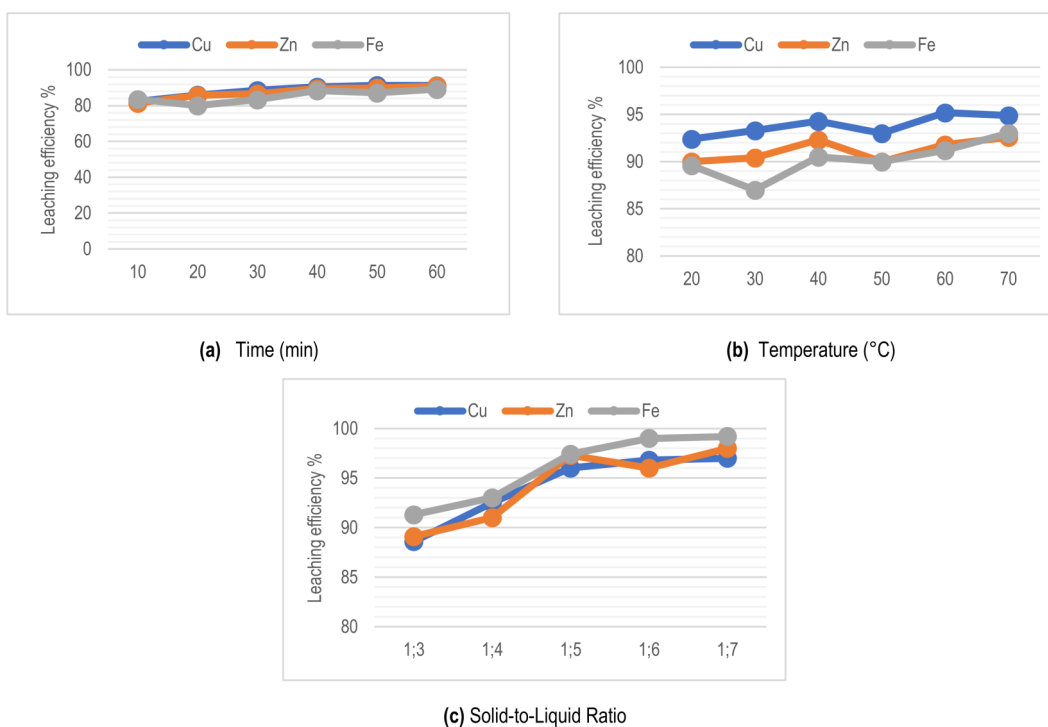


Fig. 4. Effects of (a) time, (b) temperature and (c) solid-to-liquid ratio.

Conclusion. This study investigated the possibilities of extracting metals from copper industry waste, with the aim of eliminating problems that arise during filtration in the sulfuric acid dissolution process. The experiments were conducted in three stages: first, selective leaching in sulfuric acid, then drying the solution, and finally, selective dissolution of the resulting solid metal sulfates in water. Additionally, the main technological parameters influencing the process were systematically evaluated.

The effects of acid concentration, time, temperature, and stirring speed on the degree of metal dissolution during selective leaching with sulfuric acid were determined. Research results established that optimal conditions for the process are a sulfuric acid concentration of 2 M, a duration of 120 minutes, a temperature of 90 °C, and a stirring speed

of 300 rpm. Under these conditions, the degree of metal dissolution into the solution was 89.5% for Cu, 88.7% for Zn, and 59.2% for Fe.

After selective dissolution, the obtained suspension was dried at a temperature of 150 °C for 90 minutes without filtration, resulting in solid metal sulfates. In the next stage, the selective dissolution properties of this product in water were studied. Experiments in an aqueous medium revealed that a duration of 40 minutes and a temperature of 40 °C were the optimal conditions for the transition of metals into solution. At this stage, recovery rates of 96% for Cu, 97.3% for Zn, and 97.4% for Fe were achieved.

References

1. Chen, D., Li, H., Tan, J., Du, D. and Zhan, W., 2024. Stepwise extraction of Fe, Si from copper slag and self-assembly synthesis of microspheres for As (V) removal: Resource transformation and environmental governance. *Chemical Engineering Journal*, 490, p.151860.
2. Zhu, Y., Li, B., Wei, Y., Zhou, S. and Wang, H., 2024. Catalytic pyrolysis of waste printed circuit board with copper slag for the production of H₂-rich gas. *Fuel*, 357, p.129704.
3. Wan, X., Taskinen, P., Shi, J. and Jokilaakso, A., 2021. A potential industrial waste-waste co-treatment process of utilizing waste SO₂ gas and residue heat to recover Co, Ni, and Cu from copper smelting slag. *Journal of Hazardous Materials*, 414, p.125541
4. Wang, Z., Gao, J., Lan, X. and Guo, Z., 2024. A green method to clean copper slag and rapidly recover copper resources via reduction-sulfurizing smelting and super-gravity separation at low temperature. *Journal of Hazardous Materials*, 468, p.133834.
5. Kun WANG, Yan LIU, Jun HAO, Zhi-he DOU, Guo-zhi LV, Ting-an ZHANG. A novel slag cleaning method to recover copper from molten copper converter slag. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. Volume 33. Issue 8, 2023, Pages 2511-2522.
6. Kundu, T., Senapati, S., Das, S.K., Angadi, S.I. and Rath, S.S., 2023. A comprehensive review on the recovery of copper values from copper slag. *Powder technology*, 426, p.118693.
7. Huang, Y., Wang, D., Liu, H., Fan, G., Peng, W. and Cao, Y., 2023. Selective complexation leaching of copper from copper smelting slag with the alkaline glycine solution: An effective recovery method of copper from secondary resource. *Separation and Purification Technology*, 326, p.124619.
8. Lim, B., Aylmore, M., Grimsey, D. and Alorro, R.D., 2023. Technospheric mining of critical and strategic metals from nickel slag-Leaching with citric acid and hydrogen peroxide. *Hydrometallurgy*, 219, p.106066
9. Sari, Z.A., Turan, M.D. Investigation of atmospheric pressure leaching conditions and leaching kinetics in the obtaining of industrial copper (II) acetate solution from copper slags. *J. Cent. South Univ.* 30, 2556–2573 (2023). <https://doi.org/10.1007/s11771-023-5406-5>
10. Meshram, P., Prakash, U., Bhagat, L., Abhilash, Zhao, H. and van Hullebusch, E.D., 2020. Processing of waste copper converter slag using organic acids for extraction of copper, nickel, and cobalt. *Minerals*, 10(3), p.290.
11. Wang, Y., Chang, X., Chen, M., Qin, W. and Han, J., 2023. Effective extraction of nickel and cobalt from sintered nickel alloy via reduction roasting and leaching. *Minerals Engineering*, 203, p.108336.
12. Bei-kai ZHANG, Qin-meng WANG, Xue-yi GUO, Qing-hua TIAN. Mechanism and kinetics for chlorination roasting of copper smelting slag. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. Volume 33, Issue 2, February 2023, Pages 563-575
13. Wang, Q., Ma, H., Liu, M., Guo, R. and Liu, G., 2022. A new method of full resource utilization of copper slag. *Hydrometallurgy*, 212, p.105899.
14. Tolibov, B.I., M.S. Axmedov va S.M. Yo'ldoshov. "Flotatsiya jarayoni yaxshilash uchun mis shlaklarining kristall holatini Na₂CO₃ bilan optimallashtirishni tadqiq qilish." *Muhandislik texnologiyasidagi yutuqlari* 1-jild (2023): 66-75-bet.
15. Akhmedov, Mada'tjon. "Research on the extraction of copper and other metals from copper slags using sulfuric acid leaching." *Acta of Turin Polytechnic University in Tashkent* 14.2 (2024):p 7-12.
16. Alam, S.; Tolibov, B.; Akhmedov, M.; Khujamov, U.; Yarlakabov, S. Enhanced Extraction of Valuable Metals from Copper Slags by Disrupting Fayalite and Spinel Structures Using Sodium Sulfate. *Minerals* 2025, 15, 771. <https://doi.org/10.3390/min15080771>

ВЛИЯНИЕ СЕРОВОДОРОДА НА ПРОЦЕСС ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ КАРБОНАТНО- СУЛЬФИДСОДЕРЖАЩИХ РУД



Аликулов Ш.Ш.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, д.т.н., профессор



Наврузов Т.Ю.,
СП "Nurlikum Mining",
главный инженер



Халимов И.У.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, д.т.н., доцент



Шаропов К.Р.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, преподаватель

Аннотация. В данной работе исследовано влияние сероводорода (H_2S) на процесс подземного выщелачивания урана, в частности его роль в восстановлении шестивалентного урана до четырёхвалентного состояния, а также связанные с этим технологические нарушения и интенсивная коррозия оборудования. Целью исследования является установление причин образования H_2S , оценка его воздействия на устойчивость процесса и разработка эффективных методов нейтрализации. Методология исследования включала отбор проб горных пород и продуктивных растворов из добывающих скважин уранового месторождения ГТК-2. Породообразующие и рудные минералы были изучены с помощью сканирующей электронной микроскопии, а также с использованием микроскопа Nikon ECLIPSE LV 100N POL при увеличении от 40 до 1000 раз. Дополнительно проведён анализ причин образования сероводорода в рудной среде. Результаты показали, что в ряде добывающих скважин содержание H_2S достигает 320 мг/л, тогда как в других скважинах сероводород не обнаружен. Продуктивные растворы с повышенным содержанием H_2S были проанализированы в Центральной физико-химической лаборатории Зафаробадского рудоуправления. Для нейтрализации сероводорода применялась перекись водорода (H_2O_2), которая вступала в реакцию с эффективностью около 60 %, образуя воду и серную кислоту. Научная новизна работы заключается в комплексном анализе восстановительного действия H_2S на уран и обосновании применения перекиси водорода для стабилизации процесса подземного выщелачивания. Полученные результаты имеют важное практическое значение для снижения коррозионных повреждений, повышения технологической надёжности и уменьшения экономических потерь уранодобывающих предприятий.

Ключевые слова: подземное выщелачивание, сероводород, валентность урана, коррозия, продуктивный раствор, перекись водорода

KARBONAT-SULFID TARKIBLI RUDALARDAN URANNI YER OSTI TANLAB ERITISH JARAYONIGA VODOROD SULFIDNING TA'SIRI

Aliqulov Sh.Sh.¹, Navruzov T.Yu.², Xalimov I.U.¹, Sharopov Q.R.¹

¹ Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

² QK «Nurlikum Mining», O'zbekiston Respublikasi

Annotatsiya. Ushbu tadqiqot uranni yer ostida eritmaga o'tkazish (YOEO) texnologik jarayonida vodorod sulfidi (H_2S)ning hosil bo'lishi, uning uranning olti valentli shaklini to'rt valentli holatga qaytarish mexanizmi hamda ushbu jarayon natijasida yuzaga keladigan texnologik buzilishlar va kuchli korroziya muammolarini o'rganishga bag'ishlangan. Tadqiqotning asosiy maqsadi H_2S ning YOEO jarayoniga salbiy ta'sirini baholash, uning paydo bo'lish sabablarini aniqlash va samarali neytrallash usullarini ishlab chiqishdan iborat. Tadqiqot metodologiyasi tog' jinslaridan hamda uran konidagi so'rib oluvchi quduqlardan namunalarni olish, laboratoriya va ishlab chiqarish sharoitida analitik tahlillar o'tkazishni o'z ichiga oladi. Tog' jinslari tarkibidagi ruda va porodo hosil qiluvchi mineralarni skanerlovchi elektron mikroskop yordamida, shuningdek Nikon ECLIPSE LV 100N POL mikroskopida 40 dan 1000 martagacha kattalashtirishda o'rganildi. "Navoiyuran" davlat korxonasi Zafarobod kon boshqarmasiga qarashli ГТК-2 uran konidagi so'rib oluvchi quduqlardan olingan mahsuldor eritmalarda vodorod sulfidi miqdori aniqlandi. Tahlil natijalariga ko'ra, ayrim quduqlarda H_2S miqdori 320 mg/l gacha yetgani, ayrim quduqlarda esa vodorod sulfidi aniqlanmaganligi qayd etildi. H_2S aniqlangan mahsuldor eritmalar Zafarobod kon boshqarmasining Markaziy fizik-kimyoviy laboratoriyasida batafsil tahlil qilindi. Vodorod sulfidini neytrallash maqsadida vodorod peroksid (H_2O_2) qo'llanilib, natijada suv va sulfat kislotasi hosil bo'lishi aniqlandi. Tadqiqotning ilmiy yangiligi H_2S ning uranni qaytaruvchi ta'sirini kompleks baholash va YOEO jarayonida vodorod peroksid asosida neytrallash mexanizmini asoslab berishdan iborat. Olingan natijalar ishlab chiqarish barqarorligini oshirish, korroziya xavfini kamaytirish va korxonani iqtisodiy yo'qotishlarini qisqartirish nuqtayi nazaridan muhim amaliy ahamiyatga ega.

Kalit so'zlar: YOEO, vodorod sulfidi, uranning valentligi, korroziya, mahsuldor eritma, vodorod peroksid, neytrallash.

THE EFFECT OF HYDROGEN SULFIDE ON THE IN-SITU LEACHING OF URANIUM FROM CARBONATE–SULFIDE-BEARING ORES

Alikulov Sh.Sh.¹, Navruzov T.Y.², Xalimov I.U.¹, Sharopov Q.R.¹

¹ Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

² "Nurlikum Mining" JV, Republic of Uzbekistan

Abstract. At present, the global gold mining industry is facing objective technological challenges caused by the depletion of reserves of easily beneficiated oxidized gold-bearing ores and the increasing proportion of refractory mineral raw materials. Significant processing difficulties arise from the structural and mineralogical heterogeneity of gold, its occurrence in ultrafine and nanoscale forms ($1 \text{ nm} = 10^{-9} \text{ m}$), as well as the close association of gold particles with sulfide mineral matrices and carbonaceous components of ores. The presence of naturally occurring active carbon leads to the so-called "preg-robbing" effect, which reduces gold recovery during conventional cyanidation. These factors necessitate the involvement of double- and triple-refractory ores in processing and the development of specialized, scientifically grounded technological solutions.

This paper examines the technological challenges associated with gold extraction from double-refractory ores of the Auminzo-Amantoy deposit, which are characterized by a complex mineral composition and a high degree of noble metal encapsulation. The results of experimental and pilot-scale studies aimed at increasing the degree of gold liberation and reducing the adverse effects of carbonaceous and sulfide phases are analyzed. Particular attention is paid to the application of preliminary oxidative pretreatment methods, including biochemical and thermal treatments, as well as combined processing flowsheets. It is shown that the implementation of integrated technologies can significantly enhance gold recovery and create favorable conditions for the industrial development of refractory ores of the deposit with acceptable techno-economic performance.

Keywords: refractory gold, carbonaceous matter, preg-robbing, sorption activity, carbon-in-leach (sorption cyanidation), roasting, free gold, encapsulation, sodium lignosulfonate, recovery.

Введение

На территории Узбекистана, в частности в Навоийской области, метод подземного выщелачивания (ПВ) успешно применяется на крупных урановых месторождениях. Благодаря широкому внедрению этой технологии, республика входит в десятку ведущих стран мира по объёмам добычи урана. Тем не менее, несмотря на высокую эффективность ПВ, в процессе его промышленной реализации выявляются определённые технологические и геохимические ограничения, негативно влияющие на извлечение урана из рудного материала.

Настоящее исследование направлено на изучение термодинамических и кинетических условий восстановления шестивалентного урана (U(VI)) до четырёхвалентного (U(IV)) под воздействием сероводорода (H_2S), образующегося в результате растворения сульфидных минералов в продуктивном горизонте. Основной задачей является установление pH-зависимого поведения урана в присутствии H_2S , определение условий осаждения $\text{U}(\text{OH})_4$ и разработка мер по нейтрализации восстановительных процессов с целью повышения эффективности подземного выщелачивания (ПВ).

Одной из таких проблем является присутствие сульфидных минералов в ураносодержащих пластах, особенно пирита (FeS_2), который существенно снижает эффективность выщелачивания. Сульфиды препятствуют окислению урана и его переходу в подвижное шестивалентное состояние (U^{6+}), необходимое для растворения в кислотной или бикарбонатной среде. При взаимодействии кислотных выщелачивающих растворов с пиритом и другими сульфидами происходит образование сероводорода (H_2S) — токсичного, химически активного газа, дестабилизирующего ход технологического процесса [1].

H_2S проявляет выраженные восстановительные свойства, переводя уран из шестивалентного (U^{6+}) в четырёхвалентное (U^{4+}) состояние, в результате чего последний выпадает в виде нерастворимых соединений, снижая общее извлечение металла. Кроме того, сероводород вступает в реакции с кальцием, железом и другими компонентами раствора, что приводит к образованию нерастворимых осадков. Это способствует коагуляции фильтров, снижению проницаемости продуктивного горизонта и дебита

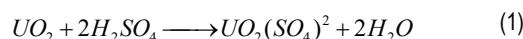
скважин. H_2S также оказывает выраженное коррозионное воздействие на технологическое оборудование и трубопроводы, значительно увеличивая эксплуатационные расходы. С экологической точки зрения, утечка сероводорода в атмосферу представляет серьёзную опасность как для здоровья персонала, так и для окружающей среды [2].

Особое внимание заслуживают карбонатно-сульфидные урановые руды, распространённые на отдельных участках месторождений. Эти руды представляют собой тип ураносодержащих минерализованных комплексов, в которых уран связан как с карбонатными, так и с сульфидными минералами. Переработка карбонатно-сульфидных руд требует особого подхода, поскольку взаимодействие компонентов руд с реагентами выщелачивания сопровождается сложными физико-химическими процессами, влияющими на эффективность перевода урана в растворимую форму и его последующее извлечение.

Таким образом, присутствие сульфидных компонентов, особенно пирита и продуктов его взаимодействия, в карбонатно-сульфидных урановых рудах требует комплексного изучения, оптимизации химического состава выщелачивающих растворов и разработки специальных технологических решений, направленных на снижение негативного влияния сероводорода и повышение эффективности подземного выщелачивания [3].

Особое внимание требуют карбонатно-сульфидные урановые руды, которые включают как карбонатные минералы (например, кальцит CaCO_3), так и сульфиды (FeS_2 , FeS). Уран в таких рудах может присутствовать в виде первичных минералов (уранопилит, карнотит и др.) или сорбированных форм. При взаимодействии с кислотой или карбонатными растворами уран может переходить в раствор в виде комплексных ионов, таких как:

В кислотной среде:



В карбонатной среде:



Однако сульфидные минералы, особенно в сочетании с карбонатами, рудами и снижением окислительно-восстановительный потенциал (Eh) и нарушающие баланс реакций выщелачивания. Поэтому выщелачивание таких руд требует специфических подходов: подбор реагентов, стабилизаторов, применение окислителей (например, H_2O_2 , MnO_4^-) и, возможно, биохимических методов управления геохимической обстановкой [3].

Материалы и методы

Экспериментальные исследования. Для изучения монолитного образца и определения входящих в его состав минералов были проведены следующие исследования:

Из измельчённого монолитного образца при помощи эпоксидного клея были изготовлены искусственные брикеты.

Брикеты были отполированы, подготовлены полированные и прозрачные шлифы.

С помощью микроскопа Nikon ECLIPSE LV 100N POL при увеличении от 40 до 1000 раз были изучены породообразующие и рудные минералы.

Проведены химические анализы (масс-спектральный, силикатный и рентгеновская дифрактограмма).

По результатам проведённых исследований в составе образца Монолит были выявлены следующие минералы: пирит, колумбит, монацит, уранинит, апатит, рутил, яразит, кварц, плагиоклаз, ортоклаз, гидромусковит, хлорит, каолинит, монтмориллонит-сметтит и клиноптилолит (Рис. 1).

Пирит (FeS_2) встречается в виде мелких зёрен, с ксеноморфной структурой (а).

Форма — овальная, тонковенозная и неправильная (рис. 1). Цвет — светло-жёлтый(б). Размер — от 0,001 до 0,02 мм. Минерал изотропный.

Колумбит $((Fe,Mn)(Nb,Ta)_2O_6)$ — мелкозернистый минерал(с), встречается очень редко. Формы зёрен — таблитчатая, овальная, призматическая и неопределённая; иногда зерна раскалываются, образуя трещины (рис. 2–3). Цвет — серый, внутренний рефлекс — буро-красный. Минерал слабый анизотроп. Размер — от 0,002 до 0,04 мм.

Уранинит (UO_2) встречается очень редко, мелкозернистый. Границы минеральных зёрен разрушены. Встречается в различных формах: короткопризматическая, столбчатая, тонковенозная. Размер — от 0,002 до 0,05 мм.

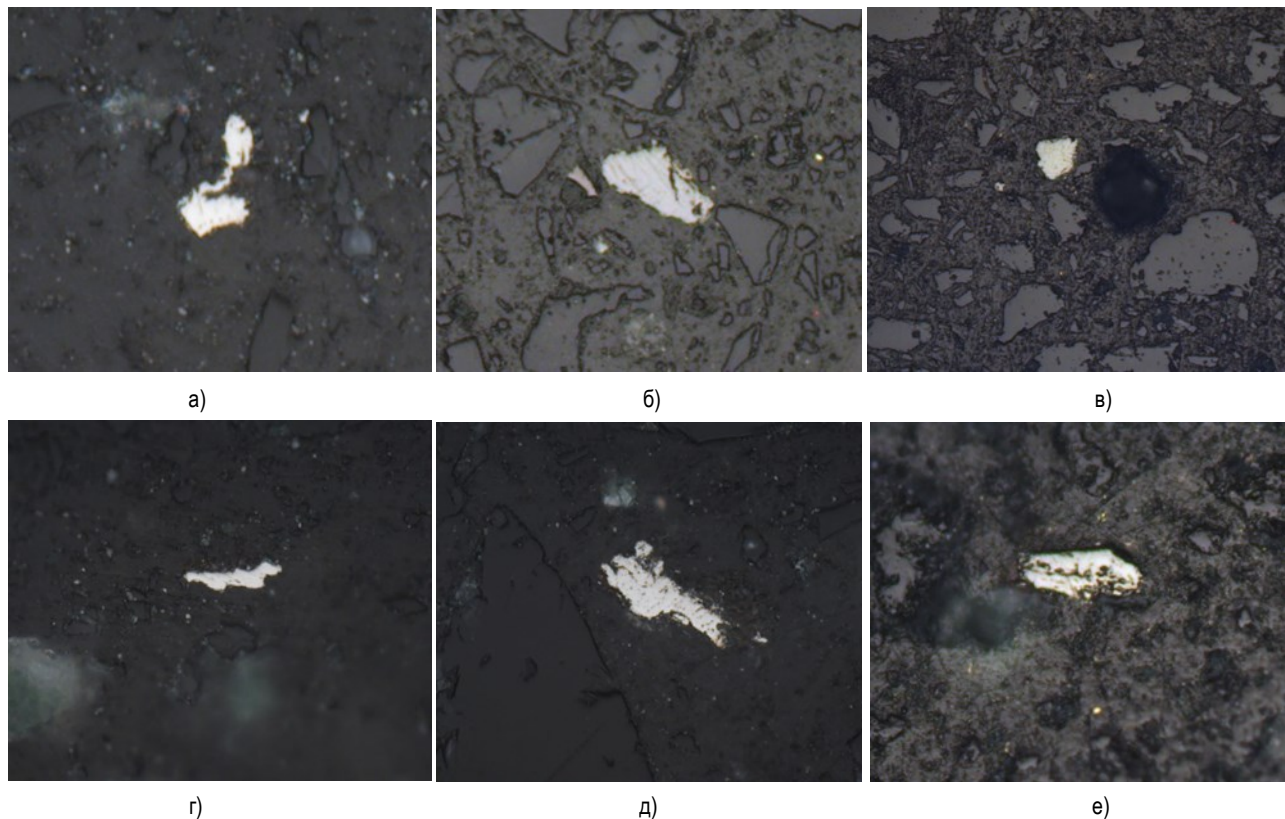


Рис. 1. Уранинит в шлифе под микроскопом

Минерал уранинит в шлифе под полированным микроскопом (увеличение 400х, отражённый свет). Минерал представлен в виде небольшого зерна неправильной формы, частично изометричного очертания. Цвет в отражённом свете — беловато-серый, с относительно высокой отражательной способностью. Размер зерна составляет около 0,01–0,02 мм. Границы минерала местами размытые, что указывает на процессы коррозии и частичного разрушения.

Минералогические особенности. Кварц - основной породообразующий минерал (≈60,86%), что подтверждается рентгено-

дифрактометрическим анализом (63,9%). Форма - овальная, облаковидная. В николе без анализатора — бесцветный, в скрещённых николях-белый и серый. Обычно встречается совместно с ортоклазом, серицитом и хлоритом.

Плагиоклаз - относительно редкий минерал (≈4,78%). Рентгено-дифрактометрический анализ показал содержание альбита 6,7%. Ассоциирует с серицитом и хлоритом.

Монтмориллонит — встречается совместно с каолинитом, его содержание составляет 5,2%. По данным рентгено-дифрактометрии также выявлен сметтит (10,1%).

Масс-спектральный анализ

По данным масс-спектрального анализа в образцах установлены:

Литофильные и сидерофильные элементы — в высоких концентрациях.

Халькофильные элементы — в средних количествах.

Редкоземельные и рассеянные элементы — в малых количествах.

Сканирующая электронная микроскопия (СЭМ)

Сканирующая электронная микроскопия (СЭМ) с энергодисперсионной спектроскопией (ЭДС):

Для получения изображений микроструктуры образцов с высоким разрешением и проведения элементного анализа отдельных

минеральных фаз, включая определение содержания урана, был использован сканирующий электронный микроскоп Argeo 2 SEM FEI (Thermo Fisher Scientific) - сканирующий электронный микроскоп сверхвысокого разрешения, (рис 2.)

Argeo 2 SEM отличается высокой производительностью, гибкостью и широким набором функций, что делает его подходящим инструментом для различных научных и промышленных приложений.

На предоставленном спектре 24 представлены элементы, которые могут быть связаны с определёнными минералами (таб 2). Анализ концентраций (Wt%) и типичных минералов, содержащих данные элементы

Таблица 1

Химический состав и минеральные фазы образца

№	Элемент	Химический символ	Содержание, wt%	Минеральная фаза
1	Мышьяк	As	24,8	Арсенопирит (FeAsS), кобальтин (CoAsS)
2	Кислород	O	19,2	Уранинит (UO ₂), кварц (SiO ₂), оксидные фазы
3	Кремний	Si	17,8	Кварц (SiO ₂), алюмосиликаты
4	Железо	Fe	14,7	Пирит (FeS ₂), арсенопирит
5	Сера	S	10,5	Сульфидные фазы (FeS ₂ , FeAsS, Sb ₂ S ₃)
6	Уран	U	9,4	Уранинит (UO ₂)
7	Кобальт	Co	1,5	Кобальтин (CoAsS)
8	Никель	Ni	1,4	Никельсодержащие сульфиды
9	Сурьма	Sb	0,5	Стибнит (Sb ₂ S ₃)
10	Кальций	Ca	0,2	Кальцит (CaCO ₃), силикатные фазы

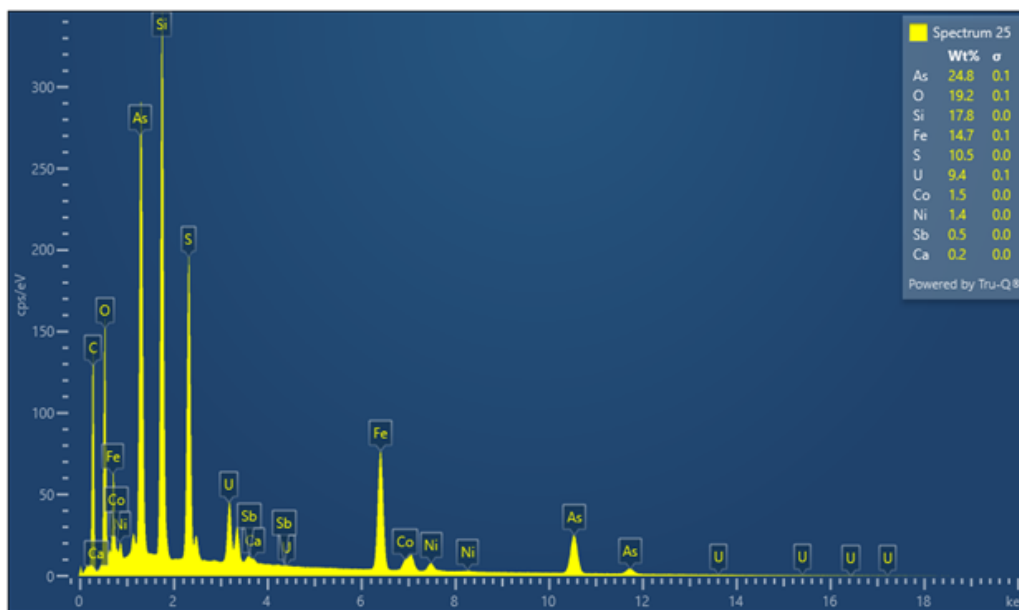


Рис.2 Спектральный анализ химического элемента уранового образца

Без учёта сульфидов - показывает две основные зоны высокой растворимости: кислая (pH ≈ 3, Eh ≈ +300 мВ) и карбонатная (pH ≈ 8, Eh ≈ +200 мВ).

С учётом сульфидов - модель учитывает смещение и расширение восстановительной зоны (эффект сульфидов), в результате чего общая растворимость урана снижается в областях с низким Eh и карбонатная зона частично подавлена.

На изолиниях показана теоретическая растворимость урана в карбонатно-сульфидных рудах в координатах pH-Eh. Выделяются две области повышенной растворимости: кислая зона (pH 3–4, Eh +250...+350 мВ) и карбонатная зона (pH 7,5–8,5, Eh +150...+250 мВ). При наличии сульфидов наблюдается смещение границ и снижение растворимости в восстановительных условиях (Eh < 0

мВ), что объясняет уменьшение эффективности подземного выщелачивания в сульфидсодержащих рудных телах (рис. 3).

Процесс подземного выщелачивания урана из карбонатно-сульфидных руд напрямую зависит от их геологических особенностей. В первую очередь важен литологический состав: наличие карбонатов (кальцита, доломита, сидерита) приводит к значитель-

ной нейтрализации серной кислоты и увеличивает расход реагента. Сульфидные минералы (пирит, арсенопирит) при окислении могут создавать кислую среду и способствовать растворению урана за счёт образования окислителей железа, однако одновременно они способны образовывать вторичные сульфаты (ярозит, гипс), которые забивают поры и снижают проницаемость [3,4].

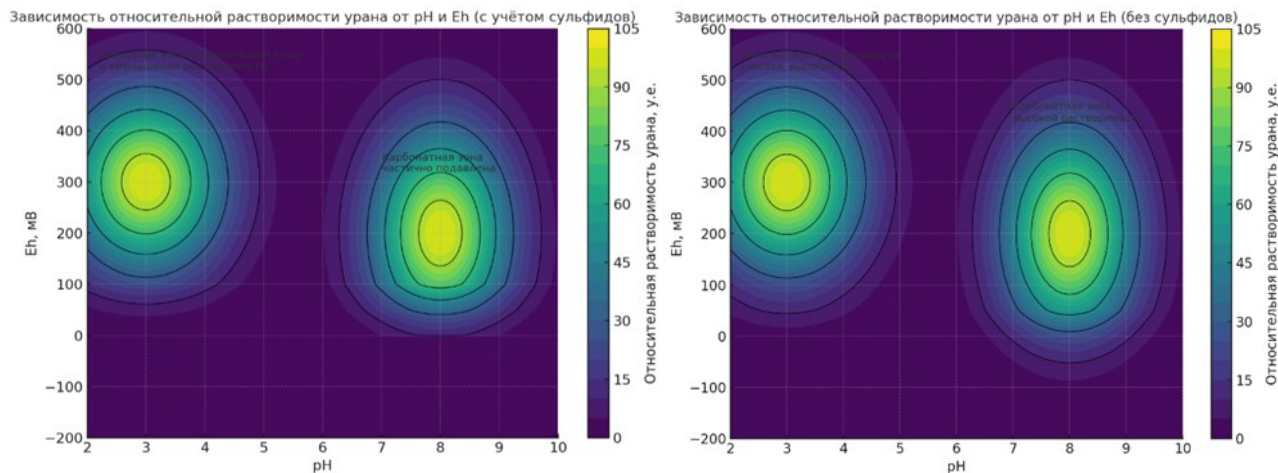


Рис. 3. (изолиний) относительной растворимости урана в координатах pH — Eh:

Минералогический состав урана также играет определяющую роль: уранинит (UO_2) и коффинит ($USiO_4$) растворяются только при наличии сильных окислителей, поэтому эффективность выщелачивания зависит от Eh-условий. Присутствие пирита и других сульфидов облегчает процесс за счёт генерации Fe^{3+} , но при восстановительных условиях может происходить обратное осаждение урана.

Гидрогеологические параметры контролируют фильтрацию растворов. В слабопроницаемых карбонатно-глинистых толщах коэффициент фильтрации низкий, что замедляет процесс. Глинистые минералы (сметит, монтмориллонит, каолинит) при взаимодействии с раствором склонны к набуханию и дополнительно снижают проницаемость. Состав подземных вод (pH, окислительно-восстановительный потенциал, наличие гидрокарбонатов и сульфатов) также влияет на стабильность и подвижность урана в растворах.

Тектонические условия и трещиноватость могут как улучшать фильтрацию, обеспечивая движение раствора, так и вызывать потери реагента при чрезмерной открытости трещин. Геохимические барьеры, формирующиеся при взаимодействии кислых растворов с карбонатами и сульфидами, способны осаждать уран в виде вторичных минералов, что снижает коэффициент извлечения.

Таким образом, эффективность подземного выщелачивания в карбонатно-сульфидных рудах определяется сочетанием минералогического состава, гидрогеологических условий и тектоники. Карбонаты повышают расход реагентов, сульфиды одновременно создают окислительные условия и барьеры, глинистые прослои уменьшают фильтрацию, а трещиноватость регулирует как доступность руды для раствора, так и потери. Для успешной реализации процесса необходимо учитывать эти факторы и адаптировать технологию, подбирая оптимальные окислители и режимы закисления.

Учитывая вышеизложенное, актуальной задачей является комплексное исследование влияния сероводорода (H_2S) на эффективность подземного выщелачивания урана, особенно в усло-

виях карбонатно-сульфидных руд, а также разработка эффективных методов его нейтрализации и минимизации негативного воздействия на технологический процесс и оборудование.

Решение данной задачи позволит повысить степень извлечения урана, сократить кольматацию фильтрующего оборудования, снизить уровень коррозионного износа и обеспечить экологическую безопасность при эксплуатации месторождений. Особое внимание должно быть уделено подбору окислителей, устойчивых к восстановлению H_2S , химическим и биохимическим методам его связывания, а также мониторингу геохимических условий, способствующих образованию и миграции сероводорода в пластовых системах [5].

Производственные исследования на месторождении ГП «Навоиурани». На геотехнологическом участке ГТР-2 ГП «Навоиурани» в процессе эксплуатации откачных скважин зафиксировано выделение сероводорода (H_2S). Учитывая потенциальное негативное воздействие H_2S на устойчивость и эффективность технологического процесса подземного выщелачивания (ПВ), были проведены исследования, направленные на разработку мероприятий по его нейтрализации.

Настоящая работа включает два взаимосвязанных направления:

В первом разделе изложена методика количественного определения концентрации H_2S , образующегося в продуктивных растворах в процессе ПВ. В лабораторных условиях, с использованием проб, отобранных из действующих технологических скважин, проводятся измерения содержания H_2S , значений pH, температуры и окислительно-восстановительного потенциала (Eh), что позволяет оценить химико-технологическое состояние системы в динамике [6].

Во втором разделе представлены экспериментальные исследования по нейтрализации сероводорода путём его пассивации с использованием раствора перекиси водорода (H_2O_2). Реакция между H_2S и H_2O_2 протекает с образованием серной кислоты (H_2SO_4) и воды, что снижает концентрацию токсичного газа и минимизирует его негативное влияние на процесс выщелачива-

ния. Эффективность данной реакции оценивалась по остаточному содержанию H_2S , изменениям pH и Eh, а также по динамике образования конечных продуктов.

Для оценки содержания сероводорода (H_2S) в продуктивных растворах были отобраны пробы из семи откачных скважин, обслуживаемых локальными сорбционными установками ЛСУ-6 и ЛСУ-13, расположенных на территории второго геотехнологического участка ГП «Навоийуран».

Отбор проб осуществлялся непосредственно из действующих скважин, после чего образцы были доставлены в лабораторию

для проведения аналитических исследований. Определение концентрации H_2S проводилось титриметрическим методом, обеспечивающим достаточную точность и воспроизводимость результатов при работе с сульфид-содержащими растворами.

Результаты количественного анализа содержания H_2S по всем пробам приведены в (таб 2). Для наглядного представления данных дополнительно построен график, иллюстрирующий сравнительный уровень концентрации сероводорода в откачных скважинах различных участков.

Таблица 2

Анализ содержания сероводорода (H_2S) и pH в продуктивных растворах скважин ЛСУ-6 и ЛСУ-13

№	Номер скважины	Номер ЛСУ	Содержание H_2S в продуктивном растворе (мг/л)	Начальный показатель pH
1	45-7-6	ЛСУ-6	0	6.4
2	45-7-12	ЛСУ-6	0	6.4
3	45-7-21у	ЛСУ-6	160.3	6.7
4	45-7-26	ЛСУ-6	320.6	6.9
5	РПУ	ЛСУ-6	0	6.6
6	1-34-12	ЛСУ-13	0	6.1
7	1-34-14	ЛСУ-13	160.3	6.1
8	1-34-16	ЛСУ-13	0	6.4
9	РПУ	ЛСУ-13	0	6.6

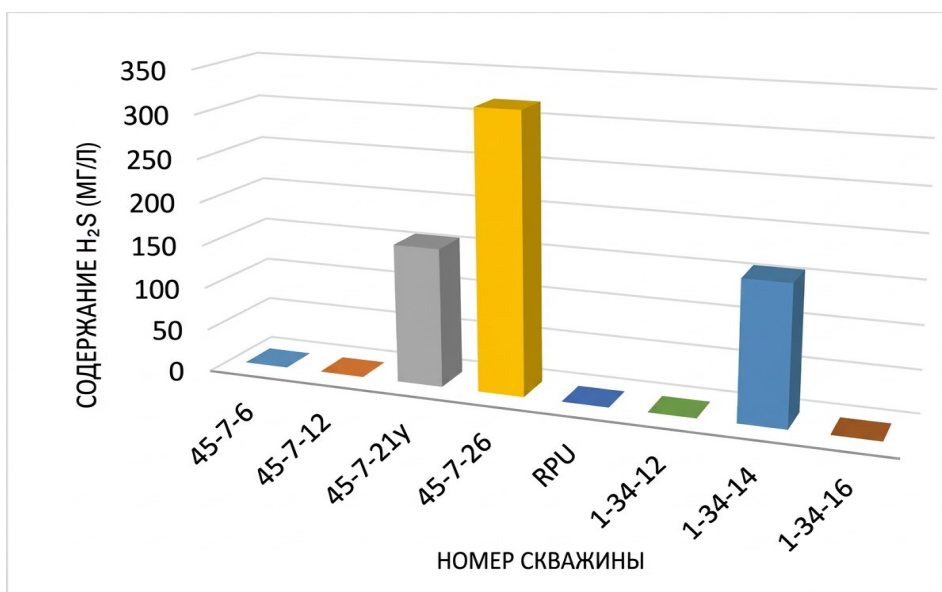


Рис.4. Содержание H_2S в продуктивных растворах скважин

На графике представлены данные по содержанию сероводорода (H_2S) и уровню pH в продуктивных растворах, отобранных из скважин ЛСУ-6 и ЛСУ-13. Видно, что H_2S присутствует лишь в некоторых скважинах (например, 45-7-21у, 45-7-26 и 1-34-14), при этом значения pH в этих точках немного выше по сравнению с остальными. Это может указывать на возможную связь между повышенным содержанием H_2S .

Результаты и обсуждение

Для предотвращения негативного воздействия сероводорода

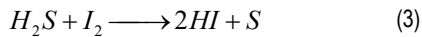
(H_2S) на устойчивость технологического процесса подземного выщелачивания, на территории геотехнологического рудника были проведены химико-аналитические исследования, выполненные в условиях Центральной физико-химической лаборатории (ЦФХЛ).

С целью количественного определения содержания H_2S в продуктивных растворах, отобранные пробы анализировались по следующей методике: в коническую колбу объемом 250 см³ с помощью пипетки вносили от 10 до 100 см³ продуктивного раство-

ра (в зависимости от предполагаемой концентрации H_2S). К каждой пробе добавляли 10–30 см³ 10%-ного водного раствора ацетата цинка $[(CH_3COO)_2Zn]$. Полученную смесь тщательно перемешивали и оставляли для осаждения сульфидов.

В результате реакции между ионами сероводорода и ацетатом цинка образовывался нерастворимый осадок сульфида цинка (ZnS), визуально определяемый как серовато-белый осадок. Образовавшийся осадок отделяли фильтрованием через бумажный фильтр типа «синяя лента» и промывали тёплой дистиллированной водой до достижения полной очистки.

Затем фильтр с осадком сульфида цинка (ZnS), полученным в результате предварительной обработки продуктивного раствора ацетатом цинка, помещали в чистую коническую колбу объёмом 250 см³. В колбу добавляли от 10 до 50 см³ стандартного раствора йода с концентрацией 0,1 моль/дм³ либо раствора уксусной кислоты с растворённым в ней йодом той же молярности. Полученную смесь выдерживали в тёмном месте в течение 2–5 минут для обеспечения полного протекания реакции окисления сульфидов [6]:



После завершения реакции избыток йода титровали раствором тиосульфата натрия ($Na_2S_2O_3$) с концентрацией 0,01 моль/дм³ до появления жёлтого окрашивания. Далее в колбу добавляли 1–2 см³ 1%-ного раствора крахмала, использовавшегося в качестве индикатора. титрование продолжали до полного исчезновения синего цвета, что указывало на завершение реакции (3).

Для повышения достоверности полученных результатов и исключения влияния негативных факторов (таких как загрязнение реагентов, побочные реакции и фоновое потребление титранта), параллельно с основным анализом проводился контрольный эксперимент («холодный» опыт) без добавления исследуемого образца. Это позволило откорректировать результаты с учётом фоновых значений и повысить точность определения концентрации сероводорода.

Содержание сероводорода (H_2S) во всех отобранных пробах было определено по вышеуказанной методике. Ниже приведены примеры расчетов по определению концентрации H_2S .

Пример расчётов. На основе пробы, отобранной из скважины 45-7-26.

$$X = \frac{(V_x - V_2) \cdot K \cdot C \cdot 16.032 \cdot 1000}{V_1} = \frac{(0.1 - 0.3) \cdot 16.032 \cdot 1000}{10} = 320,64 \text{ мг/дм}^3 \quad (4)$$

Где: $V_{хол.}$ = 0,1 мл — объём раствора тиосульфата натрия, затраченный на «холостой» опыт;

V_2 = 0,3 мл — объём раствора тиосульфата натрия, затраченный на титрование пробы;

K — коэффициент пересчёта (для $Na_2S_2O_3$ коэффициент не

применяется);

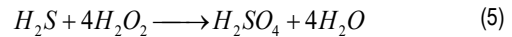
C = 16,032 — молярная масса сульфид-ионов, г/моль;

V_1 = 10 мл — объём пробы, взятый для анализа.

Результат: концентрация сероводорода составляет 320,64 мг/дм³.

В технологии подземного выщелачивания (ПВ) появление сероводорода (H_2S) в продуктивных растворах оказывает отрицательное влияние на технологические процессы. H_2S способен восстанавливать ионы урана, вызывая их выпадение из раствора, способствует коррозии оборудования и трубопроводов, а также ухудшает фильтрационные свойства пластов. Поэтому обезвреживание H_2S в продуктивных растворах имеет важное значение для обеспечения технологической стабильности.

В рамках проведённого научного исследования в качестве одного из наиболее эффективных способов обезвреживания H_2S была использована перекись водорода (H_2O_2). Сероводород вступает в реакцию с окислителями, в результате чего образуются нетоксичные соединения. На основании лабораторных экспериментов была подтверждена следующая химическая реакция:



В данной реакции сероводород взаимодействует с сильным окислителем — перекисью водорода, в результате чего образуются серная кислота (H_2SO_4) и вода. (5) Таким образом, токсичный и коррозионно-активный H_2S переходит в безопасную форму. Применение 60%-го раствора H_2O_2 обеспечивает высокую реакционную активность и позволяет эффективно пассивировать H_2S .

В первой части работы концентрация сероводорода (H_2S) была определена в трёх скважинах: 45-7-21у, 45-7-26 и 1-34-14. Ниже приведены примерные расчёты на основании полученных данных.

Пример расчётов. Определения концентрации H_2S на примере продуктивного раствора из скважины 45-7-26.

Определённое количество H_2S : 320,64 мг/дм³ (0,32064 г)

Объём пробы продуктивного раствора составляет 1 дм³.

Молярные массы: H_2S = 34,08 г/моль, H_2O_2 = 34,01 г/моль
 Стехиометрическое соотношение: на 1 моль H_2S требуется 4 моля H_2O_2

Масса H_2S : 0,32064 г

Необходимое количество H_2O_2 (в граммах): $0,32064 \times 4 \times (34,01 / 34,08) \approx 1,28$ г

В 60%-ном растворе H_2O_2 содержится примерно 0,6 г действующего вещества на 1 мл

Необходимый объём H_2O_2 (в мл): $1,28 / 0,6 \approx 2,13$ мл

На основе анализа образца из скважины 45-7-26 для полной пассивации 320,64 мг/дм³ сероводорода (H_2S) требуется приблизительно 2,13 мл 60%-ного раствора перекиси водорода (H_2O_2). Растворы, полученные из оставшихся двух скважин, были подвергнуты пассивации, а результаты приведены в (табл. 3).

Таблица 3

Результаты пассивации H_2S в продуктивных растворах

№ скважины	Объём пробы продуктивного раствора	Содержание H_2S до реакции (мг/дм ³)	Количество расхода H_2O_2 (мл)	Содержание H_2S после реакции (мг/дм ³)	pH до реакции	pH после реакции
45-7-21у	1 дм ³	160.3	1.07	0	6.7	5.6
45-7-26	1 дм ³	320.6	2.13	0	6.9	5.3
1-34-14	1 дм ³	160.3	1.07	0	6.1	5.5

Содержание H_2S до реакции варьировалось от 160.3 до 320.6 мг/дм³. Наибольшее значение было зафиксировано в скважине 45-7-26 — 320.6 мг/дм³, тогда как в скважинах 45-7-21у и 1-34-14 оно составляло 160.3 мг/дм³. После обработки растворов перекисью водорода (H_2O_2) содержание H_2S во всех случаях снизилось до 0 мг/дм³, что свидетельствует о полном протекании реакции и достаточном количестве реагента.

Расход H_2O_2 прямо коррелирует с исходной концентрацией H_2S :

Для нейтрализации 160.3 мг/дм³ потребовалось 1.07 мл H_2O_2 ;

Для 320.6 мг/дм³ — 2.13 мл H_2O_2 .

Эти данные демонстрируют пропорциональную зависимость между концентрацией H_2S и объёмом требуемого окислителя.

Значения pH до реакции находились в диапазоне 6.1–6.9, что соответствует слабнокислой среде. После реакции наблюдалось понижение pH — например, с 6.7 до 5.6, что указывает на усиление кислотности в результате образования кислых продуктов окисления (Рис 5).

Заключение.

Сероводород (H_2S), содержащийся в продуктивных растворах при подземном выщелачивании урана, оказывает негативное влияние на технологический процесс. Его присутствие приводит к восстановлению урана, образованию нерастворимых осадков, коррозии оборудования и снижению фильтрационных свойств рудного массива.

Лабораторные эксперименты показали высокую эффективность использования перекиси водорода (H_2O_2) для полного окисления и нейтрализации H_2S . Расход реагента составил от 1,07 до 2,13 мл на 1 дм³ раствора в зависимости от исходной концентрации H_2S , что позволяет точно рассчитывать дозировку

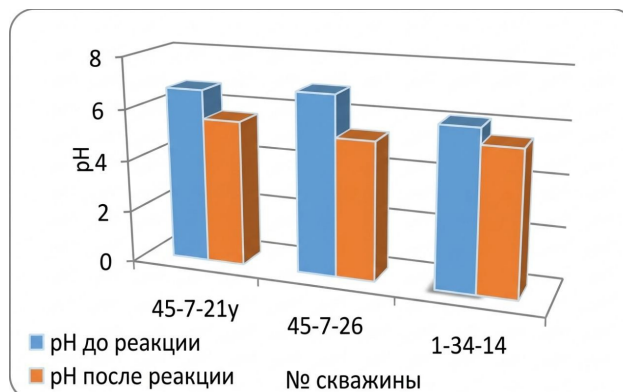


Рис 5. Динамика изменения pH в продуктивных растворах до и после обработки H_2O_2

для практического применения.

Процесс окисления H_2S перекисью водорода сопровождается образованием серной кислоты и снижением pH среды, что подтверждает завершённость реакции. Образующиеся вещества являются безопасными и могут быть использованы в последующих технологических стадиях, а сама методика отличается простотой, экологичностью и высокой пригодностью для промышленного внедрения в условиях ПВ-метода.

На основе полученных результатов планируется проведение полумасштабных полевых испытаний по нейтрализации сероводорода в продуктивных растворах, извлекаемых из откачных скважин при подземном выщелачивании урана

Библиографический список:

1. Пастухов, А. М., Скрипченко, С. Ю. (2019). Восстановление соединений шестивалентного урана сероводородом в условиях подземного выщелачивания. Екатеринбург: Уральский федеральный университет. 249 с.
2. Venter, R., & Boylett, M. (2009). The evaluation of various oxidants used in the acid leaching of uranium. In Proceedings of the SAIMM Hydrometallurgy Conference (pp. 445–455). Johannesburg, South Africa.
3. Аренс, В. Ж. (2001). Физико-химическая геотехнология. Москва: Московский государственный горный университет. 656 с.
4. Gupta, A., & Singh, H. (2003). Uranium resource processing: Secondary resources. Berlin: Springer-Verlag, pp. 83–130.
5. Duret-Thual, C. (2014). The effect of H_2S on the corrosion of steels. In Understanding Biocorrosion (pp. 385–407). Elsevier.
6. ГП «Навоиуран». Рудоуправление «Зафарабад». (2025). Методика выполнения измерений массовой концентрации сероводорода в технологических растворах титриметрическим методом (МВИ Z-002:2025). Зафарабад. Официальный методический документ.
7. Агентство «Узстандарт». (2006). Методика выполнения измерений массовой концентрации урана в технологических растворах титриметрическим методом. Ташкент. 13 с.
8. ГП «Навоиуран». (2025). Официальный веб-сайт. URL: <https://info.navoiyuran.uz>

TOG'LI HUDUDLARDAGI RUDA KONLARNI OCHIQ-YER OSTI USULIDA QAZIB OLIISHDA KONTURORTI ZAHIRALARINI OCHISH TIZIMI VARIANTLARINI ASOSLASH



Misliboev I.T.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti, t.f.d.,
professor



Mutavaliyev A.T.,
TTMI "Foydali qazilma konlarni
qazish" kafedrasini mudiri, t.f.n.



Tadjiyev Sh.T.,
Navoiy davlat konchilik va texnologiya-
lar universiteti, PhD., dotsent

Annotatsiya: Maqolada tog'li hududlardagi ruda konlarini ochiq-yer osti usulida qazib olish sharoitida kontur zahiralari o'zlashtirish samaradorligini oshirish masalalari ko'rib chiqilgan. Tadqiqotning dolzarbligi karer konturidan tashqarida joylashgan zahiralarni murakkablashib borayotgan kon-geologik va kon-texnik sharoitlarda qazib olish zarurati bilan izohlanadi. Karer maydonidan kontur va konturidan tashqaridagi zahiralarni o'zlashtirishda asosiy ochuvchi element sifatida foydalanish imkoniyatlari tahlil qilingan. Karer maydonidan ochuvchi lahimlar joylashtirish va rudani tashish uchun foydalanish kapital kon ishlari hajmini kamaytirishi, zahiralarni ekspluatatsiyaga kiritish muddatlarini qisqartirishi hamda kombinatsiyalashgan qazib olishning iqtisodiy samaradorligini oshirishi ko'rsatib berilgan.

Ishda zahiralarning karer elementlariga nisbatan joylashuvi, ularning yotish chuqurigi va qabul qilingan transport sxemasiga bog'liq holda ochishning mumkin bo'lgan texnologik sxemalari qiyosiy tahlil qilingan. Stvol, qiya va gorizontal lahimlar hamda karer maydonidan foydalanilgan holda kontur va konturidan tashqaridagi zahiralarni ochish variantlari ishlab chiqilib, tizimlashtirilgan. Har bir variant uchun kon-geologik sharoitlar, karer parametrlari va ishlarni xavfsiz olib borish talablari hisobga olingan holda ularning ratsional qo'llash sohalari aniqlangan. Olingan natijalar tog'li hududlardagi ruda konlarini ochiq-yer osti usulida qazib olishda ochish tizimlarini loyihalash va optimallashtirishda qo'llanishi mumkin.

Kalit so'zlar: Tog'li hududlardagi ruda konlari, ochiq-yer osti usulida qazib olish, karer maydoni, karer konturidan tashqaridagi zahiralalar, ochish sxemalari, stvol, bortori zahiralalar.

ОБОСНОВАНИЕ ВАРИАНТОВ СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ ПРИ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ГОРНЫХ РАЙОНАХ

Мислибоев И.Т.¹, Мутавалиев А.Т.², Таджиев Ш.Т.¹

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В статье рассматриваются вопросы повышения эффективности освоения рудных месторождений в горных районах за счёт обоснования вариантов системы вскрытия контурных запасов при открыто-подземной разработке. Актуальность исследования обусловлена необходимостью вовлечения в отработку запасов, расположенных за пределами карьерного контура, в условиях усложняющихся горно-геологических и горно-технических факторов. Особое внимание уделено анализу возможностей использования карьерного поля в качестве основного вскрывающего элемента при разработке контурных и законтурных за пределами карьера запасов. Показано, что применение карьерного пространства для размещения вскрывающих выработок и транспортирования руды позволяет снизить объёмы капитальных горных работ, сократить сроки ввода запасов в эксплуатацию и повысить экономическую эффективность комбинированной разработки.

В работе выполнен сравнительный анализ возможных технологических схем вскрытия в зависимости от пространственного положения запасов относительно элементов карьера, глубины их залегания и принятой транспортной схемы. Разработаны и систематизированы варианты вскрытия контурных и законтурных запасов с использованием стволов, наклонных и горизонтальных выработок, а также карьерного поля. Для каждого варианта определены области рационального применения с учётом горно-геологических условий, параметров карьера и требований к безопасности ведения работ. Полученные результаты могут быть использованы при проектировании и оптимизации систем вскрытия рудных месторождений, разрабатываемых открыто-подземным способом в горных районах.

Ключевые слова: рудные месторождения горных районов, открыто-подземная разработка, карьерное поле, запасы за пределами контура карьера, схемы вскрытия, ствол, бортные запасы.

JUSTIFICATION OF OPTIONS FOR THE SYSTEM OF OPENING UP CONTOUR RESERVES IN OPEN-PIT AND UNDERGROUND DEVELOPMENT OF ORE DEPOSITS IN MOUNTAIN AREAS

Misliboev I.T.¹, Mutavaliyev A.T.², Tadiyev Sh.T.¹

¹ Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

² TTMI, Republic of Uzbekistan

Abstract. *The paper addresses the issues of improving the efficiency of ore deposit development in mountainous regions by substantiating options for accessing contour reserves under open–underground mining conditions. The relevance of the study is driven by the need to involve reserves located beyond the open-pit contour in mining under increasingly complex mining and geological as well as mining and technical conditions. Particular attention is paid to analyzing the feasibility of using the open-pit area as the main access element for the development of contour and off-contour reserves. It is shown that the use of the pit space for locating access workings and ore transportation makes it possible to reduce the volume of capital mine workings, shorten the time required to bring reserves into operation, and improve the economic efficiency of combined mining.*

The study provides a comparative analysis of possible technological access schemes depending on the spatial position of reserves relative to pit elements, their depth of occurrence, and the adopted transportation system. Various options for accessing contour and off-contour reserves using shafts, inclined and horizontal workings, as well as the open-pit area, are developed and systematized. For each option, areas of rational application are identified with due regard to mining and geological conditions, pit parameters, and safety requirements. The obtained results can be applied in the design and optimization of access systems for ore deposits developed by open–underground mining methods in mountainous regions.

Keywords: *ore deposits in mountainous regions, open–underground mining, open-pit field, reserves beyond the open-pit contour, access schemes, shaft, side (pit wall) reserves.*

Ochish, konni sanoat miqosida o'zlashtirishning muhim bosqichi hisoblanadi va ishchi gorizontlar bilan kon massasini qabul qilish punktlari o'rtasidagi kon lahimlari majmuasi va transport kommunikatsiyalari bilan xarakterlanadi [1, 2, 3]. Tanlangan ochish sxemasi, transport turi va kon massasini tashish narxini belgilaydi. Katta tarqalish chuqurligiga ega bo'lgan qiya yoki tik-qiya joylashgan katta qalinlikdagi ruda tanalarining ko'pchiligi ochiq-yer osti usulida qazib olinadi. Bunda transport xarajatlari umumiy qazib olish xarajatlarining asosiy qismini tashkil etadi [4, 5, 6].

Karer konturi ortidagi zahiralarni ochish uchun karer maydonidan foydalanish, rudnikni an'anaviy usullar yordamida qurish bilan solishtirganda rudnikning qurilish muddatini 1-3 yilga qisqartiradi va 7-9% qo'shimcha foyda olish imkonini berishi [7, 8, 9] isbotlangan.

Konni qazib olishning o'ziga xosligi shundaki, kareming konturorti zahiralarni ochishning asosiy lahimi karer maydoni hisoblanadi. Yordamchi (qo'shimcha) ochuvchi lahim sifatida, bortorti zahiralarni ochishda shtolnyalardan, karer osti va bortorti zahiralarni ochish uchun karer tubidan o'tilgan qiya transport s'ezdlari, vertikal va qiya stvollaridan foydalaniladi.

Ochiq-yer osti qazib olish texnologiyasini qo'llagan holda tog'li hududlardagi konlarni ochish bir qator afzalliklarga ega: o'zida mustaqil ochuvchi lahimni aks ettirgan karer maydonining mavjudligi; kon ishlari ta'siri ostida massivning deformatsiyalanish jarayonida ishtirok etuvchi zonalarining kattalashgan o'lchamlari; zahiralarni qazib olish bo'yicha taqsimlashning konni qazib olishni qabul qilingan tartibiga bog'liqligi.

Karer qazib olishning yaqinligi, ochiq usulda ochishning asosiy sxemasi bo'yicha s'ezd o'tishdan voz kechish imkonini, bloklarni tayyorlash va qirqishni sezilarli tarzda soddalashtiradi, xarajtlarni pasaytiradi, tog' jinslari va rudalarni karerdan chiqarib berishni tashkil etadi, ishni yakunlashga qadar odamlar va materiallarni yetkazish imkonini beradi.

Vaqt yetishmovchiligi sharoitlarida qurilish muddatini 1-2 yil va undan ortiq muddatga qisqartirishga erishish, kon-kapital ishlarini karer maydonidan foydalangan holda tashkil etilganda boshqa qazib olish usuliga o'tish tufayli konni qazib olishda uzilish bo'lish ehtimolini bartaraf etish mumkin. O'tish ishlarini karerda joriy etish, odatda ketma-ketlikda amalga oshiriladigan stvollarini qurish va gorizont lahimlarni o'tishni vaqt bo'yicha birlashtirish imkonini beradi. Karer maydonining mavjudligi shuningdek, konturorti zonalarini bloklarida tayyorlash va qirqish ishlarini, ba'zi hollarda esa ochish ishlarini tashkil etishni ta'minlaydi.

Maydonchalar (bermalar, s'ezdlar, ularning juftliklari), drenaj lahimlarining (shtolnyalar, ukonlar, stvollar) mavjudligi, kon lahimlarini o'tishdagi qoplovchi tog' jinslari va tozalash bloklaridan chiqqan rudalarni karerga joylashtirish imkoniyati, ochishning asosiy sxemasi bo'yicha ishlar va olis uchastkalaridagi qazish ishlariga bog'liq bo'lmaganligi yer osti rudnigi gorizontlarini qurish va konturorti zahiralarni o'zlashtirishning qulay shartlari hisoblanadi.

Karer maydonidan foydalanish, qo'shimcha lahimlar (shtolnyalar, s'ezdlar) o'tish va qurish (qayta yuklash va bo'shatish uzellarini, kompressor, ventilator, elektr tarmoqlarini) zaruriyati bilan bog'langan.

Karerdan yer osti kon lahimlarini joylashtirish uchun maydon tanlash unchalik qiyinchilik tug'dirmaydi. Ularni, iloji boricha loyihaga muvofiq gorizont belgilari darajasida chegara holatida o'rnatilgan bortdagi uchastkalarda va shtolnya, s'ezdlarning og'zi yaqinida atmosferaning xavfliligi va changlanishi tufayli karer transportlarining jadal harakatlanish zonasidan tashqarida joylashtirish maqsadga muvofiq. O'tuvchi lahimlarni joylashtirish o'rni tanlashda, energiya va suv bilan qulay ta'minlash imkoniyati hisobga olinadi.

Yuqorida keltirilganlarga asoslangan holda, konturorti zahiralarni ochish variantlarini loyihalash quyidagi fikrlarga asoslanadi:

1. Xavfsizlik qoidalari talablariga rioya etish ta'minlanadi.

2. Loyihalash yagona loyiha diorasisida amalga oshiriladi. Ushbu yagona loyiha, loyihaning barcha bosqichlarida kon zahiralarni qazib olishning quyidagi talablarini inobatga oladi: yer yuzasida ag'darmalarni ratsional joylashtirish, yer osti ochuvchi lahimlarini joylashtirish joyida bermalarni qoldirish, bort qiyaqliklarini normativ turg'unlik bilan shakllantirish, yer osti usulida qazib olish bosqichida yer yuzasidagi texnologik, yordamchi sexlar va ma'muriy-maishiy komplekslardan foydalanish imkoniyatini ta'minlash.

3. Berilgan ishlab chiqarish dasturlarini ta'minlash.

4. Variantlarni shakllantirish karer maydonidan foydalanish belgilari bo'yicha amalga oshiriladi.

Ochiq-yer osti usulida qazib olinuvchi tog'li hududlardagi konlarning kon-geologik va kon-texnik sharoitlarining xilma-xilligi va o'ziga xosligiga qaramasdan, ishda, yuqorida keltirilgan variantlarga muvofiq ochishning mumkin bo'lgan texnologik sxemalarini ishlab chiqish va ular misolida, ulami ratsional qo'llash sohalarini belgilash mumkinligi keltirilgan.

Tog'li hududlardagi ruda konlarni ochish tizimlari konning ajratilgan qismlarida karer konturidan tashqaridagi sanoat zahiralari va ushbu zahiralalar asosida mumkin bo'lgan ishlab chiqarish unumdorligi bilan xarakterlanadi. Karer konturidan tashqaridagi zahiralalar karer osti zahiralardan (1) va karerning tog' bag'ridagi qismining bortorti zahiralardan tashkil topgan (2).

$$Q_{pk} = \sum_{i=1}^n H_i^{pk} \cdot S_i^{pk} \cdot \gamma_r \quad (1)$$

$$Q_{zb} = \sum_{i=1}^n H_i^{zb} \cdot S_i^{zb} \cdot \gamma_r \quad (2)$$

yoki umumiy ko'rinishda

$$Q_{z,z} = \sum_{i=1}^n ((H_i^{pk} \cdot S_i^{pk} \cdot \gamma_r) + (H_i^{zb} \cdot S_i^{zb} \cdot \gamma_r)) \quad (3)$$

bu yerda, i – karer konturidan tashqaridagi zahiralalar qismlari soni; N va S – mos ravishda, har bir zahira qismlarining balandligi va yuzasi, m va m^2 ; γ_r – rudaning hajmiy og'irligi, t/m^3 .

Karer konturidan tashqaridagi zahiralalar qismini ajratish, tog'li hududdagi konlarning o'ziga xosligi bilan asoslanadi va ochish tizimini tanlashda hal qiluvchi ahamiyatga ega [10, 11].

Ochish tizimi konstruksiyasi, karer maydonidan foydalanishga ko'ra ilgari qayd etib o'tilganidek, sinflarga, sinflar esa, asosiy va yordamchi (qo'shimcha) ochuvchi lahimlarning turlari bo'yicha variantlarga bo'lingan.

Ochiq kon ishlari tugagandan keyin yoki tugallanish davridagi kon-texnik holat navbatdagi variantlarda ifodalangan:

- yer osti usulida qazib tugatiladigan konturorti zahiralari, karer bortoring tog' yon bag'ri qismida joylashgan (1, a - rasm);
- konturorti zahiralari karer osti qismida jamlangan (1, b - rasm);
- konturorti zahiralalar, karer bortoring tog' yon bag'ridagi qismida va karer osti qismida joylashgan (1, v - rasm).

Karer elementlariga va ruda uzatish uchun karer maydonidan foydalanishga nisbatan zahiralarning joylashishiga bog'liq holda, konturorti zahiralarni ochishning mumkin bo'lgan texnologik sxemasi variantlari ishlab chiqilgan.

Bortorti zahiralarni ochish variantlari (2 - rasm). Asosiy ochuvchi lahim karer maydoni hisoblanadi. Bortorti zahiralarni ochuvchi bosh lahim shtolnya, yordamchi (qo'shimcha) lahimlar qavat shtolnyalari, skipli qiya stvol, kapital shtolnyalar, shamollatish uchun vertikal stvol hisoblanadi. Variantlarning har birining o'ziga xosligi qayta yuklash punktlari joylashgan joyi ochuvchi lahimlar darajasida joylashganidir.

Bortorti zahiralarni bosh ochuvchi lahimi sifatida shtolnya, shamollatish uchun esa vertikal stvol hisoblanadi. Qavat shtolnyalaridan foydalanishda, qayta yuklash punktlarining yuzadagi kompleksi bevosita ochiq kon ishlari gorizontalida joylashadi (2, a - rasm).

Ochish uchun qavat shtolnyalari va qiya transport s'ezdidan, shamollatish uchun qo'shimcha tik stvoldan foydalanishda, qayta yuklash punktlarining yuzadagi kompleksi mos ravishda karer gorizontalida joylashadi (2, b - rasm).



1 - rasm. Zahiralalar joylashishining kon-texnik holati variantlari sxemasi

Ochish uchun qavat shtolnyalari va skipli qiya stvoldan, shamollatish uchun qo'shimcha vertikal stvoldan foydalanishda, qayta yuklash punktlari ham bevosita karer gorizontalida joylashadi (2, v - rasm).

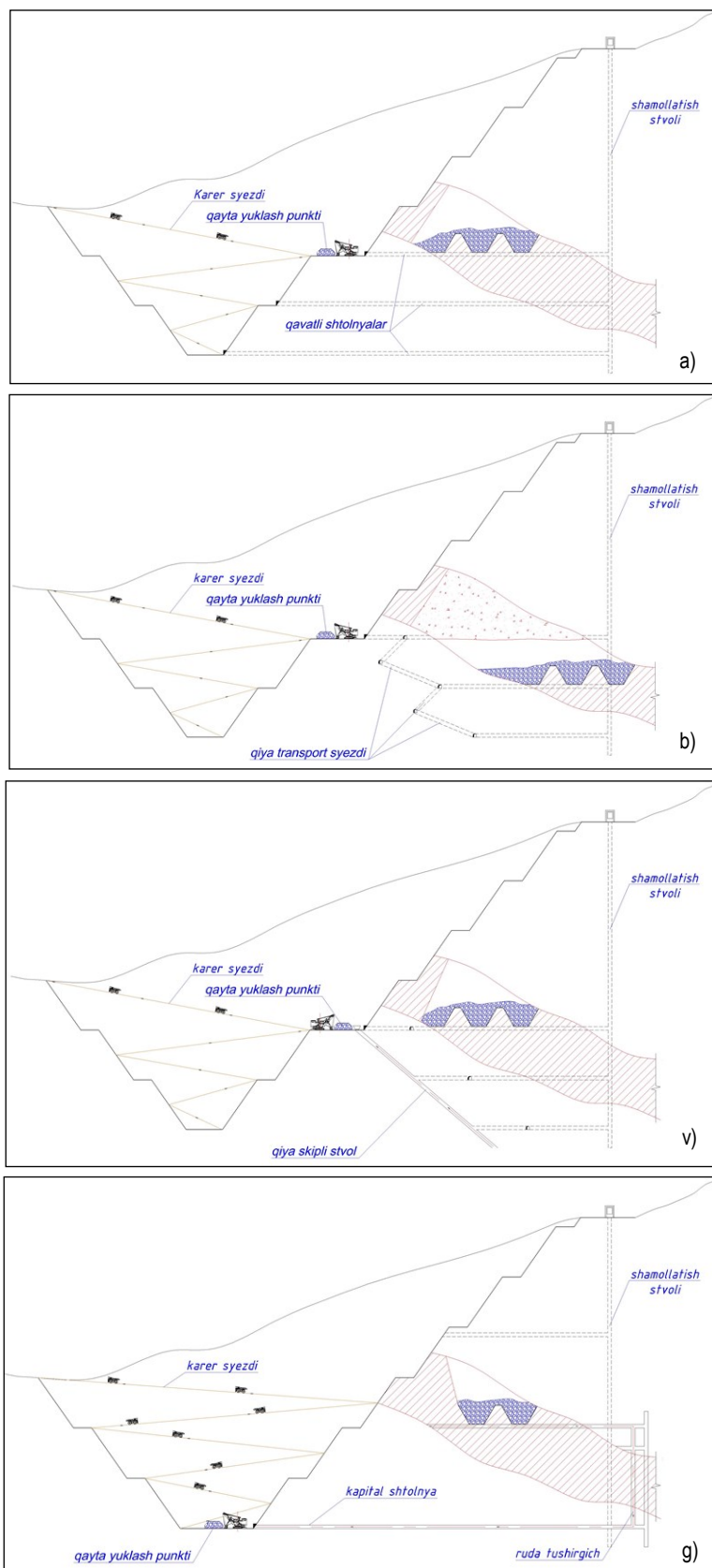
Kapital shtolnyadan foydalanganda (2, g - rasm) barcha ruda rudatushirgich orqali shtolnyagacha tushiriladi va undan keyin, karer tubida joylashgan yuzadagi qayta yuklash punktida karer avtomobil transportiga yuklanadi.

Ochiq konchilik ishlari bosqichida ochish ishlari, konning joylashish sharoitiga bog'liq va kon ishlari rejimini va ularning iqtisodiy samaradorligini aniqlaydi. Shuning uchun, ochishni loyihalash murakkab ko'p variantli kompleks texnik-iqtisodiy masalani o'zida ifoda etadi. Bunda ko'plab aniqlovchi faktorlarni miqdoriy jihatdan hisoblab bo'lmaydi [12]. Masala texnik jihatdan mumkin bo'lgan miqdor va sifat jihatdan baholash yo'li orqali hal etiladi. Dastlab, bir qator maxsus masalalar umumiy kompleks masaladan ajratib olinadi va yechiladi.

Masala tog' yon bag'rida turkumidagi konlarning xarakteri bilan murakkablashadi va loyihalashda masalalar quyidagi ketma-ketlikda hal etiladi:

1. Ko'ndalang va bo'ylama profil asosida, yakuniy yoki oraliq va istiqbolli konturlarida karer plani tuziladi. Planga gorizontal izochizig'i va joy reliefi kiritiladi.

2. Yuzadagi asosiy inshootlarning joylashishi va trassalarning karerga kirishi o'rnatiladi.



a) qavat shtolnyalari bilan; b) qiya transport s'ezdi bilan;
v) qiya skipli stvol bilan; g) kapital shtolnya bilan

2 – rasm. Karer maydonidan bortorti zahiralari ochish variantlari

Shu tariqa, quyidagi holatlardan kelib chiqib, ochish usulini tanlash tavsiya etiladi:

1. Konning xususiyati va uni ekspluatatsiya qilish sharoitiga asoslangan holda, aniq qabul qilinishi mumkin bo'lmagan va mantiqiy bo'lmagan variantlardan voz kechgan holda, texnik jihatdan mumkin bo'lganlari qabul qilinadi.

2. Taqqoslangan variantlarni baholashda, bir xil xarajatlarni hisobga olmagan holda, solishtiriladigan variantlar bo'yicha ochish usulining kapital va ekspluatatsion xarajatlarga bog'liq bo'lgan o'lchamlarga asosiy e'tibor qaratiladi. Umuman olganda quyidagilar inobatga olinadi: ochish va yer yuzasidagi inshootlarni qurish uchun kapital xarajatlar; ochuvchi kon lahimlarini saqlab turish, yer osti va yer yuzasidan yuklarni tashib chiqarish, ko'tarish; kon-kapital lahimlar ruda tanasida joylashganda, rudalarni yo'l-yo'lakay qazib olish hisobiga kapital xarajatlarni moliyalashtirishni kamaytirish.

3. Odatda, muhim ahamiyatga ega xarajatlar va chiqimlar hisobga olinadi, mayda va ikkinchi darajaliilar esa, qiyosiy baholash uchun ahamiyatsiz sifatida e'tiborga olinmaydi.

4. Har bir variant uchun hisoblangan kapital xarajatlar va ekspluatatsion chiqimlar jadvalga kiritiladi va $\pm 10\%$, chegarasida yakuniy xulosalar uchun qabul qilinadi, agar farq kichikroq bo'lsa, variantlar teng qiymatli deb hisoblanadi.

Tog'li hududlardagi ruda konlarni qazib olishning optimal variantini tanlashda mezon sifatida 1 tonna foydali qazilma uchun minimal solishtirma xarajatlardan foydalaniladi. Ochish variantlarini texnik-iqtisodiy jihatdan baholash quyidagicha aniqlanadi:

- loyihalashning har bir qadamida yer osti usulining o'lchamlari va zahiralarni aniqlash;
- tovar mahsuloti, ruda va kon massasi bo'yicha shaxtaning ishlab chiqarish quvvatini, shuningdek, uning amal qilish muddatini loyihalashning har bir qadamida aniqlash;
- shaxtani shamollatish usuli va sxemasini tanlash, yer osti inshootlarining geotermik omili va quvvatini hisobga olgan holda, loyihalangan qavatni shamollatish uchun havoning solishtirma sarfini aniqlash;
- kon massasini ko'tarish va shaxtaga xizmat ko'rsatish uchun yer osti inshootlari kompleksini, ularning o'lchamlarini, hajmlarini va qiymatini aniqlash;
- variantlar bo'yicha loyihaning grafik qismini tuzish;
- yer yuzasidagi kompleks, qayta yuklash-bo'shatish punktlari, ularning hajmlari va qiymati;
- ochish usuli bilan bog'liq bo'lgan asosiy ochuvchi va boshqa kapital lahimlarning parametrlari, hajmi va qiymatini aniqlash;
- ochish usuli bilan bog'liq bo'lgan ob'ektlar bo'yicha kapital quyilmalarni aniqlash;
- variantlar bo'yicha, qurish yillari bo'yicha kapital quyilmalarni taqsimlash;
- tog'li hududlardagi ruda konlarni qazib olishda ekspluatatsion xarajatlar variantlari, ya'ni, miqdori dastlabki uch turdagi xarajatlar yig'indisining 15-20% miqdorida olinishi mumkin bo'lgan xarajatlar: asosiy fondlarning amortizatsiyasi, oylik maoshi, elektreneregiyasi va boshqalar bo'yicha

solishtiriladiganlarini aniqlash;

- solishtirma xarajat va yillik iqtisodiy samaradorlik bo'yicha variantlarni baholash;

- keltirilgan xarajatlarni aniqlash va ularni variantlar bo'yicha baholash.

Konturorti zahiralarni ochish variantlarini alohida blokga ajratish tavsiya etiladi. Zahiralarni karer elementlariga nisbatan joylashuviga va rudalarni uzatish uchun karer maydonidan foydalanishga ko'ra, konturorti zahiralarni ochishning texnologik sxemalari ishlab chiqildi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Chung, J., Asad, M. W. A., & Topal, E. (2022). Timing of transition from open-pit to underground mining: A simultaneous optimisation model. *Resources Policy*, 77, 102632. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102632>
2. Ross, I. T., & Stewart, C. A. (2020). Issues with transitioning from open pits to underground caving mines. In *MassMin 2020 Proceedings* (pp. 221–238). https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2063_11
3. Tadjiev, S., & Sharopov, E. (2024). Assessment and selection of a rational option for the opening of near-contour reserves during open-underground mining of upland deposits. In *E3S Web of Conferences* (Vol. 525). EDP Sciences.
4. Li, S., Su, W., Yin, T., Dan, Z., & Peng, K. (2025). Research progress and typical case of open-pit to underground mining in China. *Applied Sciences*, 15(15), 8530. <https://doi.org/10.3390/app15158530>.
5. Tadjiev, S. (2024). Classification of reserves of upland ore deposits developed by the open-underground method. In *E3S Web of Conferences* (Vol. 525). EDP Sciences.
6. Chen, S., Zhao, G., & Wang, J. (2023). Geomechanical assessment of crown pillar stability during transition from open-pit to underground mining. *International Journal of Mining Science and Technology*, 33(1), 123–135.
7. Zhou, Y., Liu, H., & Zhang, W. (2024). Integrated planning for open-pit to underground transition using numerical modelling. *Mining Technology*, 133(2), 78–92.
8. Jabinpour, A., & Shahriar, K. (2025). Production scheduling for sublevel caving using linear optimization. *Journal of Mining and Environment*, 16(1), 55–69.
9. Badakhshan, N., Afraei, S., & Bakhtavar, E. (2024). Environmental-cost based optimisation of open-pit to underground transition. *Resources Policy*, 95, 105178.
10. Мислибаев И., Алимов Ш. М., Туйчиева Д.И. Экспериментальные исследования прочности свойств закладочных смесей с использованием отходов мраморного производства и угольной золы. *ISSN 0017-2278 Горный журнал*, 2025, № 10. –С. 41-44.
11. Xu, P., Li, W., & Sun, X. (2023). Numerical modelling of rock mass behaviour in deep ore bodies during transition mining. *Engineering Geology*, 317, 107120.
12. Gao, Q., Wen, Y., & Luo, R. (2021). Evaluation of haulage systems for deep underground–open pit hybrid mines. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 108, 103722.
13. Rakhmangulov, A., Burmistrov, K., & Osintsev, N. (2022). Selection of sustainable open-pit mining strategies based on MCDM. *Sustainability*, 14(13), 8003. <https://doi.org/10.3390/su14138003>.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОЧИСТКИ ВПУСКНОГО ВОЗДУХА ДВИГАТЕЛЕЙ ВНУТРЕННЕГО СГОРАНИЯ ГОРНЫХ МАШИН



Джурев Р.У.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, д.т.н., профессор



Каюмов У.Э.,
Навоийский государственный горно-
технологический университет,
старший преподаватель

Аннотация. В условиях открытых горных работ двигатели внутреннего сгорания эксплуатируются в среде с повышенной концентрацией абразивной пыли, что приводит к интенсивному износу цилиндро-поршневой группы, снижению мощности, увеличению расхода топлива и сокращению ресурса двигателя. В статье выполнен комплексный анализ влияния дисперсного состава и концентрации пылевых частиц во впускном воздухе на трибологическое состояние основных узлов двигателя, параметры масляной плёнки и эксплуатационные показатели силовой установки. Показано, что наибольшую опасность представляют частицы размером 5–20 мкм, вызывающие ускоренный абразивный износ и ухудшение герметичности камеры сгорания. На основе теоретических и эксплуатационных данных обоснована необходимость повышения эффективности очистки впускного воздуха.

Разработана и предложена конструкция многоступенчатого комбинированного воздушного фильтра, включающего мультициклонную предвзрывную очистку и двухступенчатую электростатическую сепарацию с последующей доочисткой стандартным фильтрующим элементом. Предлагаемая схема обеспечивает улавливание частиц в широком диапазоне размеров (0,1–20 мкм) при низком аэродинамическом сопротивлении и повышает общую эффективность очистки до 95%. Применение разработанной системы позволяет снизить интенсивность износа цилиндро-поршневой группы, увеличить ресурс базового фильтра и двигателя в целом, уменьшить удельный расход топлива и повысить надёжность эксплуатации горных машин в условиях высокой запылённости.

Ключевые слова: двигатель внутреннего сгорания, воздушный фильтр, загрязнение воздуха, износ, цилиндр, поршень, кольца, частица пыли, интенсивность износа, ресурс ДВС, мощность ДВС, фильтрация, абразивные частицы, многоступенчатая очистка, мультициклон, электростатическая фильтрация, ресурс двигателя

KON MASHINALARI ICHKI YONUV DVIGATELLARINING KIRISH HAVOSINI TOZALASH SAMARADORLIGINI OSHIRISH IMKONIYATLARI

Djuraev R.U., Kayumov U.E.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

Аннотация. Очищенный воздух от пыли является важным фактором повышения эффективности работы двигателя внутреннего сгорания. В статье рассмотрены возможности очистки впускного воздуха двигателей внутреннего сгорания от пыли, содержащейся в воздухе. Показано, что наиболее опасными являются частицы размером 5–20 мкм, вызывающие ускоренный абразивный износ и ухудшение герметичности камеры сгорания. На основе теоретических и эксплуатационных данных обоснована необходимость повышения эффективности очистки впускного воздуха.

Исходная конструкция комбинированного воздушного фильтра, включающего мультициклонную предвзрывную очистку и двухступенчатую электростатическую сепарацию с последующей доочисткой стандартным фильтрующим элементом. Предлагаемая схема обеспечивает улавливание частиц в широком диапазоне размеров (0,1–20 мкм) при низком аэродинамическом сопротивлении и повышает общую эффективность очистки до 95%. Применение разработанной системы позволяет снизить интенсивность износа цилиндро-поршневой группы, увеличить ресурс базового фильтра и двигателя в целом, уменьшить удельный расход топлива и повысить надёжность эксплуатации горных машин в условиях высокой запылённости.

Ключевые слова: двигатель внутреннего сгорания, воздушный фильтр, загрязнение воздуха, износ, цилиндр, поршень, кольца, частица пыли, интенсивность износа, ресурс ДВС, мощность ДВС, фильтрация, абразивные частицы, многоступенчатая очистка, мультициклон, электростатическая фильтрация, ресурс двигателя

OPPORTUNITIES FOR IMPROVING THE EFFICIENCY OF INTAKE AIR CLEANING IN INTERNAL COMBUSTION ENGINES OF MINING MACHINERY

Djuraev R.U., Kauymov U.E.

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Abstract. Under open-pit mining conditions, internal combustion engines operate in environments with a high concentration of abrasive dust, which leads to intensive wear of the cylinder–piston group, power reduction, increased fuel consumption, and a decrease in engine service life. This paper presents a comprehensive analysis of the influence of the particle size distribution and concentration of dust in the intake air on the tribological condition of key engine components, the parameters of the oil film, and the operational performance of the power unit. It is shown that particles with sizes of 5–20 μm pose the greatest risk, causing accelerated abrasive wear and deterioration of combustion chamber sealing. Based on theoretical considerations and operational data, the necessity of improving the efficiency of intake air purification is substantiated.

A design of a multi-stage combined air filtration system is developed and proposed, including multicyclone pre-cleaning, two-stage electrostatic separation, and final purification using a conventional filter element. The proposed system ensures effective capture of particles within a wide size range (0.1–20 μm) under low aerodynamic resistance and increases the overall filtration efficiency up to 95%. The implementation of the developed system makes it possible to reduce the wear rate of the cylinder–piston group, extend the service life of both the base filter and the engine as a whole, decrease specific fuel consumption, and improve the operational reliability of mining machines under high-dust conditions.

Keywords: internal combustion engine, air filter, air pollution, wear, cylinder, piston, piston rings, dust particles, wear rate, engine service life, engine power, filtration, abrasive particles, multi-stage filtration, multicyclone, electrostatic filtration, engine durability.

Введение

Надёжность эксплуатации и ресурсосбережение горных машин означают снижение производственных затрат с целью повышения высокой экономической эффективности не только на уровне отдельных хозяйствующих субъектов, но и в масштабах государства в целом. В настоящее время в связи с истощением запасов многих месторождений полезных ископаемых, расположенных в благоприятных геологических условиях и на высоких горизонтах, возникает необходимость интенсификации добычи новых запасов полезных ископаемых. Однако большинство запасов полезных ископаемых залегает на больших глубинах и в сложных геологических условиях, вследствие чего процессы их добычи и транспортировки являются достаточно сложными [1].

При эффективной разработке месторождений полезных ископаемых и выполнении установленных производственных планов роль машин и механизмов, оснащённых двигателями внутреннего сгорания, является исключительно важной, а обеспечение их эксплуатационной надёжности и ресурсосбережения относится к числу актуальных проблем.

Эксплуатация двигателей внутреннего сгорания в условиях высокой запылённости воздушной среды оказывает серьёзное влияние на их техническое состояние и срок службы. Известно, что наличие в воздухе твёрдых частиц, особенно мелкодисперсных фракций размером менее 10 мкм, существенно ускоряет процессы абразивного, адгезионного и коррозионно-механического износа.

Во время движения автотранспорт засасывает окружающий воздух, содержащий определённое количество пыли. В сухую погоду её концентрация достигает около 60–70 мг/м³, в состав пыли входят оксиды кальция, железа, кремния и другие компоненты [2].

Поверхностная твёрдость пылевых частиц оксида кремния (кварца) в 2 раза превышает твёрдость высококачественных сталей. Двигатель средней мощности за 1 час работы засасывает приблизительно 3000 м³ воздуха. При отсутствии очистки воздуха в течение одной рабочей смены в цилиндры двигателя может попасть несколько килограммов пыли. Твёрдые частицы вызывают интенсивный износ цилиндров, поршней и других трущихся

деталей, что приводит к значительному сокращению срока службы двигателя.

Материалы и методы.

Минеральная пыль, формирующаяся при буровзрывных, экскавационных и транспортных работах, характеризуется высокой абразивной способностью. Размеры частиц пыли варьируются от 1 до 100 мкм. Особенно опасны мелкодисперсные фракции размером менее 10 мкм, способные проникать через фильтрующие элементы воздушных систем и оказывать разрушительное воздействие на цилиндро-поршневую группу.

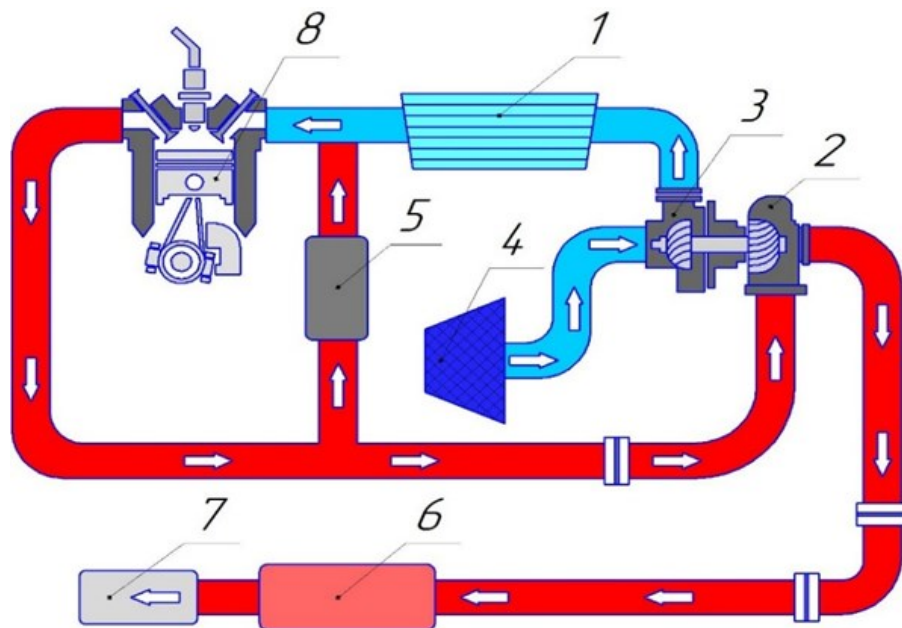
Работа двигателя внутреннего сгорания в условиях высокой пылевой среды сопровождается множеством деструктивных процессов, которые затрагивают как воздухозаборную систему, так и элементы цилиндро-поршневого узла, турбонаддув, систему смазки и даже систему охлаждения. На рисунке 1 показана функциональная структура впускной системы двигателя внутреннего сгорания и совокупность её элементов, которая показывает соприкосновение пылевых частиц, проникших в двигатель с воздухом с её основными узлами.

Когда двигатели внутреннего сгорания получают достаточно чистый воздух, снижение их мощности в процессе эксплуатации в среднем не превышает 5–7%. Эта ситуация связана с обычным износом цилиндро-поршневой группы, а интенсивность деградации показателей остаётся в пределах допустимых эксплуатационных норм.

В условиях высокой запылённости двигатели внутреннего сгорания теряют в мощности в среднем до 15–18%, что объясняется абразивным износом деталей цилиндро-поршневой группы. Загрязняющие частицы попадают в цилиндр, действуют как твёрдый абразив и ускоряют износ стенок цилиндра, поршневых колец, втулок поршневого пальца и основных подшипников. В результате увеличивается утечка газов, падает степень сжатия и растёт доля механических потерь [3;4].

Кроме того, из-за загрязнения моторного масла абразивными частицами ухудшаются его свойства, увеличиваются силы трения, что также приводит к снижению мощности двигателя.

В пыльной среде воздухозаборная система быстро загрязняется, фильтры теряют пропускную способность. Это ведёт к росту



1 – охладитель воздуха (интеркулер), 2 – турбина, 3 – компрессор, 4 – воздушный фильтр, 5 – система ЕГР, 6 – дизельный сажевый фильтр, 7 – выпускной глушитель, 8 – ДВС.

Рис. 1. функциональная структура впускной системы двигателя внутреннего сгорания.

сопротивления на впуске и снижению мощности двигателя, а также повышенному расходу воздушного фильтра что также приводит к увеличению эксплуатационных затрат. На рисунке 2 показана воздушный фильтр карьерного автосамосвала до эксплуатации и после эксплуатации 50 мото-часов.

Из выше приведенного рисунка видно, что за 50 мото-часов эксплуатации воздушный фильтр полностью загрязнился, в то время как её ресурс является 250 мото-часов, то есть ресурс фильтра сократился в 5 раз.



А-до эксплуатации; Б-после эксплуатации 50 мото-часов.

Рис. 2. Загрязненность воздушного фильтра карьерного автосамосвала.

Вместе с потоком всасываемого воздуха в цилиндры двигателя попадает значительное количество загрязняющих веществ. Величину расхода воздуха на впуске двигателя внутреннего сгорания можно определить по теоретическому соотношению:

$$Q_{вп} = \frac{V_d \cdot n_d \cdot \eta_n \cdot 60}{1000 \cdot k} \quad (1)$$

где: V_d – рабочий объём двигателя [дм³],

n_d – частота вращения двигателя [об/мин],
 k – кратность хода поршня (2 – для четырёхтактных двигателей, 1 – для двухтактных),
 η_n – коэффициент наполнения, значение которого следует принимать в зависимости от типа двигателя. Для двигателя без наддува $\eta_n = 0,85$, для двигателя с наддувом и воздушным охлаждением $\eta_n = 1,85$ [5].

Максимальный объёмный расход воздуха, формируемый во впускной такт при достижении двигателем предельного режима

мощности $n_{д.маx}$, для рассматриваемых силовых установок определяется следующей величиной:

Таблица 1

Сравнительные параметры двигателей карьерных автосамосвалов и их максимальный расход воздуха на впуске

Автосамосвал/ двигатель	Рабочий объём двигателя (L)	Крутящий момент (макс.)	Расхода воздуха на впуске (м³/ч)	Реалистичный диапазон расхода воздуха на впуске
БелАЗ (вариант с Cummins KTA50)	50.3	1800	4995	4724 – 5267.
CAT 785C (Cat 3512B)	51.8	1750	4953	4681 – 5225.
Komatsu HD785-7 (SAA12V140E-3)	30.5	1900	3164	2990 – 3338.

В процесс всасывания рабочей смеси неизбежно вовлекаются посторонние аэрозольные и твердые частицы, которые в значительных количествах проникают в цилиндры двигателя вместе с воздухом. Например, в ходе эксплуатации автосамосвала двигатель с рабочим объемом $V_d = 30 \text{ дм}^3$, передвигаясь по твердым покрытиям со средней скоростью $v = 35 \text{ км/ч}$ и при концентрации пыли в атмосфере $C_m = 10 \text{ мг/м}^3$, в цилиндры двигателя за пробег 20 000 км поступает свыше 7,32 кг пылевых частиц вместе с всасываемым воздухом.

Пылевые частицы попадая в цилиндро-поршневую группу вследствие наличия в нём твёрдых частиц, проявляют абразивное разрушение поверхностей узлов, смазываемых моторным маслом.

Корректная и долговечная работа которых обеспечивается наличием смазочной среды. Смазка формирует разделяющую плёнку, уменьшающую механические потери на трение и существенно снижая интенсивность изнашивания этих элементов.

Твёрдые минеральные частицы проникая в цилиндр вместе со всасываемым воздухом, в зазоры между рабочими поверхностями гильзы, поршня и поршневых колец, внедряются в контактную зону, нарушают условия трения и существенно ускоряют абразивный износ сопряжённых элементов.

Мелкодисперсные частицы пыли, размеры которых меньше минимальной толщины масляной плёнки h_{min} , внедряются в зазоры между поршневыми кольцами и цилиндром в процессе возвратно-поступательного движения поршня. При контакте с рабочими поверхностями узла «поршень-поршневое кольцо-цилиндр» такая абразивная среда способствует ускоренному разрушению структуры материалов сопряжённых элементов.

В двигателе внутреннего сгорания, работающем при переменных оборотах и нагрузках, минимальная толщина масляной плёнки h_{min} является величиной изменяющейся во времени. Она определяется вязкостью смазочного масла η , которая зависит от температуры рабочей среды, относительной скорости вращения сопряжённых поверхностей v_w , и обратно пропорциональна приложенной нагрузке N на элементы двигателя.

$$h_{min} = C \cdot \frac{\eta \cdot v_w}{N} \quad (2)$$

где C – коэффициент, учитывающий геометрические размеры и параметры сопрягаемых элементов.

η – динамическая вязкость смазочного материала, Па·с;
 v_w – относительная скорость скольжения поверхностей, м/с;
 N – нормальная нагрузка в зоне контакта, Н.

Такое соотношение позволяет количественно оценивать динамику изменения толщины смазочной плёнки в различных режимах работы двигателя и прогнозировать условия возникновения граничного смазывания.

На рисунке 3 приведена образование масляной плёнки в паре поршень-поршневые кольца-цилиндр.

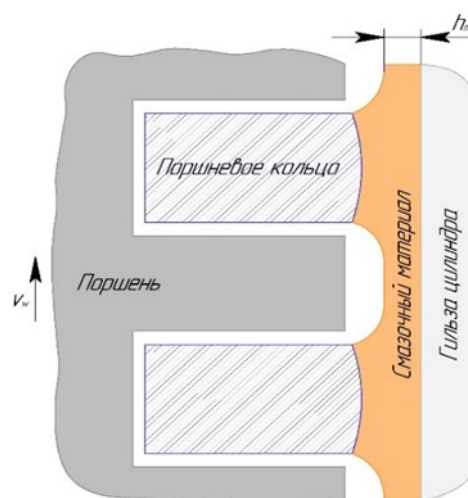


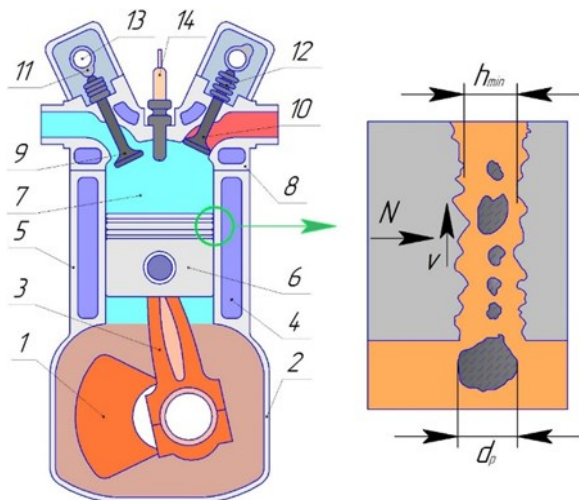
Рис. 3. Образование масляной плёнки в паре: поршень-поршневые кольца-цилиндр.

В стандартных сопряжениях деталей двигателей внутреннего сгорания толщина масляной плёнки изменяется в широком диапазоне из-за переменной нагрузки двигателя, колебаний частоты вращения и температуры масла. В типичных условиях значения минимальной толщины плёнки h_{min} находятся в пределах от 0,5 до 50 мкм.

Абразивный износ возникает в тех случаях, когда в результате увеличения действующей нагрузки N — вызванной ростом механической нагрузки, повышением температуры или снижением вязкости масла — две сопрягаемые поверхности сближаются до минимального расстояния $d_p \geq h_{min}$ (рис. 4). Частицы пыли, как правило, имеют неправильную форму и обладают острыми многогранными кромками. Частицы пыли способны вызывать царапины, формировать борозды и отделять микроскопические металлические фрагменты, которые внедряются в структуру материала элементов, составляющих узел двигателя. В результате колебаний толщины масляной плёнки между сопрягаемыми поверхностями находящиеся в ней пылевые частицы могут разрушаться и дробиться на более мелкие фрагменты. Образовавшиеся мелкие частицы способны проникать в зазоры между поверхностями, где толщина масляной плёнки становится минимальной,

что повышает вероятность абразивного износа.

Схематическая модель зоны взаимодействия узла «поршень-поршневые кольца-цилиндр» с минеральными частицами пыли показана на рисунке 4, из-за минимальной толщины масляной плёнки, возникающей в узлах двигателя, все пылевые частицы размером более 1 мкм способствуют ускоренному абразивному износу элементов. При этом абразивная агрессивность частиц существенно снижается, если их размеры меньше 5 мкм. Частицы пыли менее 1 мкм представляют особую опасность, так как действуют на поверхность цилиндра подобно полирующей пасте, масло плохо удерживается на отполированной поверхности, что нарушает формирование масляной пленки и ускоряет износ сопряжённых элементов [6].



1 - коленчатый вал, 2 - картер, 3 - шатун, 4 - охлаждающая жидкость, 5 - блок цилиндров, 6 - поршень, 7 - камеры сгорания, 8 - головка блока цилиндров, 9 - впускной клапан, 10 - выпускной клапан, 11 - кулачок, 12 - пружины клапанов, 13 - распредвал, 14 - форсунка (распылитель).

Рис.4. Схематическая модель зоны взаимодействия узла «поршень-поршневые кольца-цилиндр» с минеральными частицами пыли.

Частицы пыли размером более 1 мкм вызывают ускоренный абразивный износ, однако максимальный эффект наблюдается для Частицы пыли размером 7–18 мкм (рис. 5а). Аналогичная зависимость, отражающая износ верхнего поршневого кольца дизельного двигателя, представлена на графике (рис. 5б).

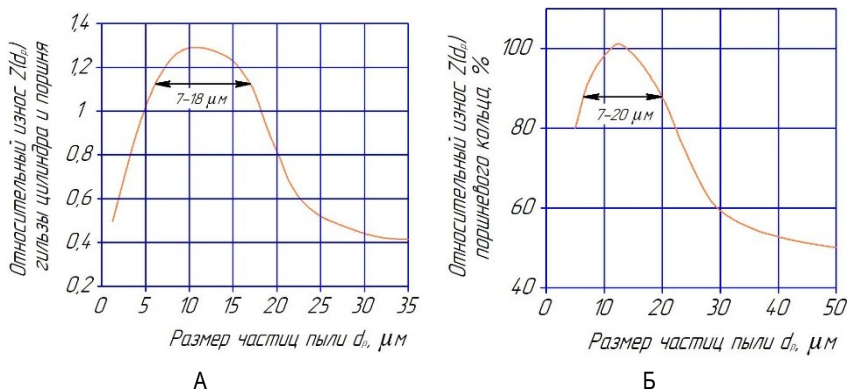


Рис. 5. Влияние размера пыли на относительный износ А) гильзы цилиндра и поршня, Б) поршневого кольца

Наибольший абразивный эффект для этого кольца отмечен для частиц в диапазоне 7–20 мкм. Пылинки меньших размеров (до 5 мкм) и крупных (свыше 20 мкм) вызывают примерно одинаковый уровень износа, значительно меньший по сравнению с диапазоном 7–20 мкм.

Результаты и обсуждение:

Результаты, изложенные демонстрируют выраженную зависимость интенсивности износа основных трибосопряжений двигателя внутреннего сгорания — коренных и шатунных подшипников, а также маслосъёмного кольца — от гранулометрического состава абразивных включений в смазочном масле.

Износ рабочей поверхности гильзы цилиндра и поршневых колец приводит к нарушению герметичности камеры сгорания, что вызывает утечки сжимаемой рабочей среды. Это, в свою очередь, сопровождается снижением давления в конце такта сжатия, ухудшением условий воспламенения топливозвоздушной смеси и уменьшением эффективной мощности двигателя. Одновременно наблюдается рост удельного расхода топлива, обусловленный снижением термодинамической эффективности рабочего цикла.

Увеличение радиальных и осевых зазоров в системе «поршень – поршневые кольца – цилиндр» способствует интенсификации прорыва отработавших газов в картер двигателя. Данный процесс приводит к повышению температуры смазочного масла, ускорению его термоокислительного старения и снижению смазывающих свойств. Кроме того, поток газов вызывает унос масляных паров и капель, что усугубляет расход масла и загрязнение системы выпуска. На рисунке 6 приведены характерные виды износа поверхности цилиндра.

На сегодняшний день практика применения воздушных фильтров в двигателях внутреннего сгорания показывает, что фильтры эффективно задерживают частицы размером до 10 мкм, в то время как более мелкие частицы проходят через фильтр. Кроме того, после каждого цикла очистки способность фильтра удерживать мелкодисперсные частицы уменьшается.

Существует прямая зависимость между размерами пылевых частиц в всасываемом воздухе и степенью износа цилиндров, поршней и поршневых колец. Ниже на рисунке 7 приведена зависимость относительного износа цилиндров, поршней и поршневых колец от размеров пылевых частиц [7;8].

На приведённом графике низкая степень износа, обусловленная крупными частицами, объясняется не их малой абразивной способностью, а эффективным их удержанием фильтром.

Поршневые кольца работают в условиях предельного трения и считаются крайне чувствительными, поэтому показатели их износа высоки. Также из-за большой контактной поверхности цилиндра абразивный износ здесь также значителен. Низкая степень износа поршня объясняется тем,

что он не полностью контактирует с цилиндром, контакт периодический, что позволяет масляной плёнке восстанавливаться и уносить частицы вместе с маслом [9].

Частицы пыли размером более 1 мкм вызывают абразивный износ, однако наибольшее влияние наблюдается у частиц размером 5–12 мкм.

Анализ влияния загрязнённости воздуха на ресурс двигателя внутреннего сгорания показывает, что увеличение количества пыли снижает срок службы узлов двигателя, а также сокращает ресурс воздушного фильтра, что в итоге приводит к снижению эффективности эксплуатации.



A)



Б)

Рис. 6. Характерные виды износа рабочих поверхностей цилиндра ДВС.

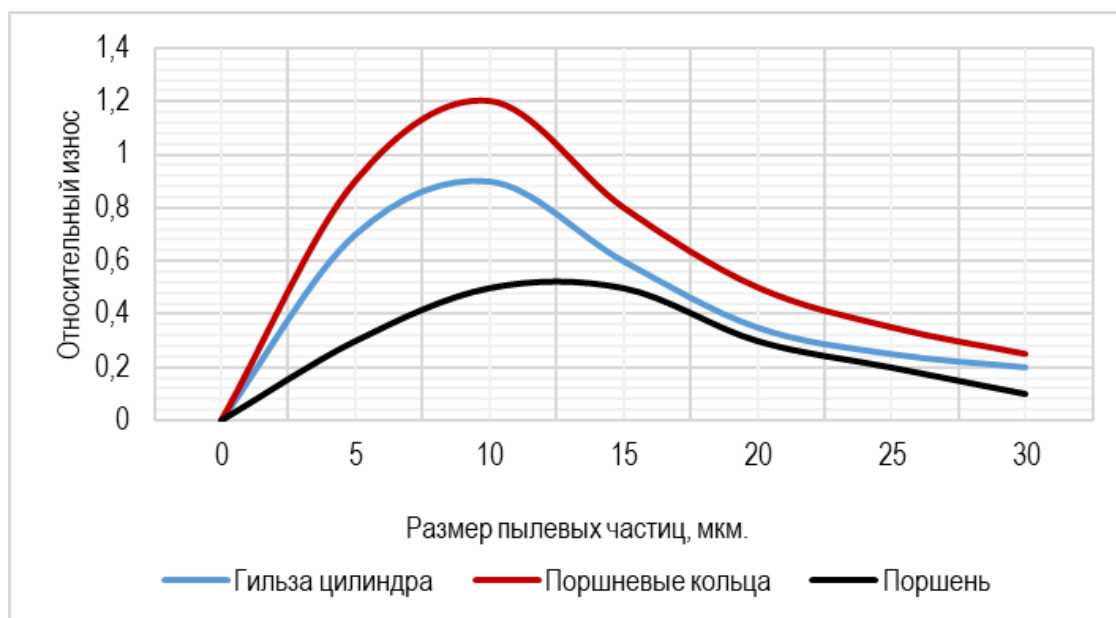


Рис. 7. Зависимость относительного износа от размера частиц пыли.

На приведённом выше графике низкая степень износа, обусловленная крупными частицами, объясняется не их малой абразивной способностью, а эффективным их удержанием фильтром.

Поршневые кольца работают в условиях предельного трения и считаются крайне чувствительными, поэтому показатели их износа высоки. Также из-за большой контактной поверхности цилиндра абразивный износ здесь также значителен. Низкая степень износа поршня объясняется тем, что он не полностью контактирует с цилиндром, контакт периодический, что позволяет масляной плёнке восстанавливаться и уносить частицы вместе с маслом [9].

Частицы пыли размером более 1 мкм вызывают абразивный износ, однако наибольшее влияние наблюдается у частиц размером 5–12 мкм.

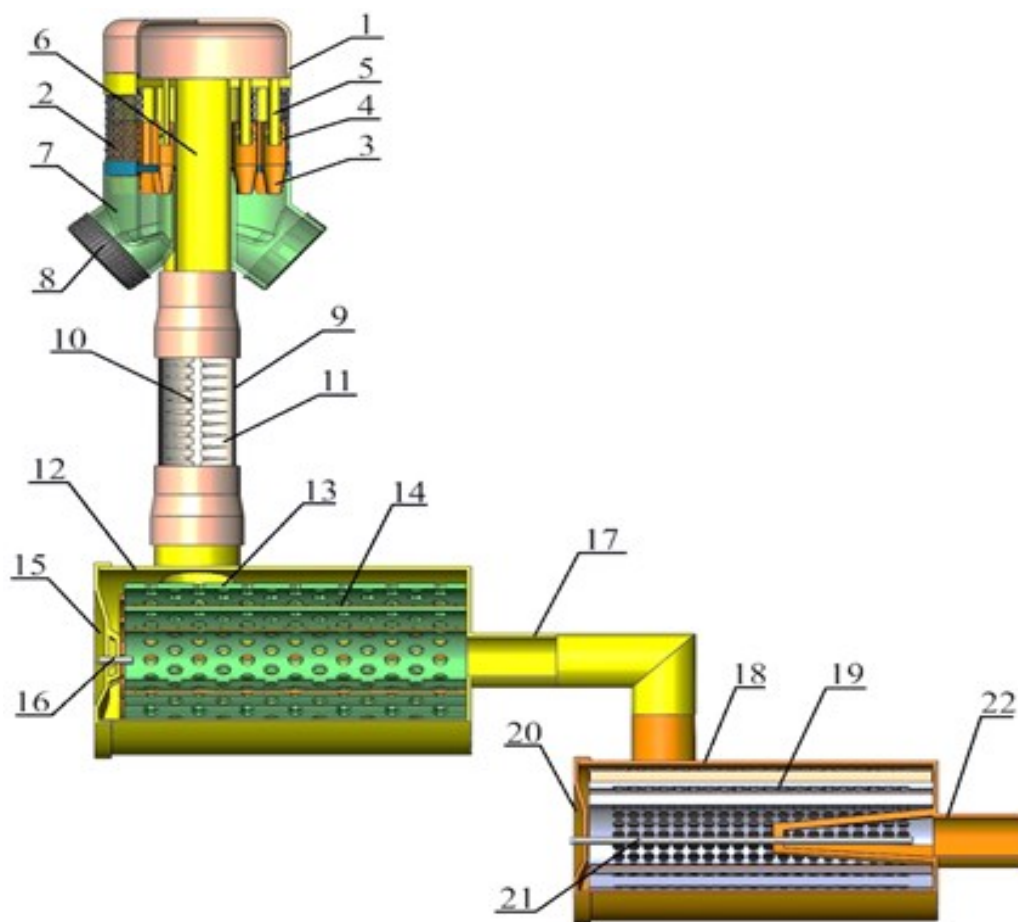
Анализ влияния загрязнённости воздуха на ресурс двигателя внутреннего сгорания показывает, что увеличение количества пыли снижает срок службы узлов двигателя, а также сокращает ресурс воздушного фильтра, что в итоге приводит к снижению

эффективности эксплуатации.

Таким образом, повышение эффективности и надёжности эксплуатации двигателей внутреннего сгорания возможно за счёт совершенствования системы фильтрации воздуха. В этой связи возникает необходимость создания новых инновационных конструкций воздушных фильтров, обеспечивающих эффективную очистку воздуха.

О возможности повышения эффективности фильтрации воздуха ДВС.

В процессе эксплуатации двигателей внутреннего сгорания заполнение воздушного фильтра пылевыми частицами снижает его воздухопроницаемость, то есть сопротивление всасыванию воздуха увеличивается, в результате чего возникают дополнительные потери энергии и чрезмерный выброс выхлопных газов. Частая очистка воздушного фильтра также снижает его фильтрующую способность, так как после каждого цикла очистки поры фильтрующего материала расширяются, и способность задерживать крупные частицы пыли теряется.



1-мультициклонный воздушный фильтр, 2-сетка, 3-циклон, 4-завихритель, 5-труба, 6-всасывающий воздуховод, 7-пылесборник, 8-крышак, 9-корпус первичного электростатического фильтра, 10-игольчатый стержневой электрод, 11-цилиндрическая металлическая труба, 12-корпус конечного электростатического фильтра, 13-электрод в виде металлической пластины, 14- игольчатый стержневой электрод, 15-крышка, 16-стержень, 17-воздуховод, 18- воздушный фильтр, 19-фильтрующий элемент, 20-крышка, 21-стержень, 22-воздухоподводящий трубопровод к двигателю.

Рис. 8. Многоступенчатый комбинированный воздушный фильтр.

С целью повышения эффективности и срока службы воздушного фильтра, а также уменьшения попадания пылевых частиц в двигатель внутреннего сгорания, предлагается устройство многоступенчатой фильтрации воздуха, которое работает на основе первичной очистки в мультициклонных и электростатических фильтрах. На рисунке 8 приведена конструкция многоступенчатого комбинированного воздушного фильтра, предназначенного для применения в двигателях внутреннего сгорания.

Многоступенчатый комбинированный воздушный фильтр работает следующим образом, всасываемый в двигатель воздух сначала проходит через сетки (2) мультициклонного воздушного фильтра (1) и попадает в циклоны (3), где он завихряется с помощью завихрителя (4), и из воздушного потока отделяются крупные частицы пыли, которые собираются в пылесборнике (7). Очищенный воздух через выходной патрубок циклона (5) поступает в двигатель через всасывающий воздуховод (6) в первичный электростатический фильтр (9). В этом фильтре мелкие пылевые частицы воздуха получают первоначальный заряд, часть из них задерживается на стенках цилиндрической трубы (11), а оставшаяся основная масса направляется в конечный электростатический фильтр (12).

Электростатический фильтр работает следующим образом, внутри фильтра (12) расположены электроды (13, 14), к которым подается напряжение. Когда загрязнённый воздух проходит через эту зону, пылевые частицы приобретают электрический заряд. Затем воздушный поток попадает в зону между осадительными электродами (14), один из которых имеет положительный заряд, а другой отрицательный. Под воздействием электрического поля заряженные пылевые частицы отклоняются от воздушного потока и притягиваются к электродам с противоположным зарядом. Частицы оседают на поверхности электродов и удерживаются там за счёт электростатических сил в виде слоя пыли.

Очищенный от мелкой пыли поток воздуха через воздуховод (17) поступает в основной воздушный фильтр (18) и далее подается в цилиндр двигателя внутреннего сгорания.

Выводы

Комбинированный воздушный фильтр на основе **мультициклона и электростатического фильтра** возможно является одной из самых эффективных схем очистки воздуха для ДВС, особенно при работе в **загрязнённых условиях**. Его преимущества проявляются за счёт сочетания **инерционной и электростатической** очистки. Мультициклон эффективно удаляет крупные и средние частицы 8-20 мкм, а электростатический фильтр улавливает мел-

кодисперсные частицы 0,1-2 мкм которые не удерживаются обычными фильтрами, что дает возможность повысить эффективность фильтрации воздуха до 95%.

В мультициклоне очистка происходит без участия фильтрующего материала, за счет центробежных сил, в электростатическом фильтре нет плотной пористой структуры, создающей сопротивление. Поэтому потери давления и гидравлические сопротивления незначительны. При установке таких фильтров перед базовым воздушным фильтром возникающие гидравлические сопротивления снижаются увеличением размеров фильтра и проходного сечения воздухопроводов.

Применение разработанного нами многоступенчатого комбинированного воздушного фильтра позволяет увеличить ресурс базового воздушного фильтра за счет удаления и сбрасывания основной массы пыли мультициклоном, что является актуальным при эксплуатации двигателей внутреннего сгорания в запыленных условиях, позволяет снизить износ цилиндро-поршневой группы и увеличивает срок службы клапанов и седел. Также, за счет эффективной очистки воздуха обеспечивается полное сгорание топлива, что приводит к снижению удельного расхода топлива.

Библиографический список:

1. Teng, G., Shi, G., & Zhu, J. (2022). Influence of pleated geometry on the pressure drop of filters during dust loading process: Experimental and modelling study. *Scientific Reports*, 12, 20331. <https://doi.org/10.1038/s41598-022-20331>
2. Allam, S., & Mimi Elsaid, A. (2020). Parametric study on vehicle fuel economy and optimization criteria of pleated air filter designs to improve the performance of an I.C. diesel engine: Experimental and CFD approaches. *Separation and Purification Technology*, 241, 116680. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2020.116680>
3. Dziubak, T. (2024). Experimental testing of filter materials for two-stage inlet air systems of internal combustion engines. *Energies*, 17, 2462. <https://doi.org/10.3390/en17112462>
4. Kayumov, U. E., & Pardaeva, Sh. S. (2025). Influence of dust on the operation of internal combustion engines in BELAZ mining dump trucks. *Universum: Technical Sciences*, 2(8), 64–69.
5. Donaldson Company. (n.d.). Engine air cleaners, service parts and accessories. Retrieved from <https://www.donaldson.com/content/dam/donaldson/engine-hydraulics-bulk/catalogs/air-intake/emea/f116005/Air-Intake-Product-Guide.pdf>
6. Seok, J., Chun, K. M., Song, S., & Lee, S. (2015). Study on the filtration behavior of a metal fiber filter as a function of filter pore size and fiber diameter. *Journal of Aerosol Science*, 81, 47–61. <https://doi.org/10.1016/j.jaerosci.2014.11.006>
7. Sun, Z., Liang, Y., He, W., Jiang, F., Song, Q., Tang, M., & Wang, J. (2019). Filtration performance and loading capacity of nano-structured composite filter media for applications with high soot concentrations. *Separation and Purification Technology*, 221, 175–182. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2019.03.049>
8. Kayumov, U. E., Pardaeva, S. S., & Akhmedov, A. S. (2025). Comprehensive analysis of technological and operational factors contributing to elevated diesel fuel consumption in BELAZ dump trucks operating in open-pit mining conditions. *Modern Education and Development*, 26(5), 154–158.
9. Pardaeva, S., Kayumov, U., & Kaxharov, O. (2025). Analysis of factors influencing the increased consumption of diesel fuel by BELAZ dump trucks in a quarry. *Scientific and Technical Journal of Namangan Institute of Engineering and Technology*, 10(1), 237–243.

CURRENT STATUS AND FUTURE PROSPECTS OF COAL MINING IN PAKISTAN



Arzoo Batool,
University of Karachi, Faculty of
Science



Santosh Kumar,
China University of Mining and
Technology, School of Mines



Niaz Muhammad Shahani,
China University of Mining and
Technology, School of Mines

Abstract. The coal mining sector in Pakistan is a key contributor towards the socio-economic uplift of the mineral sector, as well as the country's energy needs and social security. Data scarcity related to the mining accidents results in recurring fatalities and injuries, costing lives, money, and time, making the ongoing coal mining operations more risky, expensive, and complex. Research regarding the underlying factors culminating in accidents is indispensable to understanding the subject matter well and overcoming it by devising effective strategies accordingly. Hence, without the provision of relevant data, it becomes impossible to investigate the underlying dynamics, consequences, and remedial measures of mine accidents. Furthermore, the lack of will to adopt technology further adds to the problems of the mining industry. This study aims to present different aspects that directly and indirectly affect the safety of the underground coal mining industry in Pakistan, namely data scarcity, lack of research, and application of technology. In addition, this study presents the predicted situation of the mining sector in the next 30 years in Pakistan based on the exponential triple smoothing method analysis. Moreover, effective strategies are also proposed to overcome potential safety problems in Pakistan's coal mining industry.

Keywords: coal mining sector in Pakistan; data scarcity; research gap; safety issues in Pakistan's mining industry; lack of technology

Acknowledgments: Our sincere thanks go to the anonymous reviewers for their valuable comments and suggestions.

Conflicts of Interest: The authors declare no potential conflict of interest.

POKISTONDA KO'MIR QAZIB OLIISHNING HOZIRGI HOLATI VA KELAJAK ISTIQBOLLARI

A. Batool¹, S. Kumar², N. M. Shahani²

¹ Karachi universiteti, Fanlar fakulteti, Pokiston Islom Respublikasi

² Xitoy Konchilik va Texnologiyalar Universiteti, Konchilik maktabi, Xitoy Xalq Respublikasi

Annotatsiya. Pokistonda ko'mir qazib olish sohasi mineral resurslar sektorining ijtimoiy-iqtisodiy rivojlanishida, shuningdek mamlakatning energiya ehtiyojlari va ijtimoiy xavfsizligini ta'minlashda muhim o'rin tutadi. Tog'-kon avariylari bo'yicha ma'lumotlarning yetishmasligi o'lim va jarohatlanish holatlarining takrorlanishiga olib kelib, inson hayoti, moliyaviy resurslar va vaqt yo'qotilishiga sabab bo'lmoqda hamda amaldagi ko'mir qazib olish jarayonlarini yanada xavfli, qimmat va murakkab qilmoqda. Baxtsiz hodisalarga olib keluvchi asosiy omillar bo'yicha tadqiqotlar mavzuni chuqur anglash va muammoni samarali strategiyalar ishlab chiqish orqali bartaraf etish uchun zarur hisoblanadi. Shu bois, tegishli ma'lumotlar mavjud bo'lmagan sharoitda tog'-kon avariylarining ichki mexanizmlari, oqibatlari va ularni bartaraf etish choralarini o'rganish imkonsizdir. Bundan tashqari, zamonaviy texnologiyalarni joriy etishga bo'lgan yetarli intilishning yo'qligi tog'-kon sanoatidagi muammolarni yanada kuchaytirmoqda. Mazkur tadqiqot Pokistondagi yer osti ko'mir qazib olish sanoatida xavfsizlikka bevosita va bilvosita ta'sir etuvchi turli jihatlarni, xususan ma'lumotlar tanqisligi, ilmiy tadqiqotlar yetishmasligi hamda texnologiyalarni qo'llash masalalarini yoritishga qaratilgan. Shuningdek, eksponensial uch martalik silliqlash usuli asosida Pokistonda keyingi 30 yil davomida tog'-kon sektorining kutilayotgan holati prognoz qilinadi. Bundan tashqari, Pokiston ko'mir qazib olish sanoatida yuzaga kelishi mumkin bo'lgan xavfsizlik muammolarini bartaraf etish uchun samarali strategiyalar taklif etiladi.

Kalit so'zlar: Pokistonda ko'mir qazib olish sohasi; ma'lumotlar tanqisligi; tadqiqotlar bo'shligi; Pokiston tog'-kon sanoatida xavfsizlik muammolari; texnologiyalar yetishmasligi.

Pakistan ranks 7th among the top coal-rich countries [1], with about 185 billion tons of reserves. However, the sector has remained underdeveloped for years due to limited financial resources and technical barriers [2]. Table 1 shows the total coal resources in Pakistan (in billions of tons). The coal varieties range from lignite to sub-

bituminous and bituminous coal. It contains some of the largest lignite deposits in Asia; lignite-bearing varieties make up approximately 97% of the blend [3]. Annual production stood at 4 million tons in 2018; after the development of Thar Coalfield's Block-II, production reached approximately 7 million tons in 2020 [6]. Howev-

er, an additional 4 million tons need to be imported annually to meet the country's energy requirements [7]. The mining sector in Pakistan is among the most underdeveloped and, even today, has not been accorded the status of an industry [8]. Immense potential exists for coal-fired power generation, but the authorities and the government have yet to exploit and utilize the resource effectively for socio-economic growth [9]. Current production remains very low compared to neighboring countries such as China, India, and Bangladesh, underscoring the general energy crisis in Pakistan. Shortfalls in generation capacity are evident in daily outages of approximately 8 to 12 hours for households and industry [10,11]. In 2011–2012, coal accounted for about 10% of the energy mix, with the cement and brick-kiln industries accounting for 60% and 40%, respectively, of coal use [12]. As such, coal remains a significant driver of economic growth, but mining conditions continue to be considered among the most dangerous.

The scarcity of data in mine accidents has been responsible for the continuous death toll in the sector, having touched lives, the economy, and time, making coal mine practices harder to control and unsustainable in their current form. During the last decade, the mining sector in Pakistan has recorded the highest impact of safety concerns, with an increase in fatal mine accidents. With data showing that 414 coal miners have lost their lives in varying incidents such as suffocation, gas explosion, roof fall, and many others, with roof fall being the leading reason, in the period between 2010 and 2019 [13,14]. The year 2020 alone witnessed the death of around 100 coal miners in 72 accidents in Balochistan [15]. The figure could be higher, with estimates by the Pakistan Central Mines Labor Federation indicating that the death toll could be anything between 100 and 200 annually. The recent data indicates that over 318 miners have lost their lives in Balochistan in the last some years [16]. Therefore, data scarcity has led to a situation where there is little to no information on some issues, which has made it hard for any researcher to fully understand the issue at

hand. This has thus resulted in major socio-economic and sustainability issues in the country, as there is little to no research aimed at ensuring that the origin of the issues is identified. Identified issues need proper understanding to avoid missteps in ensuring that appropriate action is taken; this is possible if there is existing information to aid in properly understanding. Lack of information on issues has, therefore, acted as a major obstacle, especially in the country's coal mining sector, mainly due to issues of accessing available information from the authorities and online databases. As a result, there is a major lack of research aimed at ensuring that this issue is understood. This has affected this sector of the country's mining sector, resulting in major losses. Another major issue facing this sector is a lack of technology and a lack of interest in embracing innovations. The world over, the mining sector has mainly adopted modern and advanced technological means to extract mineral resources in a safe and efficient manner. However, in Pakistan, mining operations still rely on more primitive and outdated technologies.

The sector not only becomes more unsafe but also more expensive and complicated. Many researchers have carried out studies on mining safety [1,2,4,17,18]; However, only managerial direction was more stressed in their studies rather than addressing the latest re-design of mining methods in the country's mines. This study aims to discuss various aspects of the mining sector, namely data scarcity, lack of research, and lack of technology, which often lead to serious safety issues in Pakistan. In addition, the exponential triple smoothing (ETS) forecasting method was used for the first time to understand the situation of the mining sector in the next 30 years in coal mines in Pakistan. This study attempts to understand the influencing factors that lead to recurring safety problems in the coal mining sector of Pakistan. To the best of the author's knowledge, the published literature does not report any such study covering this aspect of Pakistan's coal mining industry.

Table 1

Total coal resources in Pakistan [19]

Province / Coal Field	Measured	Indicated	Inferred	Hypothetical	Total
SINDH					
Lakhra	244	629	455	—	1,328
Sonda-Thatta	60	511	2,197	932	3,700
Tharuck	106	310	907	—	1,323
Others	82	303	1,881	—	2,266
Thar	3,407	10,323	81,725	80,051	175,506
Sindh Sub-Total	3,899	12,076	87,165	80,983	184,123
BALUCHISTAN					
Khost-Sharing-Harnai	13	—	63	—	76
Sor-Range/Degari	15	—	19	16	50
Duki	14	11	25	—	50
Mach-Abegum	9	—	14	—	23
Pir Ismail Ziarat	2	2	8	—	12
Chamalong	1	—	5	—	6
Balochistan Sub-Total	54	13	134	16	217
PUNJAB					
Eastern Salt Range	21	16	2	145	235
Central Salt Range	29	—	—	—	29
Makerwal	5	8	9	—	22
Punjab Sub-Total	55	24	11	145	235
TOTAL	4,008	12,113	87,189	81,144	184,575

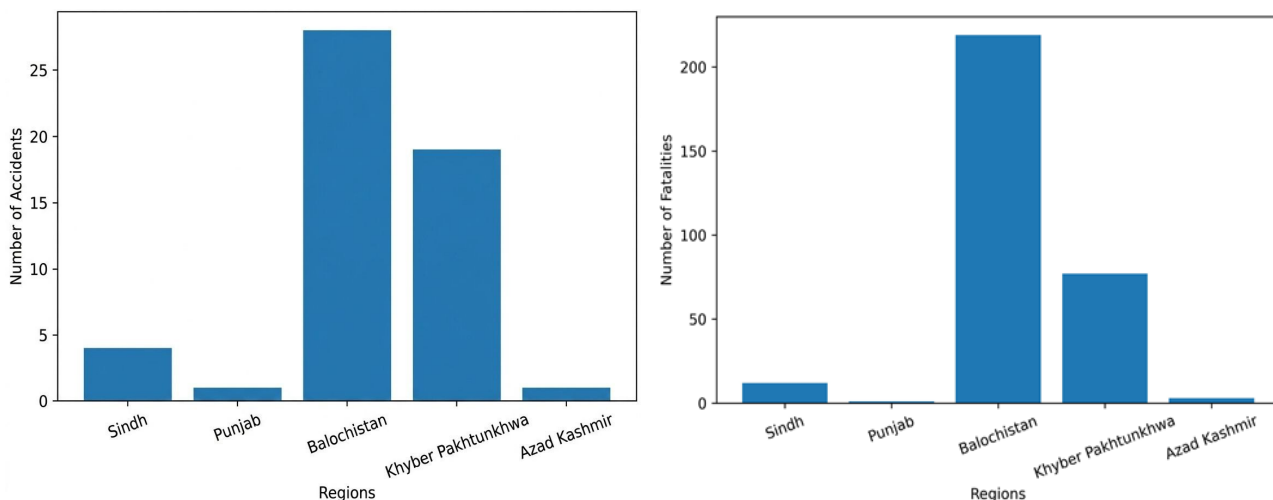


Fig.1 Province-wise accidents and fatalities distribution from 2010 to 2018.

Current Status of Mining

Coal mining is a highly hazardous occupation due to its ability to be prone to a large number of accidents and fatalities [18,20]. The common methods of coal mining in Pakistan are the room and pillar and longwall. The industry exhibits promising prospects with an average annual growth potential of approximately 2-3%. It operates over 5,000 active mines, hosts 50,000 SMEs, and provides direct employment to around 300,000 workers [21]. The deepest coal mining operations in Pakistan have surpassed the 1,000 m [22-24]. An analysis was conducted regarding the statistical study concerning accidents and fatalities in coal mine accidents in Pakistan from the period ranging from 2010 to 2018. Fig. 2 shows that from 2010 to 2018, a total of 53 accidents resulted in 312 deaths in underground coal mines in Pakistan. The data is taken from academic, journalistic, and industrial sources. From Fig. 2, it can be deduced that major fatal accidents occurred in areas including Balochistan, where there were 28 accidents causing 219 fatalities, and Khyber Pakhtunkhwa, where there were 19 accidents causing 77 fatalities, compared to other territories in Pakistan. On average, 6 accidents result in 35 fatalities every year. In Fig. 2, there

are mine collapses that caused about 36% of accidents and 51% of fatalities, totaling 53 accidents and 312 fatalities. Gas explosion ranked 2nd, causing about 19% of accidents and 17% of fatalities, then there were mine blasts that ranked 3rd, causing about 13% of accidents and 16% of fatalities. There was also an accumulation of gases, which caused 11% of accidents and 6% of fatalities, falling stone, causing 10% of accidents and 3% of fatalities, and others, causing 10% of accidents and 7% of fatalities. From the analysis of various accidents, it is deduced that one of the elements that culminated in accidents includes negligence and breach of the effectiveness of adequate safety measures by the administration. In addition, mine collapse, mine blast, and gas explosion can be identified as some of the major causes of fatalities due, of course, to the lack of attention given to the safety measures which must be strictly implemented by the government of Pakistan. However, it must be noted here that the data provided focuses solely on the causes of accidents resulting in specific fatalities, while completely lacking any information regarding the underlying reasons for these accidents.

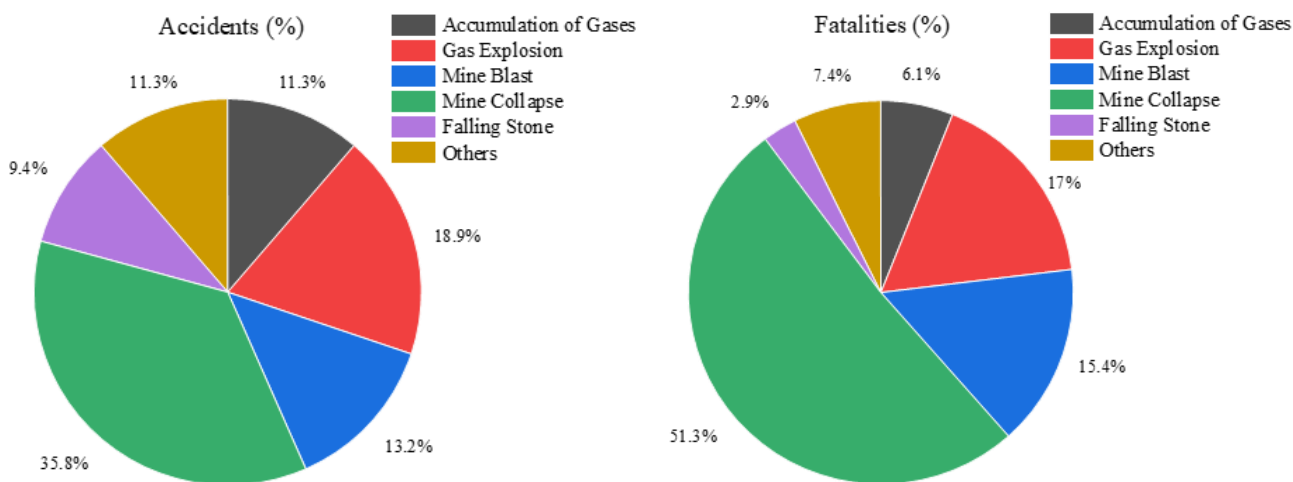


Fig. 2 Cause wise (a) accidents and (b) fatalities from 2010 to 2018 [14].

Future Mining Strategies for Coal in the Country

Keeping in view the overall scenario, it is evident that since Pakistan's independence, coal mining technology has never advanced and remains stuck in a primitive and backward stage, unable to achieve satisfactory results. Except for a few mines, coal extraction still relies on manual labor and animal power. Roof support measures using wooden props are both inadequate and insufficient. This unacceptable practice not only leads to low production efficiency but also causes the miner accident fatality rate to continue rising. As a nation rich in coal resources, Pakistan currently faces a severe energy crisis—partly due to insufficient emphasis on coal development, forcing the country to rely on coal imports. Therefore, effective strategies should be devised by concerned authorities and the government to improve the potential coal mining technologies in Pakistan as;

(1) The relevant authorities and/or online databases must ensure data availability to overcome the nationwide data scarcity, facilitate researchers to fill the research gaps, and suggest effective and appropriate mining technologies for coal mining in Pakistan. According to the literature, Pakistan imports about 4 million tons of coal every year to meet the needs of the country; therefore, the expenditure on coal import should be saved and diverted to research and technology development, and other aspects.

(2) Since Pakistan is a low GDP country, and the majority of coal mines are non-mechanized; thus, semi-mechanized systems should be adopted instead of full mechanization, especially in underground coal mines, to increase the efficiency of coal production and overcome escalating accidents and fatalities. As presented in Fig. 3, the number of accidents and fatalities associated with mine collapses or roof falls can be greatly reduced by adopting a semi-mechanized roof support system in the working area. Furthermore, by doing this, coal productivity can be increased several times compared to the primitive coal mining methods. In addition, as an example, recent research [25,26] has proposed more specific, economic, and safe coal production technologies to develop enormous coal reserves in the Thar coalfield in Pakistan.

(4) Ensuring a safe working environment for miners should be the priority. The mechanization of coal mines can greatly improve production by substituting manual coal cutting efforts and can reduce the coal loss and the number of accidents and fatalities. Moreover, based on the study of mining and geological conditions of Pakistan's coal deposits, the possibilities of moving to a safer full or semi-mechanized pillar mining must be analysed, rather than manual coal extraction (using a miner's pick and shovel).

(5) Inadequate ventilation design can lead to the accumulation of toxic gases and deaths associated with gas explosions; therefore, it is recommended that ventilation be properly designed by maximizing the capacity of fans to ensure proper air circulation, or hazardous areas should be permanently closed and isolated from the working environment. Otherwise, operations in such mines can cause serious safety issues and affect the welfare of coal miners.

(6) Illegal mining and inadequate implementation of internationally suggested mining standards and practices are other issues in the Pakistani coal mining sector, which not only compromise the safety of the mining environment but also reduce the coal productivity of the country. Therefore, ensuring work compliance with the suggested mining laws is recommended.

(7) Based on the literature review and observation during the coal mining visits, made clear an acute lack of awareness in miners about the mining environment and safe mining practices. Additionally, a deficiency of personal protective equipment (PPE) was also observed. Prior to working in mines, the miners should be trained for a certain duration to deal with mining conditions and equipped with proper PPE. In parallel, adequate monitoring of risk factors is regularly suggested.

(8) Both public and private sectors are involved in coal mining operations in Pakistan. A significant number of coal mines run under the private sector are illegally operating in Pakistan. This practice leads towards neglecting human rights and safety standards, for example, underage coal miners, poor working conditions, lower wages, lack of proper equipment, and weak mine structures, etc. Coping with these

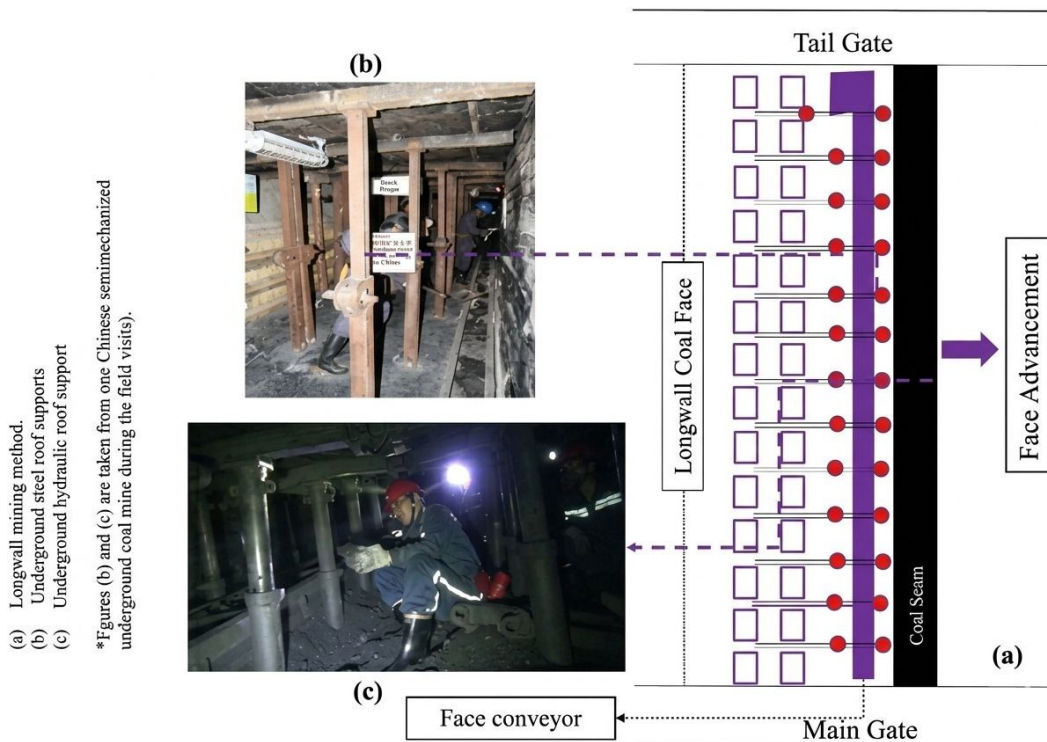


Fig. 3 Suggested arrangement of semi-mechanised longwall mining method in coal mines in Pakistan.

problems, all illegal coal mines should be regularised by the government for adequate checks and balances. Similarly, effective collaboration, like a public-private partnership (PPP), can improve mining safety and health conditions and introduce the latest mining technologies in Pakistan.

(9) Lastly, appropriate budgetary allocation towards the implementation and enforcement of relevant mining laws and regulations is needed to ensure safe mining in Pakistan.

Predicted Situation of the Mining Sector in the Next 30 Years in Pakistan based on Exponential Triple Smoothing Method

Fig. 4 represents the estimated annual coal production (million tons) from 2009 to 2048. As shown at the beginning of the figure, the graph from 2009 to 2018 shows the reported annual coal production;

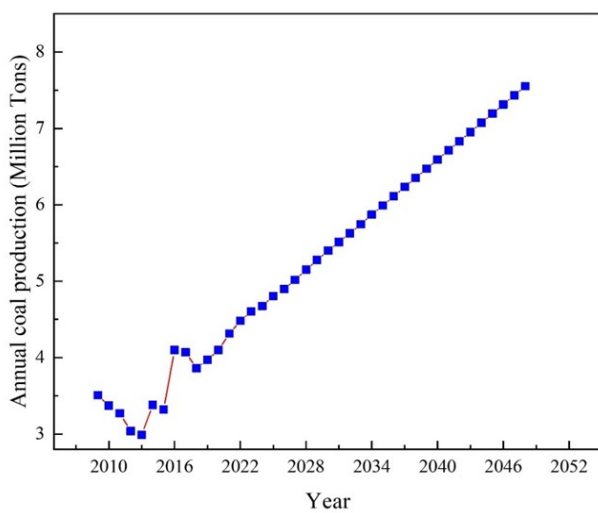


Fig 4 Estimated coal production in the next 30 years In Pakistan

however, the coal production values from 2019 to 2048 are estimated future values for the next 30 years in Pakistan. Based on the exponential triple smoothing (ETS) evaluation, coal production is projected to increase from 3.51 (million tons) in 2009 to 7.55 (million tons) in 2048.

Fig. 5 signifies the estimated annual consumption of coal (million tons) from 2009 to 2048 in Pakistan. According to the figure, the period from 2009 to 2018 shows reported values of coal consumption,

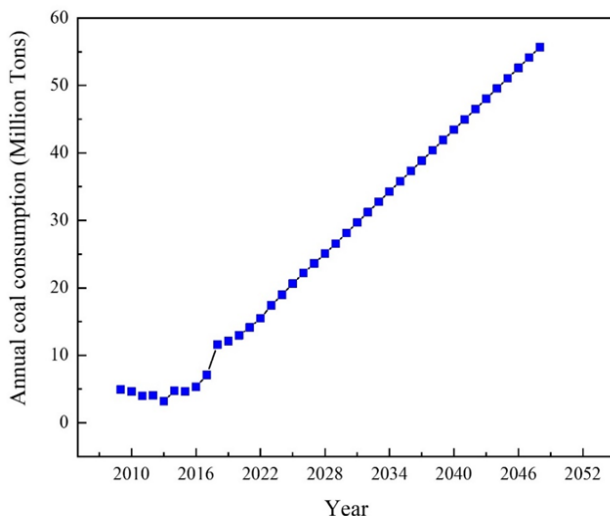


Fig 5 Estimated consumption of coal in the next 30 years in Pakistan

while the values from 2019 to 2048 are the estimated future values of coal consumption for the next 30 years in Pakistan. Therefore, the future forecast shows that coal consumption is significantly increasing from 3.93 (million tons) in 2009 to 55.67 (million tons) in 2048. Despite the grim state of existing coal production, there is a positive indication that coal production will improve in the future, while according to ETS analysis, projected coal consumption is too high.

Fig. 6 represents the annual coal imports (million tons) from 2009 to 2048. The actual reported values of annual coal imports are mentioned starting from 2009-2018. On the other hand, according to ETS analysis, for 2019 to 2048 indicate the projected values for the import of coal for next 30 years. Thus, the coal import is projected to drastically increase from 1.42 (million tons) in 2009 to 49.40 (million tons) in

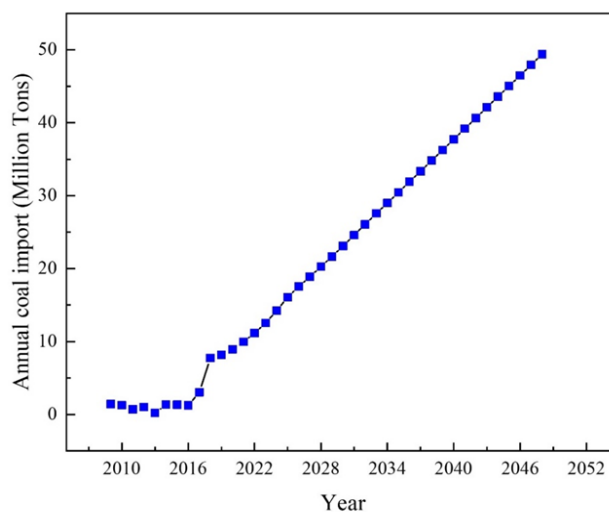


Fig. 6 Estimated coal import in the next 30 years In Pakistan

2048. Similarly, as indicated by ETS analysis, Pakistan will require a large quantity of imported coal in the future.

As mentioned earlier, Pakistan is a low GDP country, and in view of this, this study proposes that utilizing the domestic coal resources, rather than coal import, is significantly beneficial to the socio-economic development of the country. The development of local coal mines can not only address the country's coal demand but can also open up opportunities for stakeholders.

Conclusion

Coal, recognized globally as one of the most abundant and cost-effective energy sources, plays an integral role in development. Pakistan, today, is struggling to manage an energy crisis on an extensive scale, and coal can be used for electricity production. The coal mining sector in Pakistan plays a crucial role in the sustainable development of the mineral industry, as well as in the country's energy and social security. Furthermore, Pakistan's mines suffer from poor working conditions due to primitive operating methods and a lack of skilled labor. Mine collapses, explosions, and gas explosions are the primary causes of fatal injuries among Pakistani coal miners. The Pakistani government has failed to effectively implement necessary safety measures to reduce workplace risks for coal miners, with the absence of safety safeguards being particularly pronounced in Balochistan and Khyber Pakhtunkhwa provinces.

In conclusion, this study highlights the data scarcity, lack of research, and technology as factors leading to the recurring and severe safety threats in underground coal mines in the country. In addition, on the basis of this paper, it is pertinent for the stakeholders to take appropriate steps to improve the existing technology and conduct a reliable investigation on the effective application of modern mining meth-

ods in Pakistan's coal sector in the future. Finally, this study proposes that utilizing domestic coal resources is more beneficial to the socio-economic development of Pakistan, which is a low GDP country.

References:

1. N. M. Shahani, Z. Wan, M. Ali, B. Ullah, Detection and Monitoring of Underground Coal Mine Gases at Lakhra Coal Mines, Pakistan. 35th Annual International Pittsburgh Conference, Xuzhou, China (2018).
2. I. M. Jiskani, B. Ullah, K. S. Shah, S. Bacha, N.M. Shahani, M. Ali, A. Maqbool, A.R. Qureshi, Overcoming mine safety crisis in Pakistan: An appraisal. *Process Saf. Prog.* 38 (4), 1-5 (2019). <https://doi.org/10.1002/prs.12041>
3. M.F. Ullah, K. Mahmood, M.S. Akram, Coal mining trends and future prospects: A case study of Eastern Salt Range, Punjab, Pakistan. *J. Himal. Earth Sci.* 51 (2A), 87-93, (2018).
4. N.M. Shahani, M.J. Sajid, M.A. Brohi, A.R. Qureshi, L.B. Shahani, S. Bacha, B. Ullah, An empirical analysis of fatal accidents in the coal mines of Pakistan. In *Proc. the International Conference on Energy, Resources, Environment and Sustainable Development*, Xuzhou, Jiangsu Province, China. 726-73, (2019).
5. N.M. Shahani, M.J. Sajid, X. Zheng, M.A. Brohi, I.M. Jiskani, F.U. Hassan, A.R. Qureshi, Statistical analysis of fatalities in underground coal mines in Pakistan. *Energy Sources Part A.* 1-16, (2020). <https://doi.org/10.1080/15567036.2020.1841340>
6. YCharts. Pakistan Coal Production. https://ycharts.com/indicators/pakistan_coal_production [accessed on 05/08/2022].
7. Pakistan Economic Survey. https://www.finance.gov.pk/survey/chapters_13/executive%20summary.pdf [accessed on 05/04/2022].
8. Business Recorder. Mining sector likely to get status of industry. <https://www.brecorder.com/news/40188393> [accessed on 05/08/2022].
9. A. Khan, A. Mumtaz, G. Athar, Significance of indigenous coal in Pakistan's energy scenario. Significance of the coal resources of Pakistan Quetta. *Geo. Survey of Pak.* 173-188, (1990).
10. N.H. Mirjat, M.A. Uqaili, K. Harijan, G.D. Valasai, F. Shaikh, M. Waris, A review of energy and power planning and policies of Pakistan. *Renew. Sustain. Energy Rev.* 79, 110-127, (2017). <https://doi.org/10.1016/j.rser.2017.05.040>
11. A. Latif, N. Ramzan, A review of renewable energy resources in Pakistan. *J. Glob. Innov. Agric. Soc. Sci.* 2, 127-132, (2014). <https://doi.org/10.17957/JGIASS/2.3.593>
12. Malkani, M.S., 2012. A review of coal and water resources of Pakistan. *Journal of Science, Technology and Development*, 31 (3), 202-218.
13. IndustriAll Global Union (2019). 27 coalminers killed in Pakistan so far in 2019. <https://www.industriall-union.org/27-coalminers-killed-in-pakistan-so-far-in-2019> [accessed on 09/08/2022].
14. Shahani, N. M., Sajid, M. J., Zheng, X., Brohi, M. A., Jiskani, I. M., Ul Hassan, F., & Qureshi, A. R. (2020). Statistical analysis of fatalities in underground coal mines in Pakistan. *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects*, 1-16.
15. Aljazeera (2021). Seven killed in southwest Pakistan coal mining disaster. <https://www.aljazeera.com/news/2021/3/16/seven-killed-in-southwest-pakistan-coal-mining-disaster> [accessed on 09/08/2022].
16. Business and Human Rights Resource Centre (2018). Pakistan: Over 318 workers killed in last eight years in coal mines in Balochistan. <https://www.business-humanrights.org/de/neuste-meldungen/pakistan-over-318-workers-killed-in-last-eight-years-in-coal-mines-in-balochistan/> [accessed on 09/08/2022].
17. N.M. Shahani, M.J. Sajid, X. Zheng, I.M. Jiskani, M.A. Brohi, M. Ali, A.R. Qureshi, Fault tree analysis and prevention strategies for gas explosion in underground coal mines of Pakistan. *Min. miner. depos.* 13 (4), 121-128, (2019). <https://doi.org/10.33271/mining13.04.121>
18. N.M. Shahani, M.J. Sajid, X. Zheng, I.M. Jiskani, B. Ullah, A.R. Qureshi, Comparative analysis of coal Miner's fatalities by fuzzy logic. *J. Min. Environ.* 12 (1), 77-87, (2021). <https://doi.org/10.22044/JME.2020.9459.1856>
19. DAWN. Pakistan's coal resources. <https://www.dawn.com/news/371000/pakistans-coal-resources> [Accessed on January 27, 2026].
20. M.J. Sajid, N.M. Shahani, M.A. Ali, Calculating inter-sectoral carbon flows of a mining sector via hypothetical extraction method. *J. Min. Environ.* 10 (4), 853-867, (2019). <https://doi.org/10.22044/jme.2019.8263.1701>
21. Shah, S. A. H. (2018). Strategy for mineral sector development in Pakistan. Ministry of Planning, 1-24.
22. DEPARTMENT OF THE INTERIOR U.S. GEOLOGICAL SURVEY. <https://pubs.usgs.gov/of/1988/0251/report.pdf> [accessed on 09/09/2022]
23. A.A. Qureshi, D.M. Kakar, M. Akram, N.U. Khattak, M. Tufail, K. Mehmood, K. Jamal, H.A. Khan, Radon concentrations in coal mines of Baluchistan, Pakistan. *J. Environ. Radio.* 48(2), 203-209, (2000).
24. Pakistan Mineral Development Corporation. <http://www.pmdc.gov.pk/?p=SorRangeCollieries> [accessed on 09/09/2022].
25. N.M. Shahani, Z. Wan, L. Guichen, F.I. Siddiqui, A.G. Pathan, P. Yang, S. Liu, Numerical analysis of top coal recovery ratio by using discrete element method. *Pak. J. Engg. Appl. Sci.* 25, 26-35, (2019).
26. N.M. Shahani, Z. Wan, X. Zheng, L. Guichen, C. Liu, F.I. Siddiqui, G. Bin, Numerical modeling of longwall top coal caving method at thar coalfield. *J. Met. Mater. Miner.* 30 (1), 57-72, (2020).

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ РЕЗАНИЯ НА ТОЧНОСТЬ И ШЕРОХОВАТОСТЬ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ЗУБЧАТЫХ КОЛЁС ПРИ ШЕВИНГОВАНИИ



Мардонов Б.Т.,
Ректор Навоийского
государственного
горно-технологического
университет, д.т.н., профессор



Шакулов Б.К.,
ООО «GIDRO STANKO SERVIS»,
Инженер-технолог



Сайфидинов О.О.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, PhD, доцент

Аннотация. Исследована и математически описана зависимость точности и шероховатости обработанной поверхности зубьев цилиндрических зубчатых колёс от скорости резания при финишной обработке шеввером-прикатником. Цель работы заключалась в установлении закономерностей формирования микрогеометрии боковых поверхностей зубьев при изменении режимов резания и в разработке расчетной модели, позволяющей прогнозировать показатели качества без проведения трудоёмких серийных испытаний.

Экспериментальные исследования выполнены на токарном станке с ЧПУ Vturn-46 с применением специальной двухосевой оправки, обеспечивающей устойчивое базирование и согласованное относительное движение инструмента и заготовки. В качестве объектов обработки использованы прямозубые колёса из стали 40X (ГОСТ 4543-71) с параметрами $m = 3$ и $z = 24$. Предварительное формообразование осуществлялось методом зубофрезерования, после чего выполнялась финишная обработка шеввингованием-прикатыванием.

Испытаны три режима по частоте вращения заготовки: $n = 700, 450$ и 200 об/мин при подаче на врезание $S_{1n} = 0,02-0,03$ мм/цикл и прерывистой подаче $S_{np} = 0,03$ мм/об. Эксперименты проводились сериями по 10 заготовок для каждого режима, что позволило оценить воспроизводимость результатов и снизить влияние случайных факторов. Показатели качества поверхности анализировались по параметрам точности и шероховатости боковых поверхностей зубьев, а также по характеру изменения микропрофиля в зависимости от скорости и параметров подачи.

Построенная математическая модель адекватно отражает влияние скорости резания и режимов подачи на формирование микрогеометрии и обеспечивает удовлетворительное согласование с экспериментальными данными. Показано, что изменение скорости резания приводит к закономерной перестройке условий контактного взаимодействия и пластического деформирования в зоне обработки, что напрямую влияет на уровень шероховатости и стабильность формирования профиля зуба. Модель может применяться для подбора рациональных режимов финишной обработки и для технологической подготовки производства, позволяя сократить объём натуральных экспериментов.

Полученные результаты подтверждают технологическую целесообразность применения шеввингования-прикатывания на универсальном ЧПУ-оборудовании как эффективной альтернативы специализированным зубообрабатывающим станкам. Метод обеспечивает повышение точности и снижение шероховатости боковых поверхностей зубьев, расширяя возможности внедрения финишных операций в условиях мелкосерийного и ремонтного производства.

Ключевые слова: цилиндрические зубчатые колёса; шеввер-прикатник; скорость резания; точность; шероховатость; финишная обработка; ЧПУ; сталь 40X

SILINDRSIMON TISHLI G'ILDIRAKLARNI SHEVINGLASH JARAYONIDA KESISH TEZLIGINING ANIQLIK VA SIRT NOTEKISLIGIGA TA'SIRI

Mardonov B.T.¹, Shakulov B.K.², Sayfidinov O.O.¹

¹ Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

² MChJ GIDRO STANKO SERVIS, O'zbekiston Respublikasi

Annatsiya. Silindrsimon tishli g'ildiraklar tishlarining ishlov berilgan yuzasi aniqligi va sirt g'adir-budurligining yakuniy ishlov — shever-prikatnik yordamida bajarilganda kesish tezligiga bog'liqligi tadqiq etildi va matematik jihatdan tavsiflandi. Ishning maqsadi kesish rejimlari o'zgarganda tishlarning yon sirtlarida mikrogeometriya shakllanish qonuniyatlarini aniqlash hamda ko'p mehnat talab qiladigan seriyali sinovlarsiz sifat ko'rsatkichlarini oldindan bashorat qilish imkonini beruvchi hisobiy model ishlab chiqishdan iborat.

Tajriba tadqiqotlari Vturn-46 rusumli CNC tokarlik stanogida maxsus ikki o'qli opravka qo'llangan holda bajarildi; u asbob va zagotovkaning barqaror bazalanshi hamda ularning o'zaro harakatini muvofiqlashtirishni ta'minlaydi. Ishlov berish obyektida 40X po'lati (GOST 4543-71)dan tayyorlangan to'g'ri tishli g'ildiraklar tanlandi: $m = 3$, $z = 24$. Oldindan shakllantirish tish frezalash (zubofrezalash) usuli bilan bajarilib, shundan so'ng yakuniy ishlov sheverlash-prikatlash orqali amalga oshirildi.

Zagotovkaning aylanish chastotasi bo'yicha uchta rejim sinovdan o'tkazildi: $n = 700$, 450 va 200 ayl/min. Bunda vrezib kirish uzatmasi $S_{1n} = 0,02-0,03$ mm/sikl va uzilishli (preryivisti) uzatma $S_{np} = 0,03$ mm/ayl qabul qilindi. Tajribalar har bir rejim uchun 10 tadan zagotovka bilan seriyalar ko'rinishida olib borildi; bu natijalarning takrorlanuvchanligini baholash va tasodifiy omillar ta'sirini kamaytirish imkonini berdi. Sirt sifati ko'rsatkichlari tishlarning yon sirtlari aniqligi va g'adir-budurligi parametrlari bo'yicha, shuningdek tezlik va uzatma parametrlariga bog'liq holda mikroprofilning o'zgarish xarakteri asosida tahlil qilindi.

Qurilgan matematik model kesish tezligi hamda uzatma rejimlarining mikrogeometriya shakllanishiga ta'sirini yetarli darajada aks ettiradi va tajriba ma'lumotlari bilan qoniqarli moslikni ta'minlaydi. Kesish tezligining o'zgarishi kontakt o'zaro ta'sir sharoitlari va ishlov zonasidagi plastik deformatsiya jarayonlarining qonuniy ravishda qayta shakllanishiga olib kelishi, natijada g'adir-budurlik darajasi hamda tish profilining shakllanish barqarorligiga bevosita ta'sir qilishi ko'rsatildi. Model ishlab chiqarishni texnologik tayyorlashda va yakuniy ishlovning oqilona rejimlarini tanlashda qo'llanishi mumkin bo'lib, natural tajribalar hajmini qisqartirishga xizmat qiladi.

Olingan natijalar universal CNC uskunalarida sheverlash-prikatlash usulini qo'llashning texnologik jihatdan maqsadga muvofiqligini, ya'ni maxsus tish ishlov berish stanoklariga samarali muqobil ekanini tasdiqlaydi. Ushbu usul tishlarning yon sirtlari aniqligini kamaytirish va g'adir-budurligini kamaytirishni ta'minlab, kichik seriyali hamda ta'mirlash ishlab chiqarishi sharoitida yakuniy operatsiyalarni joriy etish imkoniyatlarini kengaytiradi.

Kalit so'zlar: silindrik tishli g'ildiraklar; shever-prikatnik; kesish tezligi; aniqlik; sirt qo'poliligi; f-inish ishlov berish; ChPU; 40X po'lati.

EFFECT OF CUTTING SPEED ON THE ACCURACY AND SURFACE ROUGHNESS OF CYLINDRICAL GEARS DURING SHAVING

Mardonov B.T.¹, Shakulov B.K.², Sayfidinov O.O.¹

¹ Navoi State University of Mining and Technology, Republic of Uzbekistan

² GIDRO STANKO SERVIS LLC, Republic of Uzbekistan

Abstract. The relationship between the accuracy and surface roughness of the tooth flanks of cylindrical gears and the cutting speed during finishing with a shaving-rolling tool (shaver-roller) was investigated and described mathematically. The goal was to identify patterns governing the formation of flank micro-geometry under different cutting conditions and to develop a predictive model that estimates quality indicators without requiring labor-intensive production-scale trials.

The experimental study was conducted on a Vturn-46 CNC lathe using a special two-axis fixture that ensures stable positioning and coordinated relative motion between the tool and the workpiece. The workpieces were spur gears made of 40Kh steel (GOST 4543-71) with parameters $m = 3$ and $z = 24$. Initial geometry was generated by gear hobbing, followed by finishing through shaving-rolling. Tests were performed at various cutting speeds, with each regime tested on batches of 10 workpieces to assess reproducibility and reduce the effects of random factors. Surface quality was evaluated based on the accuracy and roughness of the tooth flanks, as well as the microprofile changes relative to cutting speed and feed parameters.

The developed mathematical model accurately captures how cutting speed and feed conditions influence micro-geometry formation and shows good agreement with experimental data. It demonstrates that changes in cutting speed cause systematic shifts in contact interaction conditions and plastic deformation behavior in the processing zone, which directly affect roughness levels and the stability of tooth profile formation. The model can be used to select optimal finishing parameters and plan processes more efficiently, reducing the need for extensive full-scale experiments. The results confirm that shaving-rolling can be effectively performed on general-purpose CNC equipment as an alternative to specialized gear-finishing machines. This method improves accuracy and lowers the surface roughness of the tooth flanks, broadening opportunities for finishing operations in small-batch and repair production environments.

Keywords: cylindrical gears; shaver-roller; cutting speed; precision; roughness; finishing; CNC; 40X steel

Введение.

В мировом масштабе разработка новых способов конструкторско-технологического обеспечения точности обработки цилиндрических зубчатых колес является одной из основных путей повышения точности и производительности изготовления зубчатых колес.

Несмотря на множество разработанных технологии формообразование зубьев зубчатых колес в машиностроение остается одним из важнейших проблем получения зубчатых колес с высокой точностью.

Известно изготовление зубчатых колес в машиностроение является сложной и дорогостоящий процесс, требующий различных специальной оборудовании. Несмотря на различные способы изготовления цилиндрических зубчатых колес оставляет за собой решить проблемы получистовой и чистовой механической обработки цилиндрических зубчатых колес. Для решения данной проблемы разработан способ финишной обработки зубьев зубчатых колес и конструкция специального обкатного ин-

струмента для его реализации.

Этот способ механической обработки цилиндрических зубчатых колес не требует специального оборудования. Устанавливается в патроне токарного станка с ЧПУ Vturn-46 специальная двухосная оправка (далее ДОС) поджатием заднего центра закрепляемых обрабатываемая цилиндрическая зубчатая колесо, специальный инструмент для чистовой обработке цилиндрических зубчатых колес изготовленный из инструментальной стали Р6М5 шеввер-прикатник в револьверном головке суппорта станка приспособлением с шеввером-прикатником.

Материалы и методы исследования.

Обеспечение требуемых высоких показателей точности, снижение шероховатости и качества обработки зубчатых колес достигается путем совершенствования технологии их изготовления, в частности, применением способа обработки с использованием специального обкатного инструмента «шевер-прикатника».

Обрабатываемая цилиндрическая зубчатое колесо установ-

ленный в ДОС в патроне станка, поджатий в центрах вращением шпинделя станка вращает шевера-прикатника установленной на суппорте в параллельных осях, имеющего режущие кромки, смещенные по винтовой поверхности. При этом зацепление шевера-прикатника с обрабатываемым колесом выполняется вне полюсным. Зуба обработка ведется с периодической радиальной подачей после каждого 2-4 циклов, выключающих поворот обрабатываемого колеса в прямом и обратном направлениях на количество оборотов, равное числу зубьев шевера-прикатника, и без радиальной подачи в течение 1-2 циклов выхаживания, выключающих поворот обрабатываемого колеса в прямом и обратном направлениях на количество оборотов, равное числу зуб шевера-прикатника [1].

Процесс обработки зубчатых венцов обкатным инструментом исправляет погрешности, снижает шероховатости обработанных поверхностей заготовки, в основном, за счет срезания припуска, частично – в за счет выдавливания, с таким образом, поверхность зубьев получается гладкая, чистая [2].

Результаты исследования

Результаты исследования показывают, что удается получить удовлетворительные результаты по точности при обработке заготовок прямозубой цилиндрической зубчатой колеса выполненной из стали 40Х ГОСТ4543-71 модуль $m = 3$, число зубьев $z = 24$, коэффициент смещения исходного контура мм.

Необходимо отметить, что при обработке с использованием «шевера-прикатника», изготовленного из инструментальной стали Р6М5, на боковой и основной рабочей поверхности зуба зубчатого колеса получился более гладкий, твердый и упрочненный слой поверхности.

Предварительная формообразование зубьев обрабатываемого колеса осуществлялось зубофрезерованием. Финишная обработка зубьев цилиндрической зубчатого колеса велась инструментом шевером-прикатником, изготовленный из инструментальной стали Р6М5 формой прототип корригированного цилиндрической зубчатого колеса образованными пересечением боковых поверхностей зубчатого венца винтовыми канавками, прорезанными по всей высоте зуба, модуль $m = 3$, число зубьев

$z = 31$, коэффициент смещения исходного контура $x = 1.4$ мм, припуск после зубофрезерования 0.25 мм, обработка проводилась из партии 10 шт заготовок, при режимов обработки:

Пробные эксперименты, проведенные нами, показывают, что удается получить удовлетворительные результаты по точности при обработке заготовок прямозубой цилиндрической зубчатой колеса, обработка проводилась из партии 10 шт заготовок на каждого процесса проведения эксперимента, при режимов обработки:

а. частота вращения заготовки $n = 700$ об/мин, $n = 450$ об/мин, подача на врезания $S = 0.02$ мм

на рабочий цикл, подача на прерывистой подачи $S_{np} = 0.03$ мм.

б. частота вращения заготовки $n = 200$ об/мин, подача на врезания $S = 0.03$ мм

на рабочий цикл, подача на прерывистой подачи $S_{np} = 0.03$ мм.

Следует отметить, что на всех рабочих циклах обработку на фиксированных межосевых расстояниях, уменьшаемых от цикла к циклу путем осуществления прерывистой подачи.

Точность обработки при режимах обработки $n = 700$ об/мин, $n = 450$ об/мин лежит в пределах 6-7 степени точности по ГОСТ1643-83, шероховатость обработанной поверхности зубьев зубчатого колеса мкм, имеют следы волнистости (таблица 1. поз. а).

Точность при режиме обработки $n = 200$ об/мин лежит в пределах 6-степени точности по ГОСТ1643-83, шероховатость обработанной поверхностей зубьев зубчатого колеса мкм (таблица 1. поз. в).

По результатам проведенных экспериментов свидетельствует, что для эффективной обработки зубьев цилиндрических зубчатых колес является при режимов обработки, частота вращения заготовки $n = 200$ об/мин, подача на врезания $s = 0.03$ мм, на рабочий цикл, подача на прерывистой подачи $S_{np} = 0.03$ мм, достигается максимальной точности по ГОСТ1643-83, минимальной шероховатостью обработанных боковых поверхностей зубьев (таблица 1. поз. в).

Таблица 1

Математическое моделирования влияние скорости резания на точности обработки цилиндрических зубчатых колес

№ п/п	Частота вращение заготовки $n = \text{об/мин}$	Подача на врезания инструмент $S = \text{мм/ раб цикл}$	Подача на прерывистой подачи $S_{np} = \text{мм/об}$	Степень точности по ГОСТ 1643-83	Шероховатость обработанной поверхности $Ra = \text{мкм}$
а	700	0.02	0.03	6-7	1.6
б	450	0.02	0.03	6-7	1.6
в	200	0.03	0.03	6	0.28

Исходные данные и условия моделирования. Для проведения математического моделирования и численных симуляций использовались программное обеспечение MATLAB, установленное на вычислительной платформе Apple MacBook M3 Pro. Данное программное обеспечение обеспечило высокую точность численного решения дифференциальных уравнений, обработки экспериментальных данных и построения графических зависимостей, представленных в последующих разделах.

Используемые данные и геометрические параметры (общие для всех).

Результаты экспериментальных исследования, представлено в таблице 1, послужило основой для численного моделирования. Входные данные и режим обработки, приведен в таблице 1.

Таким образом, для всех рассматриваемых случаев исполь-

зовались одинаковые условия подачи $S_{in} = 0.02...0.03$ мм/раб. цикл, $S_{np} = 0.03$ мм/об, что позволило корректно сопоставить по результате износа и шероховатости.

Преобразование частоты вращения в скорость резания. Частота вращения шпинделя (об/мин) была пересчитана в линейную скорость резания (м/мин) по стандартной зависимости:

$$V [m/min] = \frac{\pi D_{mm} n}{1000} \quad (1)$$

где

V — скорость резания, м/мин;

D — диаметр заготовки, мм;

n — частота вращения шпинделя, об/мин.

Модель шероховатости для прогнозирования точности поверхности.

В целях установления взаимосвязи между кинематическими параметрами процесса резания и чистой получаемой поверхностью была использована двухчленная эмпирическая зависимость для среднего арифметического отклонения профиля R_a [5]:

$$R_a(V, S_{in}) = B + \frac{\kappa}{\sqrt{k_v V}} + \beta(S_{in} - S_0) \quad (2)$$

где

B — базовый термин, представляющий собой сглаживание задержки (B).

$\kappa / \sqrt{k_v V}$ — термин «выступ»/кинематика (более быстрое эффективное скольжение \Rightarrow меньшая высота выступа).

$\beta(S_{in} - S_0)$ — чувствительность к подаче около эталонного значения подачи S_0 (больше подачи \rightarrow немного выше R_a).

k_v объединяет сопоставление скорости резания со скоростью «эффективного скольжения», используемой для финишной обработки.

Математическое моделирование точности поверхности. Логистическая функция определяется выражением [6]:

$$P_6(R_a) = \frac{1}{1 + \exp(-(w_0 + w_1 R_a))} \quad (3)$$

где:

$P_6(R_a)$ — вероятность того, что поверхность соответствует 6-му классу точности;

w_0, w_1 — параметры модели, определяемые методом логистической регрессии;

R_a — среднее арифметическое отклонение профиля (шероховатость поверхности, мкм).

$$"оценка" R_a = 6 + 1 / 2(1 - P_6(R_a)) \quad (4)$$

Таким образом, модель формирует плавный переход между классами 6 и 7, что соответствует реальной технологической зависимости: при увеличении шероховатости наблюдается постепенное снижение качества поверхности.

При $R_a \approx 0.8 \mu m$ (скорость вращения шпинделя) $n = 200$ об/мин наблюдается 6-й класс точности (Рис.1);

При $R_a \approx 1.6 \mu m$ (режимы = 450 - 700 об/мин) отмечается переходный диапазон 6–7 классов (Рис.1).

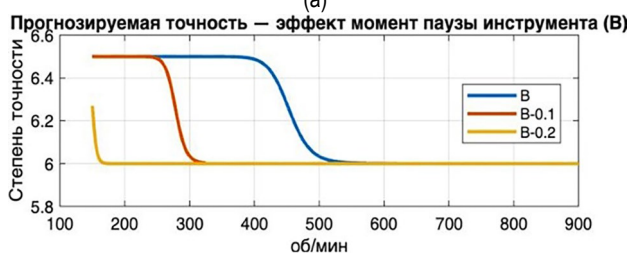
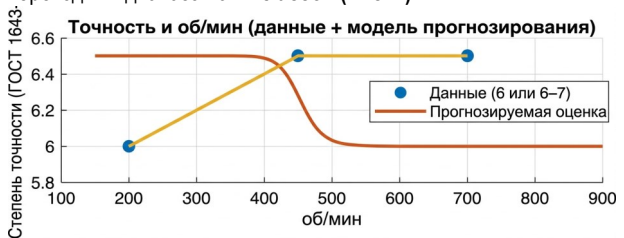


Рис.1. Графическое изображение точности при математическом моделировании проведенной экспериментальной исследования влияние скорости резания на точности обработки.

Данный диапазон подтверждает чувствительность модели к изменению шероховатости в реальных производственных условиях.

Чувствительность задержки (вторая панель). Чтобы показать, как более сильная задержка повышает точность, скрипт уменьшает B на 0,1 и 0,2 [7]:

Это показывает, как сглаживание базового уровня само по себе может сместить ожидаемую оценку в сторону "6".

Измеренные значения шероховатости/класса взяты из Таблицы 1.

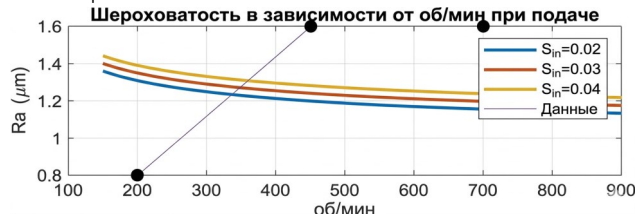


Рис.2. График влияние подачи врезание инструмента на шероховатость обработанной поверхности зубьев зубчатого колеса.

Анализ влияния момента паузы инструмента на точность финишной обработки зубчатых колес

В рамках математического моделирования была проведена оценка влияния момента паузы инструмента (параметра B) на точность механической обработки зубьев цилиндрических прямо-зубых зубчатых колес при финишной обработке шевром-прикатником. Ранее было показано, что уменьшение параметра B на значения 0.1 и 0.2 условно моделирует увеличение «эффекта задержки» в системе резания, что приводит к более выраженному сглаживанию поверхности и, соответственно, повышению точности обработки.

Результаты математического моделирования. В ходе численного моделирования построены графики зависимости класса точности от частоты вращения заготовки при различных значениях момента паузы (задержки) обкатного инструмента при возвратно-поступательных движений.

Из анализа полученных зависимостей установлено:

При $B = 0$ сек, то есть при отсутствии паузы, частота вращения заготовки до $n = 400$ об/мин обеспечивает получение геометрических параметров зубьев в пределах 7-й степени точности согласно ГОСТ 1643–81.

При $B = 0.1$ сек, при частотах вращения до $n = 250$ об/мин, также обеспечивается 7-я степень точности.

При $B = 0.2$ сек при повышении частоты вращения и выше, $n = 160$ об/мин достигается 6-я степень точности по ГОСТ 1643–81 (рис.1).

Таким образом, увеличение момента паузы инструмента оказывает стабилизирующее влияние на процесс формообразования зубьев, обеспечивая повышение качества финишной поверхности.

Экспериментальное подтверждение. Проведенные экспериментальные исследования подтвердили результаты математического моделирования. При финишной обработке зубьев цилиндрических прямозубых колес шевром-прикатником было выявлено, что введение паузы в пределах $B = 0.1 - 0.2$ сек действительно повышает класс точности до 6-й степени по ГОСТ 1643–81.

Таким образом, установлено, что регулирование момента паузы инструмента может служить эффективным технологическим приёмом повышения точности финишной обработки зубчатых колес при минимальных изменениях конструкции оборудования и управляющих алгоритмов.

Обсуждение

В процессе проведения экспериментальных исследований влияние скорости резания на шероховатости обработанной поверхности при чистовой механической обработке цилиндрических зубчатых колес шевром-прикатником инструментов изготовленных инструментальных сталей Р6М5 на разных режимов резания.

а. при режимов обработки частота вращения заготовки $n=700$ об/мин, $n=450$ об/мин, радиальной подачи инструмента $S = 0,02$ мм, на рабочий цикл, прерывистой подачи инструмента $S_{пр}=0,03$ мм наблюдалось отрицательное влияние на точность 6-7 степени точности ГОСТ1643-81, шероховатость обработанной поверхности в пределах $R_a = 1.6$ мкм.

б. при режиме обработки частоты вращения заготовки $n = 200$ об/мин, радиальной подачи инструмента $S = 0,02$ мм, на рабочий цикл, прерывистой подачи инструмента $S_{пр} = 0,03$ мм положительно влияет на качество обработки и является оптимальным вариантом обеспечению высокую точность обработки 6-степени по ГОСТ1643-81 и низкой шероховатостью обработанной поверхностей зубьев $R_a = 0.8$ мкм.

Полученные результаты математическом моделирование и проведенной экспериментальной исследования показывают, что момент паузы инструмента в конце возвратно-поступательного движения шевра-прикатника оказывает двойственное влияние:

а. с положительной стороны, увеличение паузы способствует снижению динамических колебаний и остаточных упругих деформаций, что улучшает геометрию профиля зуба и повышает точность обработки.

б. с отрицательной стороны, чрезмерная пауза может снизить производительность и вызывать неравномерность нагрузки на режущие кромки инструмента.

Тем не менее, в интервале $B = 0.1 - 0.2$ сек достигается оптимальный баланс между динамической устойчивостью процесса и качеством финишной поверхности.

Заключение

По результатам проведенных экспериментальных исследований и математической моделирование можно сделать следующее выводы:

– Метод финишной обработки цилиндрических зубчатых колес с применением обкатной инструмента (шевера-прикатника) изготовленной из инструментальной стали Р6М5 возможно применит на токарно универсальных станках с ЧПУ.

– При применение метода финишной обработки зубчатых колес с применением обкатного инструмента на токарно универсальных станках с ЧПУ является режимы обработки, частоты вращения заготовки $n=200$ об/мин, подачи врезание инструмента за цикл обработки $S = 0.03$ мм, на рабочий цикл, прерывистой подачи инструмента $S = 0.03$ мм, а также момент паузы обкатного инструмента при возвратно поступательной подачи $B = 0.2$ сек является оптимальным для получения высокой качество и низкой шероховатости обработанных поверхностей зубьев зубчатого колеса.

– Применение данную метод финишной обработки цилиндрических зубчатых колес возможно эффективно при больших количествах одноименных детали в партии.

Библиографический список

1. Маликов, А. А., Валиков, Е. Н., & Ямников, А. С. (2007). Прогрессивная технология зубообработки. Известия Орловского государственного технического университета. Серия: Фундаментальные и прикладные проблемы техники и технологии, (4-3), 107-110.
2. Маликов, А. А., & Сидоркин, А. В. (2008). Шевингование прикатывание цилиндрических колес с круговыми зубьями. Известия Тульского государственного университета. Технические науки, (2), 69-75.
3. Мардонов, Б. Т. (2018). Управление точностью обработки эвольвентного профиля по высоте зуба колеса. Universum: технические науки, (8 (53)), 9-12.
4. Мардонов Б.Т. (2018). Исследование точности цилиндрических зубчатых колес, обработанных при различных установках обкатного инструмента (шевер-прикатника) // Научно-технический журнал ФерПИ. -Фергана, №3. С. 103-107.
5. Goutte, C., & Gaussier, E. (2005, March). A probabilistic interpretation of precision, recall and F-score, with implication for evaluation. In European conference on information retrieval (pp. 345-359). Berlin, Heidelberg: Springer Berlin Heidelberg.
6. Anikeeva, O. V., Ivakhnenko, A. G., & Erenkov, O. Y. (2017). Modeling the influence of geometric errors of turning machine for accuracy machinable surface. Procedia Engineering, 206, 1127-1132.
7. Lohr, D. J., & Komogortsev, O. V. (2017, May). A comparison of smooth pursuit-and dwell-based selection at multiple levels of spatial accuracy. In Proceedings of the 2017 CHI Conference Extended Abstracts on Human Factors in Computing Systems (pp. 2760-2766).

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ СИСТЕМЫ ПОЗИЦИОНИРОВАНИЯ ФРЕЗЕРНОГО СТАНКА



Эгамбердиев И.П.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, д.т.н., профессор



Очилов У.Ю.,
Навоийский государственный
горно-технологический
университет, докторант

Аннотация. В статье рассматривается имитационная модель для фрезерного станка НФ-630 (вертикально-фрезерный с крестовым столом, с ЧПУ или в модификациях типа НФ-630М). Было построено в MATLAB/Simulink, чтобы понять, как на самом деле ведут себя оси X и Y при позиционировании и контурной обработке — то есть, когда обе оси двигаются одновременно. Основной упор сделан на электромеханические приводы, взята реальная модель сервоприводов подачи, где учтены инерции роторов и столов, упругость в винтовых парах или ремнях, трение — и вязкое, и сухое с зоной нечувствительности, плюс жёсткие ограничения по току, моменту, скорости и даже по рывку, чтобы не было резких скачков. Была собрана классическая каскадная структура: внутренний контур тока, потом скорости, внешний — положения. Всё на ПИД-регуляторах, без особых изысков, но добавили feedforward по скорости и ускорению, а также простые методы координации осей — чтобы уменьшить контурную ошибку (когда траектория получается не кругом, а эллипсом или с «выпячиванием») и рассогласование между осями по времени. Модель позволяет имитировать разные режимы: плавные разгоны/торможения, резкие изменения нагрузки, круговую интерполяцию на разных скоростях, линейные проходы и даже часть 3D-траекторий. Параметрический анализ был сделан довольно подробно, то есть при разных K_p , K_i , K_d в разных контурах, исследовалось как влияет полоса пропускания, компенсация трения, ослабление жёсткости положения. Это дало нам в итоге возможность правильно подобрать коэффициенты, особенно включить хороший feedforward и не задирает слишком сильно пропорциональную часть в положении, то динамические ошибки падают заметно — в наших расчётах от 40 до 60 % в зависимости от траектории и скорости. Колебания от упругих связей почти исчезают, движение становится гораздо ровнее, при этом время отработки не меняется.

Ключевые слова: сервопривод, система позиционирования, имитационное моделирование, PID-регулятор, Simulink, управление положением.

FREZALASH DASTGOHINING POZITSİYALASH TIZIMI IMITATSION MODELINI ISHLAB CHIQUISH VA TADQIQ ETISH

Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Yu.,

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

Аннотация. Мақоллада NF-630 фрезалаш дастгоҳининг (вертикал-фрезалаш, CNC билан жиҳозланган) yoki NF-630M kabi modifikatsiyalarda) imitatsion modeli ko'rib chiqiladi. Model MATLAB/Simulink dasturida qurilgan bo'lib, X va Y o'qlari pozitsiyalash va konturli ishlov berishda, ya'ni ikkala o'q bir vaqtda harakatlanganda, qanday xatti-harakatlanishini tushunish uchun mo'ljallangan. Asosiy e'tibor elektromexanik haydovchilar (drayvlar)ga qaratilgan, ularda rotorlar va stollar inersiyasi, vintli juftliklar yoki tasmalardagi elastiklik, shuningdek, yopishqoq va quruq ishqalanish va tok, moment, tezliklar hisobga olingan. Model klassik kaskadli tuzilmani amalga oshiradi: ichki tok halqasi, tezlik halqasi va tashqi joylashuv halqasi. Barcha halqalar PID boshqaruvchilardan foydalanadi, ammo tezlik va tezlanish uchun "feedforward" va o'q orasidagi vaqt mos kelmasligi va kontur xatosini (trayektoriya aylananing o'rniga ellips yoki "do'nglik" shaklida paydo bo'lishi) kamaytirish uchun oddiy koordinatsiya usullari qo'shilgan. Model turli rejimlarni simulyatsiya qilish imkonini beradi: silliq tezlanish/ sekinlashish, keskin yuk o'zgarishi, turli tezliklarda aylana interpolatsiyasi, chiziqli o'tish va hatto ba'zi 3D trayektoriyalar. Parametrik tahlil batafsil o'rganilgan: turli boshqaruv halqalarida K_p , K_i , K_d qiymatlarini o'zgartirish, tarmoqli kengligining ta'siri, ishqalanishni kompensatsiya qilish va joylashuv birligini pasaytirishni o'rganish. Bu, ayniqsa, samarali feedforward ni joriy etish va joylashuv halqasida proporsional kuchaytirishni haddan tashqari oshirmaslik orqali koeffitsientlarni to'g'ri sozlash imkonini berdi. Natijada, dinamik xatolar sezilarli darajada (hisob-kitoblarga ko'ra 40% dan 60% gacha, trayektoriya va tezlikka qarab) kamaydi. Elastik ulanishlardan kelib chiqqan tebranishlar deyarli yo'qoldi, harakat ancha silliqlashdi va o'q matnishi vaqti o'zgarmadi.

Калит so'zlar: servo haydovchi, pozitsiyalash tizimi, imitatsion modellashtirish, PID boshqaruvchi, Simulink, pozitsiyani boshqarish

DEVELOPMENT AND STUDY OF A SIMULATION MODEL OF A MILLING MACHINE POSITIONING SYSTEM

Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Yu.

Navoi State University of Mining and Technology, Republic of Uzbekistan

Abstract. The article discusses a simulation model for the NF-630 milling machine (vertical milling machine with a cross table, CNC or in modifications such as NF-630M). The model was built in MATLAB/Simulink to understand the actual behavior of the X and Y axes during positioning and contour machining—that is, when both axes move simultaneously. The main focus is on the electromechanical drives, using a real model of the feed servo drives those accounts for rotor and table inertias, elasticity in screw pairs or belts, friction—both viscous and dry with a dead zone, as well as strict limits on current, torque, speed, and even jerk to prevent sudden spikes. A classic cascade control structure was implemented: an inner current loop, then a speed loop, and an outer position loop. All loops use PID controllers without excessive complexity, but with added feedforward for velocity and acceleration, as well as simple axis coordination methods to reduce contour error (where trajectories become elliptical or exhibit “bulging”) and timing mismatches between axes. The model allows simulation of various modes: smooth acceleration/deceleration, abrupt load changes, circular interpolation at different speeds, linear passes, and even some 3D trajectories. Parametric analysis was performed in detail—varying K_p , K_i , K_d in different control loops to study the impact of bandwidth, friction compensation, and position stiffness reduction. This ultimately enabled proper tuning of the coefficients, particularly by incorporating effective feedforward and avoiding excessive proportional gain in the position loop. As a result, dynamic errors decreased significantly—by 40% to 60% in our calculations, depending on trajectory and speed. Oscillations from elastic connections nearly disappeared, motion became much smoother, and settling time remained unchanged.

Keywords: servo drive, positioning system, simulation modeling, PID controller, Simulink, position control.

Постановка проблемы

В настоящее время фрезерные станки с ЧПУ требуют очень высокой точности позиционирования и высокого качества при контурной обработке. Большинство траекторий при фрезеровании идёт за счёт одновременной работы сразу нескольких осей — чаще всего X и Y. Даже маленькие отличия в динамике приводов приводят к тому, что синхронность нарушается: появляется рассогласование между осями, контурная ошибка растёт, и деталь выходит с отклонениями — иногда видимыми, иногда только на микрометре. На реальном станке оси X и Y почти никогда не бывают абсолютно одинаковыми. Разная масса подвижных частей (стол, суппорт), разная длина ходовых винтов, трение где-то больше, где-то меньше, жёсткость передач отличается — всё это делает так, что на одни и те же команды оси отвечают по-разному. Особенно это применяются обработки на высоких подачах, при быстрых разгонах/торможениях или когда нагрузка от резания резко меняется (врезание, выход из материала и т.д.). Ещё одна проблема в том, что существуют упругие деформации в механике. В винтовых парах, ремнях (если они есть), муфтах и соединениях всегда есть некая пружинность. Если слишком жёстко настроить контур положения (завышенные коэффициенты), эти упругости начинают раскачиваться — появляются вибрации, звенящий звук, следы на поверхности. И на данном этапе получается так что при увеличении K_p/K_i ухудшается регулирование отклонений.

Попытки исследования экспериментальным способом очень трудоёмки и почти невозможно без экономических потерь. Кроме этого, на производственных станках не всегда можно глубоко понять в процесс, так как датчики не везде стоят, осциллографом нельзя зафиксировать все изменения в системе станка, а менять параметры регуляторов невозможно менять без полной остановки работы станка, это всё наталкивает на разработку имитационной модели именно для системы позиционирования фрезерного станка чтобы можно было спокойно регулировать параметры, смотреть, что происходит внутри контуров, оценивать контурную ошибку на разных траекториях и режимах. Модель должна включать и электрическую часть (двигатели, преобразователи, ограничения по току/моменту/скорости), и механическую (инерции, жёсткости, трение, упругие связи), и реальные нелинейности. Особен-

но важно понять как на контурную ошибку влияют структура каскадного управления, то есть влияния тока на скорость и на положение осей, настройки PID в каждом контуре, включение/отключение feedforward (по скорости, ускорению), разные способы координации осей (простое независимое управление или с cross-coupling, компенсацией рассогласования и т.п.). Если удастся это проанализировать в модели, то можно будет заранее подобрать разумные настройки, снизить ошибки без вибраций, повысить стабильность фрезерования.

Введение

Вопросы построения и анализа систем автоматического управления довольно полно разобраны в классических книгах по теории управления. В первую очередь это работы К. Й. Острёма с соавторами [1] и Р. Мюррея, а также учебник Г. Франклина, Дж. Пауэлла и А. Эмами-Назини [2]. Авторы книг подробно объясняют, как работает обратная связь, как проверять устойчивость (критерии Найквиста, Боде), как оценивать качество регулирования и синтезировать регуляторы. ПИД-регулирование разбирается особенно тщательно — с примерами, почему оно до сих пор самое распространённое в приводах станков с ЧПУ. Если говорить о более инженерном подходе, то широко рассматривалась книга Н. Найза [3]. Автор делал акцент именно на практике: как выбирать структуру регулятора, как смотреть переходные процессы, как понимать, что даёт изменение каждого параметра. Для нас это важно, потому что мы не просто теоретически вычисляем, а пытаемся применить к реальным электромеханическим приводам подач. Мехатронные системы в целом хорошо описаны у У. Болтона [4]. Он показывает, как связаны между собой электрика, механика и управление — именно то, что нужно для приводов фрезерных станков, где всё работает вместе и одно на другое сильно влияет. Что касается кинематики и динамики многокоординатных систем — М. Спонга с соавторами [5] и Дж. Крейга [6] подробно описали про прямую и обратную задачу кинематики, динамику манипуляторов, но многое из этого напрямую переносится на станки: как оси взаимодействуют, как считать движение по сложным траекториям и почему синхронизация осей — это не просто «одинаковые скорости».

Из русскоязычных источников по теме станков с ЧПУ особенно используется работы В. И. Козлова и А. А. Лобанова [9] где

описываются типовые схемы управления подачами, как настраивать регуляторы на практике, почему одна ось «отстаёт» от другой и как это сказывается на точности с прикладным материалом и без лишней математики. Ещё одна полезная монография написана Ю. М. Кочура [10]. Здесь авторы подробно разбирают моделирование электромеханических систем с упругими связями, нелинейным трением, инерциями. Особо акцентируют переходные процессы и как не потерять устойчивость при настройке — это то, с чем сталкиваемся в Simulink-моделях в нашей работе.

Также имеются официальные источники и руководства от компании MATLAB. Simulink описан в официальном руководстве [7] как строить схемы, запускать симуляции, смотреть отклики, менять параметры прямо в процессе механической обработки. В нашей разработанной модели это являлось одной из многих использованных руководств. А для наибольшей близости к физике (двигатели, преобразователи, ограничения по току) было использовано Simscape Electrical [8]. Благодаря этой библиотеке можно учесть реальные насыщения по току, электромагнитные постоянные времени, взаимодействие мотора с механикой через редуктор или винт.

Имитационная модель осей X и Y

В данной работе была разработана имитационная модель двухкоординатной системы в среде Simulink, используя библиотеку Simscape для физического моделирования. Модель построена по модульному принципу и детально воспроизводит электромеханический сервопривод с полным контуром управления по положению. Основная концепция заключается в том, чтобы каждая ось X и Y мы рассматриваем как отдельную систему автоматической самонастройки. Этот подход является стандартным для станков и порталных систем, когда координаты управляются независимо. Структурные схемы для осей X и Y идентичны, что упрощает настройку и анализ. Эта система состоит из модели одной оси задающий сигнал, из требуемой позиции, из регулятора такого как дискретный контроллер ПИД, который рассчитывает управляющее воздействие, также из исполнительного устройства и наконец детализированной модели двигателя постоянного тока. Мы учитываем не только механику, но и электрическую часть — параметры якорной цепи (сопротивление, индуктивность). Также в модели задействована механическая нагрузка такая как модель передачи (винт-гайка) и движущейся массы с трением. В нашей модели управление двигателем задаётся напряжением, которое подаётся на управляемый источник в модели. Это позволяет реалистично учесть такие ограничения реальной аппаратуры, как насыщение и быстродействие усилителя мощности. Для комплексной оценки привода в модель встроены датчик тока. Он замеряет ток якоря двигателя, который является ключевым показателем для анализа момента, нагрева и энергопотребления. Так как мы работаем в Simscape (физические сигналы) и Simulink (логические сигналы), для связи между ними используются специальные преобразователи сигналов (PS-S и S-PS блоки). Например, сигнал тока с физического датчика преобразуется для обработки в дискретном регуляторе. Такая модель позволяет не только проверять алгоритмы управления, но и исследовать взаимовлияние электрических и механических процессов, оценивать нагрузки на элементы и оптимизировать систему по динамическим и энергетическим критериям.

$$U(t) = Ri(t) + L \frac{di(t)}{dt} + e(t), \quad (1)$$

где $U(t)$ — управляющее напряжение, R — сопротивление якорной цепи, L — индуктивность якоря, $i(t)$ — ток якоря, $e(t)$ — противо-ЭДС двигателя.

Противо-ЭДС пропорциональна угловой скорости вала двигателя:

$$e(t) = K_e \omega(t), \quad (2)$$

где K_e — коэффициент противо-ЭДС, $\omega(t)$ — угловая скорость двигателя.

Разработанная система управления работает с обратной связью считывающая положение осей положению который является классическим принципом замкнутого контура. Такой подход обеспечивает постоянное сравнение настоящего положения стола с тем, где он должен находиться по заданной команде, и в соответствии с этим рассчитывает разницу. Именно такая схема обеспечивает устойчивую и точную работу: система сама компенсирует внешние помехи (например, трение или случайные толчки) и изменения в нагрузке, минимизируя ошибку позиционирования. Механическая часть модели состоит из двух основных звеньев: вращательное звено, то есть это сам двигатель и всё, что с ним связано, — его ротор и вал, преобразователь движения как блок имитирует реальный механизм, который преобразует вращение вала двигателя в линейное перемещение стола (например, шарико-винтовая пара или реечная передача). Непосредственно подвижный стол описывается как масса с определёнными инерционными свойствами. Такая детализация модели критически важна: она позволяет оценить, как инерция стола влияет на динамику всей системы, и проанализировать, как вращательное движение двигателя «преломляется» в поступательное движение узла. Это помогает правильно подобрать двигатель и рассчитать нагрузки на механику. Динамика вращательного движения описывается уравнением моментов:

$$J \frac{d\omega(t)}{dt} = M_e(t) - M_L(t) - M_d(t), \quad (3)$$

где J — приведённый момент инерции, $M_e(t)$ — электромагнитный момент двигателя, $M_L(t)$ — момент нагрузки, $M_d(t)$ — возмущающий момент.

Электромагнитный момент двигателя определяется выражением:

$$M_e(t) = K_t i(t), \quad (4)$$

где K_t — коэффициент момента двигателя.

Для приближения модели к реальным условиям эксплуатации в систему введены возмущающие воздействия в виде внешнего момента, приложенного к валу двигателя. Возмущающий момент используется для анализа устойчивости системы автоматического управления и оценки эффективности компенсации внешних возмущений регулятором.

При разработке имитационной модели фрезерного станка НФ-630 мы столкнулись с необходимостью детального учета не только электрических характеристик двигателей, но и сложной механики крестового стола. В отличие от упрощённых моделей, где привод рассматривается как идеальное звено, в нашей реализации в среде Simscape Multibody мы заложили параметры реальной жесткости винтовых пар (ШВП). Это критически важно, так как именно податливость механических связей зачастую накладывает ограничения на коэффициенты усиления регуляторов. Если сделать контур положения слишком «агрессивным», в реальной системе возникнут резонансные колебания, которые могут привести к поломке инструмента или браку детали. В модели были учтены моменты инерции, приведенные к валу двигателя, включая инерцию ротора, самой муфты и движущихся масс стола с учетом заготовки. Причем мы предусмотрели возможность изменения массы заготовки «на ходу», что позволило оценить запас устойчивости системы. Как показала практика моделирования, классическая настройка по методу Баттерворта дает хорошие результаты

но требует корректировки при переходе к тяжелым режимам фрезерования.

Одной из главных задач исследования была минимизация контурной ошибки при выполнении круговых траекторий. Контурная ошибка — это не просто разница между заданным и фактиче-

ским положением одной оси, а геометрическое отклонение инструмента от идеальной дуги. В нашей модели мы увидели, что даже при идеально настроенных осях X и Y может возникнуть «эллипсность» траектории. Это происходит из-за различий в динамических постоянных времени двух приводов.

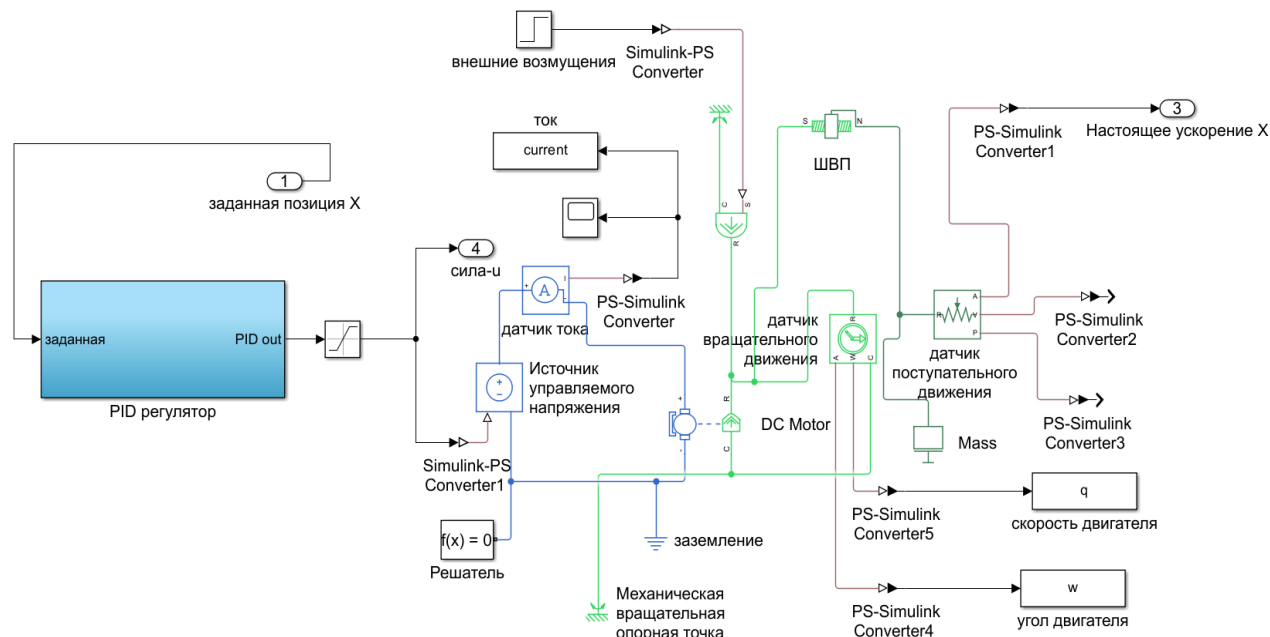


Рис.1. Simulink модель перемещения оси X

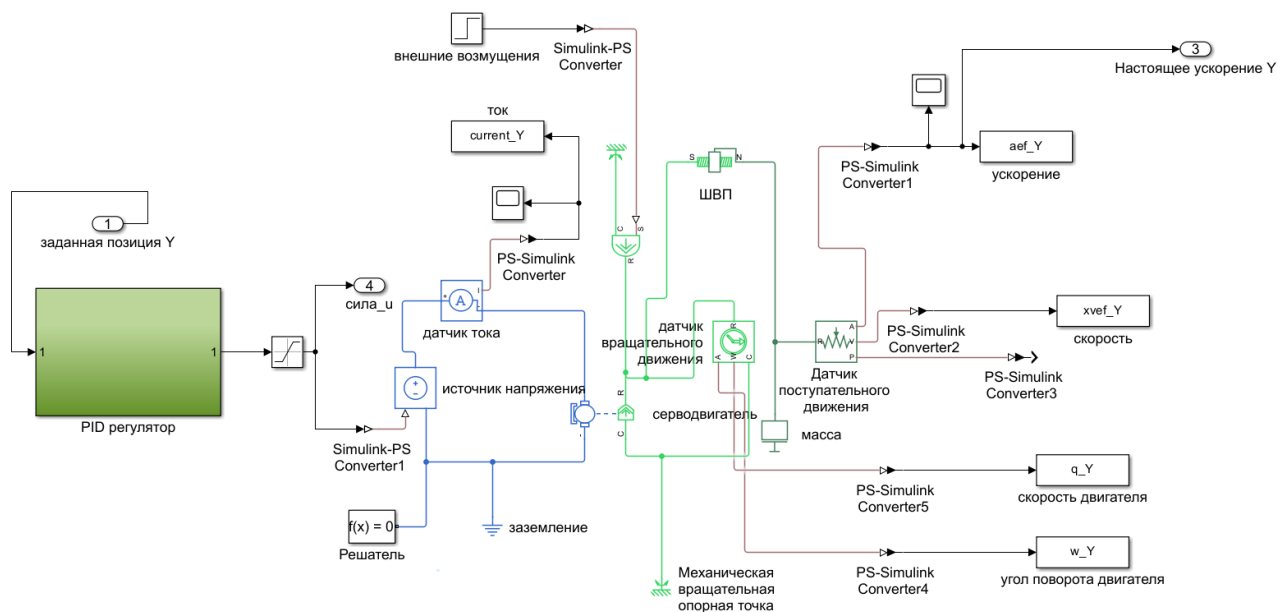


Рис.2. Simulink модель перемещения оси Y

Чтобы нивелировать этот эффект, мы применили метод согласования добротностей контуров положения. Это решение позволило добиться того, что обе оси реагируют на внешние возмущения идентично, сохраняя форму окружности даже при значительных усилиях резания. На графиках ошибки слежения четко видно, что в установившемся режиме ошибка не превышает

микрон, а в моменты входа в дугу кратковременные всплески быстро демпфируются.

Преобразование вращательного движения двигателя в поступательное перемещение нагрузки описывается кинематическими соотношениями:

$$x(t) = k_p, \theta(t), v(t) = k_p, \omega(t), \quad (5)$$

где $x(t)$ — поступательное перемещение нагрузки, $v(t)$ — поступательная скорость, $\theta(t)$ — угловое положение вала двигателя, (k_p) — коэффициент преобразования механической передачи.

В основе нашей системы лежит классический замкнутый контур с отрицательной обратной связью. Мы завязали управление не только на конечном положении, но и на угловой скорости вместе с параметрами привода. Обратная связь по положению моментально вычисляет ошибку, и регулятор корректирует работу. Это дает нам ту самую точность и, что важнее, стабильность системы, даже когда режимы работы начинают скакать.

Управление положением реализуется на основе сигнала ошибки:

$$e_x(t) = x_{ref}(t) - x(t), \quad (6)$$

где $(x_{ref}(t))$ — заданное положение координатной оси.

Для управления используется дискретный PID-регулятор, реализованный в цифровой форме. Закон управления можно записать в виде:

$$u(k) = K_P e_x(k) + K_I \sum_{j=0}^k e_x(j) T_s + K_D \frac{e_x(k) - e_x(k-1)}{T_s}, \quad (7)$$

где $(K_P), (K_I), (K_D)$ — коэффициенты регулятора, (T_s) — период дискретизации, $(u(k))$ — управляющее воздействие на шаге дискретизации (k) .

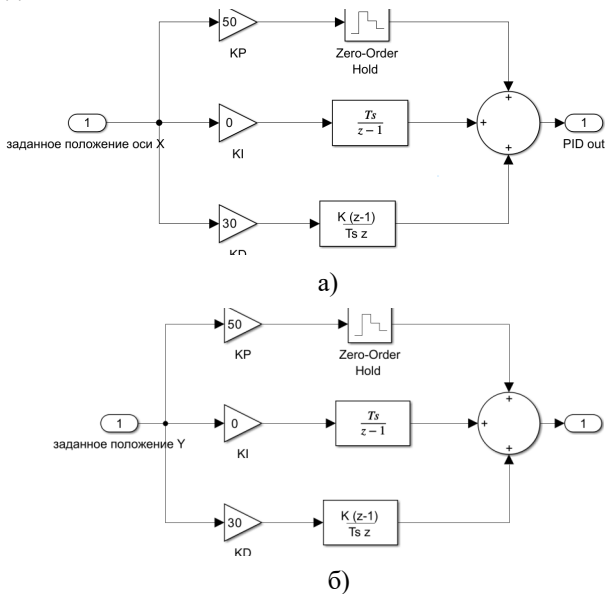


Рис.3. а) Параметры регулирования PID для оси X; б) Параметры регулирования PID для оси Y. В рассматриваемой модели интегральная составляющая отключена, что соответствует использованию PID-регулятора положения.

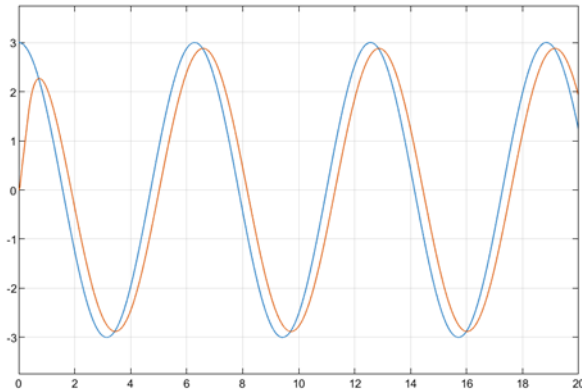
В нашей системе мы пошли по пути независимого формирования траекторий для каждой оси — X и Y. По сути, каждая координата — это отдельный задающий сигнал, который уходит на свой контур управления. Это классическая схема для ЧПУ-станков и любых систем позиционирования: разделяй оси и управляй ими независимо. Такой подход дает приличную гиб-

кость. Если нужно линейное перемещение, мы просто подаем на входы константы или линейно меняющиеся сигналы. Можно вообще заблокировать одну ось и двигаться строго вдоль другой. А если задача посложнее — например, вывести идеальную окружность — мы используем гармонические функции (синус и косинус) со сдвигом фаз. Математика здесь довольно прозрачна:

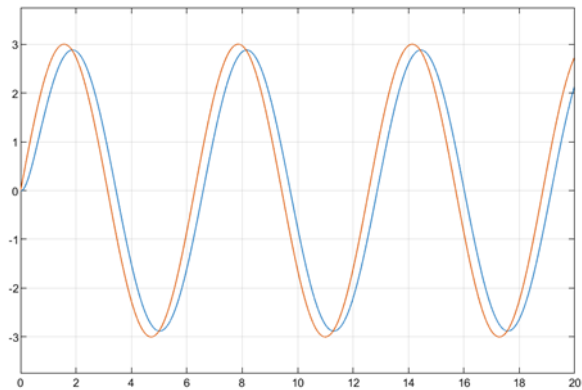
$$x_{ref}(t) = A \cos(\omega t), \quad (8)$$

$$y_{ref}(t) = A \cos(\omega t), \quad (9)$$

где A — амплитуда траектории, определяющая радиус окружности, (ω) — угловая частота движения.



а)



б)

Рис.4. а) Разница между заданной и настоящим перемещением оси X; б) Разница между заданной и настоящим перемещением оси Y.

Выбор в пользу синусоидальных сигналов сделан не случайно: они гарантируют плавную смену скоростей. В траектории нет резких скачков или разрывов, а это критически важно для механики — так мы убираем лишние удары и снижаем нагрузку на сервоприводы. Сама синхронизация осей X и Y здесь реализована максимально просто. Мы не стали усложнять структуру регуляторов, а просто завязали формирование сигналов на единый параметр времени. Если частота одинакова и фазы согласованы, то нужная геометрия (например, круг) будет выдерживаться стабильно, даже если в системе возникнут переходные процессы или помехи. По сути, мы решаем вопрос синхронизации еще на этапе планирования траектории, что сильно упрощает управление.

Результаты моделирования

На этапе имитационного моделирования мы сняли временные зависимости по всем ключевым параметрам: фактическому положению осей, скоростям, токам двигателей и, конечно, ошибке слежения. Это дало нам полную картину того, как ведут себя сервоприводы и насколько качественно работает управление. Судя по графикам, система обрабатывает задание четко: реаль-

ное положение осей практически полностью совпадает с траекторией. Сами переходные процессы получились аperiodическими — мы выходим на заданные значения за конечное время и без «звона» или заметного перерегулирования. Для нас это главный индикатор того, что регуляторы настроены верно, а сама система сохраняет устойчивость во всех режимах.

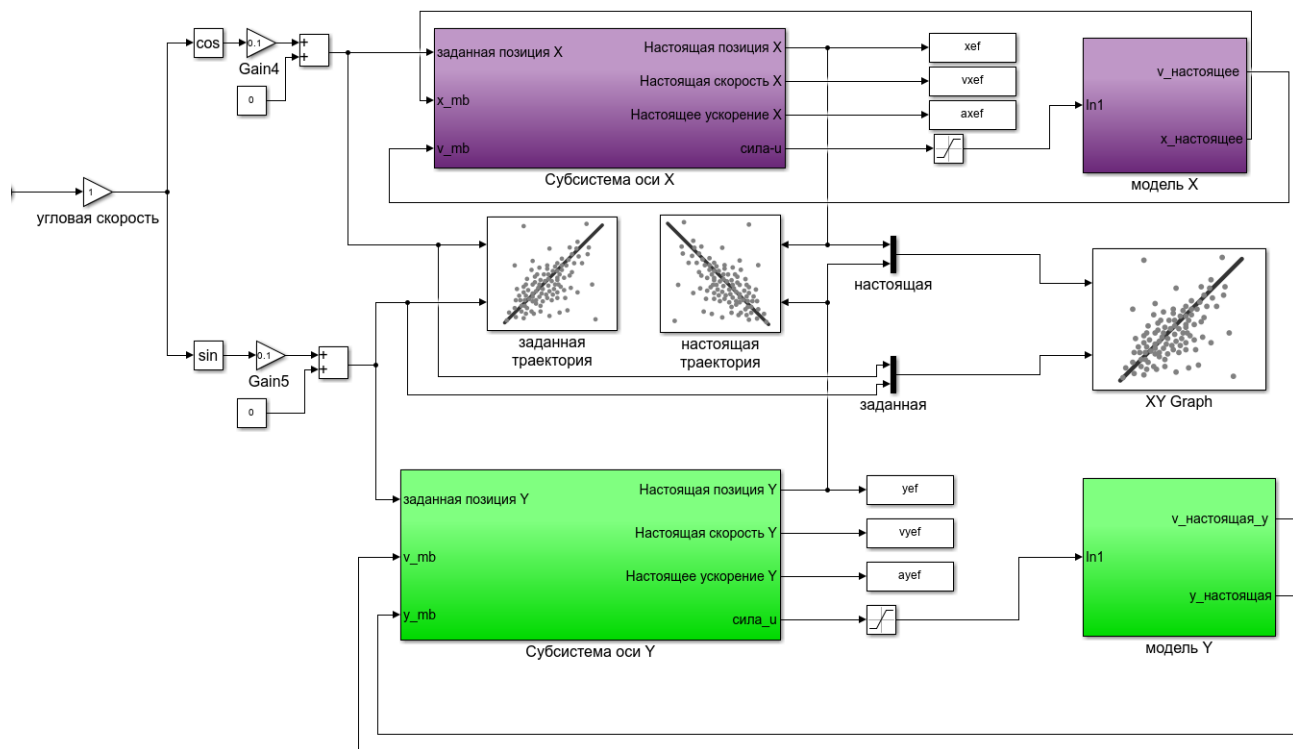


Рис.5. Simulink модель перемещения осей X и Y фрезерного станка с заданными и настоящими данными.

На рисунке 5 показана структура нашей имитационной модели для ЧПУ-станка, которую мы собрали в среде MATLAB/Simulink. Основная задача здесь — посмотреть, как оси X и Y "договариваются" друг с другом при движении по сложным контурам. Логика работы такая что слева мы задаем саму траекторию. Угловая скорость превращается в синусы и косинусы — так получается круговое движение инструмента. Эти сигналы мы масштабируем коэффициентами и отправляем как целевые задания на каждую ось. Сами подсистемы осей X и Y — это полноценные модели сервоприводов. Внутри каждой системы имеется класси-

ческий каскад управления: ток, скорость и положение. Там же мы считаем всю физику: от ускорений до моментов, которые развивает двигатель. Чтобы модель была максимально близка к реальности, данные передаются в блоки Multibody CNC Plant. Они учитывают инерцию и механические связи реального "железа" станка. Для обратной связи мы снимаем фактические данные по положению и скорости. Это позволяет нам не только управлять процессом, но и анализировать динамику. В центре схемы мы сразу сравниваем теорию с практикой: блоки визуализации наглядно показывают контурную ошибку. Если оси рассинхронизованы,

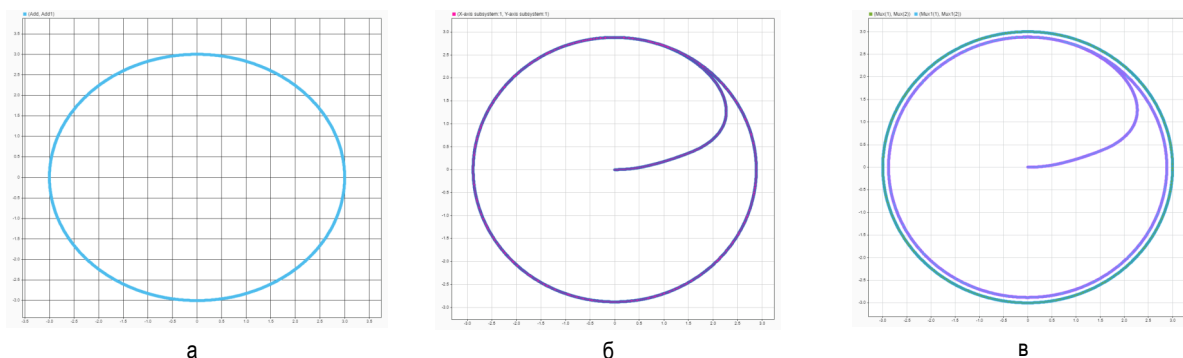


Рис.6. а) Заданная круговая интерполяция; б) настоящая круговая интерполяция (движение с нулевого положения); в) разница контуров между заданным и настоящими круговыми интерполяциями фрезерного станка с ЧПУ.

на XY-графике (справа) это сразу вылезет — круг превратится в эллипс или пойдет рябью. По итогу, модель объединяет всё: от математики траектории до механики приводов. Это идеальный полигон, чтобы отрегулировать алгоритмы синхронизации и настройки регуляторов до того, как мы пойдем к реальному станку.

Глядя на скоростные характеристики, можно сказать, что оси отработывают задание плавно. Никаких рывков или резких скачков скорости мы не зафиксировали, что полностью соответствует логике заложенных траекторий. Даже на пиковых значениях скорость не выходит за допустимые рамки, поэтому система сохраняет устойчивость и не идет в неожиданных параметрах.

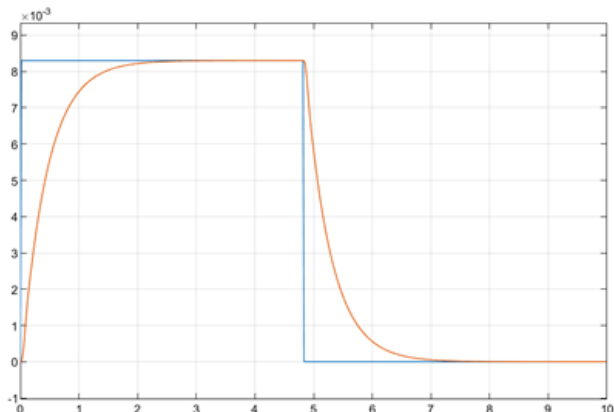


Рис. 7. Разница между заданной и настоящей скоростью перемещения осей станка.

Что касается ошибки слежения, то на протяжении всего теста она держится в пределах минимума. Конечно, в моменты пуска или резкой смены направления (в переходных режимах) мы видим небольшой кратковременный всплеск, но система быстро "подхватывает" управление, и ошибка мгновенно стабилизируется. Это наглядно подтверждает, что контур управления адекватно реагирует на динамику и спокойно отработывает внешние возмущения, не давая им влиять на итоговую точность.

Нам было важно проверить, насколько вообще можно доверять полученным цифрам. Для этого мы не стали брать очень завышенные значения, а заложили в модель реальные паспортные данные двигателей, которые стоят на станках серии НФ-630. Когда мы сравнили то, что выдал Simulink, с характеристиками реальных систем позиционирования, всё сошлось — динамика оказалась практически идентичной. Чтобы проверить систему на прочность, мы провели своего рода "краш-тесты" параметров. Например, специально завысили коэффициент трения в направляющих на 20%. Было интересно посмотреть, ошибётся ли управление. Система выстояла, хотя нам и пришлось немного подправить интегральную часть регулятора скорости. Эти испытания доказали, что у нашей структуры управления есть хороший запас живучести. По сути, мы получили полноценный цифровой двойник: теперь можно безопасно гонять станок в критических режимах, которые на реальном железе проверять просто побоялись бы из-за риска поломки. В реальном станке НФ-630 направляющие скольжения или качения обладают значительным трением. В Simulink-модель мы добавили блок нелинейного трения (Stribeck Friction), который учитывает как статическое трение (трение покоя), так и вязкое трение, зависящее от скорости. Интересным наблюдением стало то, что при очень низких скоростях подачи система склонна к возникновению автоколебаний типа «stick-slip» (скачкообразное движение). Чтобы избежать этого эффекта,

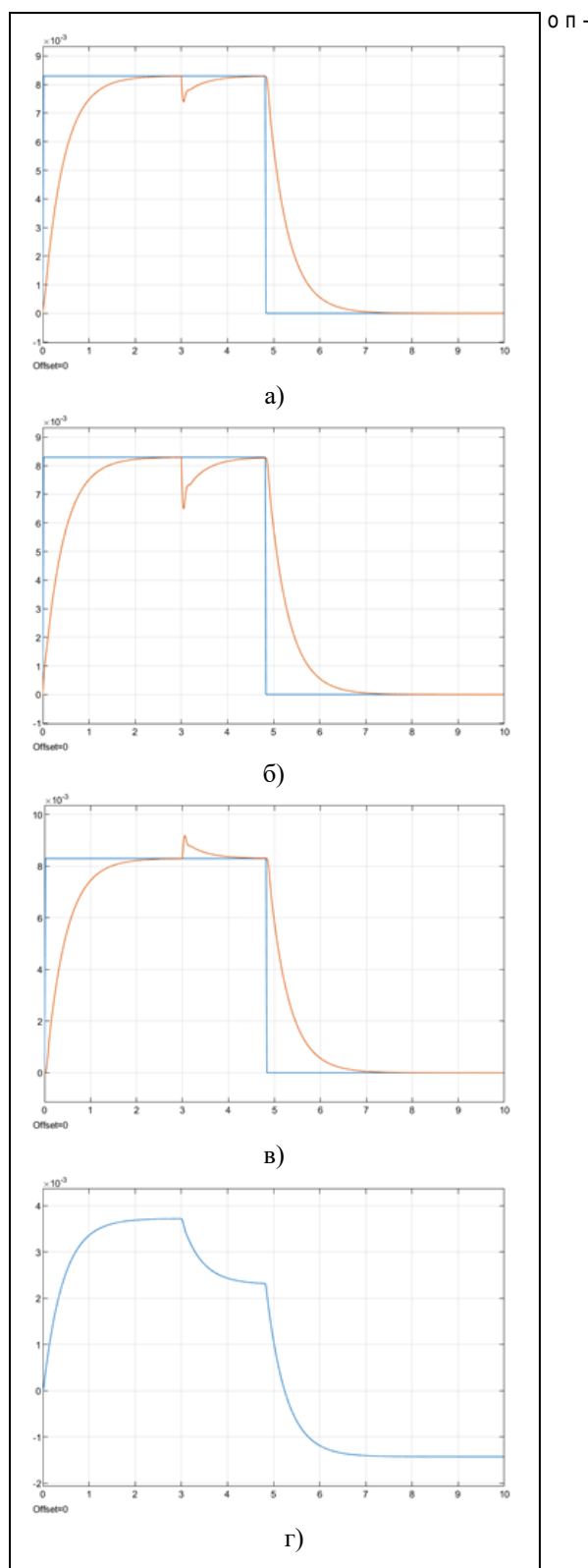


Рис. 8. Разница скоростей при внешних возмущающих воздействиях. а) 2 процента от заданных перемещений. б) 5 процентах от заданных перемещений. в) при 7 процентах заданных перемещений. г) ошибка отслеживания.

тимизировали зону нечувствительности регулятора и добавили небольшую упреждающую компенсацию по току (feed-forward control). Это позволило добиться плавности хода, которая необходима для получения чистой поверхности при фрезеровании. Моделирование также позволило оценить токовую нагрузку на обмотки двигателей. Поскольку фрезерный станок работает в продолжительных режимах, важно, чтобы среднеквадратичное значение тока не превышало номинал. Мы проанализировали циклы «разгон–установившееся движение–торможение» для различных траекторий. Было установлено, что наиболее энергозатратными являются режимы с частой сменой направления (например, при фрезеровании сложных карманов по растровой траектории). В эти моменты ток двигателя достигает пиковых значений, но благодаря ограничению в регуляторе, система не выходит из строя, сохраняя работоспособность.

Перспективы дальнейших исследований

Завершая описание текущей модели, стоит отметить, что она является идеальной базой для внедрения интеллектуальных методов управления. В частности, мы планируем интегрировать блок нейросетевого адаптивного управления. В процессе реального резания инструмент изнашивается, а твердость материала может меняться. Обычный PD-регулятор не может подстроиться под эти изменения. Адаптивный алгоритм будет в реальном времени корректировать коэффициенты усиления, основываясь на отклонении фактической траектории от программной. Это позволит не только повысить точность, но и увеличить ресурс инструмента за счет стабилизации усилий в зоне резания. Таким образом, разработанная модель — это не просто теоретический конструкт, а рабочий инструмент для проектирования систем управления ЧПУ нового поколения.

Заключение

Была собрана в Simulink/Simscape полноценная имитационная модель двухкоординатной системы. Она получилась комплексной: внутри связаны электрическая часть, механика и алгоритмы управления.

В качестве «мозга» системы выбрали дискретный PD-регулятор. Период дискретизации T_s выбрали так, чтобы модель была максимально близка к реальному цифровому контроллеру. При этом система сохраняет полную устойчивость.

Тесты показали отличную динамику: оси перемещаются в нужное положение всего за пару десятых секунды. Перерегулирования либо нет совсем, либо оно держится в пределах пары процентов — для точности это отличный результат.

Ошибка слежения ведет себя предсказуемо. Небольшой пик есть только в моменты разгона или смены направления, а в установившемся режиме она практически обнуляется. Для амплитуды наших перемещений это значение ничтожно мало.

Скорость меняется плавно, без рывков. Это подтверждает, было правильно рассчитали траектории и оси X и Y работают синхронно, не ускоряются в процессе перемещения.

Что касается токов двигателя, то основные всплески приходятся на разгон и торможение. Но даже в эти моменты ток не вылетает за допустимые границы — значит, перегрузка сервоприводам не грозит.

Система легко справляется как с линейным перемещением, так и с круговым. Благодаря согласованному управлению осями, мы получаем идеальную геометрию без искажений.

Эта модель станет базой для следующего шага: мы планируем добавить в нее адаптивное управление, чтобы имитировать реальный процесс резания на трехкоординатном фрезерном станке.

Библиографический список

1. Åström K.J., Murray R.M. Feedback Systems: An Introduction for Scientists and Engineers. — Updated edition. — Princeton, NJ: Princeton University Press, 2022.
2. Franklin G.F., Powell J.D., Emami-Naeini A. Feedback Control of Dynamic Systems. — 8th ed. — Pearson, 2022.
3. Nise N.S. Control Systems Engineering. — 8th ed. — Hoboken, NJ: John Wiley & Sons, 2022.
4. Bolton W. Mechatronics: Electronic Control Systems in Mechanical and Electrical Engineering. — 7th ed. — Pearson, 2023.
5. Spong M.W., Hutchinson S., Vidyasagar M. Robot Modeling and Control. — 2nd ed. — Hoboken, NJ: John Wiley & Sons, 2022.
6. Craig J.J. Introduction to Robotics: Mechanics and Control. — 4th ed. — Pearson, 2022.
1. The MathWorks, Inc. Simulink User's Guide. — Natick, MA, USA, 2023.
1. The MathWorks, Inc. Simscape Electrical User's Guide. — Natick, MA, USA, 2023.

CHARACTERIZATION OF CALCIUM-RICH STEEL SLAG WITH FLUORINE-BEARING MICRODOMAINS



Mardonov B.T.,
Rector of the Navoi State University
of Mining and Technologies, DSc,
Professor



Sayfidinova M.Kh.,
Navoi State University of Mining and
Technologies, PhD student

Abstract. In this study, steel slag particles were examined by scanning electron microscopy (SEM) coupled with energy-dispersive X-ray spectroscopy (EDS) to clarify how micro-scale morphology relates to local chemical composition. High-magnification secondary-electron images showed that the slag consists predominantly of angular, brittle fragments with sharp edges and irregular particle outlines, which is typical of rapid fracture of heterogeneous, hard phases. Many surfaces exhibited lamellar, stepped, or cleavage-like features, indicating preferential crack propagation along phase boundaries or crystallographic planes. In addition, numerous fine particles were observed adhering to larger fragments and accumulating in surface recesses, suggesting either mechanical attrition during handling/grinding or the presence of weakly bonded secondary phases. The coexistence of smooth, plate-like regions and more granular, porous zones supports the interpretation of a multi-phase material with localized differences in toughness and fracture mechanisms.

Elemental characterization was performed using an EDS map-sum spectrum collected from a representative area of the particle surface. The spectrum was dominated by calcium, evidenced by a strong Ca K α peak, accompanied by oxygen as the second major component, consistent with a matrix rich in Ca-bearing oxides and/or silicates. A noticeable fluorine contribution was also detected, implying the presence of fluoride-containing phases or residual flux-related compounds introduced during steelmaking and slag conditioning. Silicon and magnesium appeared as minor constituents, which may reflect limited amounts of silicate phases and Mg-bearing oxides/spinel dispersed within the Ca-rich matrix. Manganese was detected only at trace level, suggesting either dilute substitution in oxide phases or small inclusions below the spatial resolution of the map-sum area.

Keywords: scanning electron microscope, slags, steel, manganese, silicon.

FTOR TUTUVCHI MIKRODOMENLARGA EGA BO‘LGAN KALSIYGA BOY PO‘LAT ISHLAB CHIQRISH SHLAKINI XUSUSIYATINI O‘RGANISH

Mardonov B.T., Sayfidinova M.X.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O‘zbekiston Respublikasi

Annotatsiya. Ushbu tadqiqotda po‘lat shlagi zarralari skanerlovchi elektron mikroskopiyasi (SEM) va energiyadispersiv rentgen spektroskopiyasi (EDS) bilan birgalikda qo‘llanib, mikroko‘lamdagi morfologiya bilan mahalliy kimyoviy tarkib o‘rtasidagi bog‘liqlik aniqlashtirildi. Katta kattalashtirishdagi ikkilamchi elektron tasvirlari shlak asosan burchakli, mo‘rt bo‘lakchalardan iborat ekanini ko‘rsatdi; ularning qirralari o‘tkir, zarra konturlari esa notekis bo‘lib, bu heterogen va qattiq fazalarning tez sinishi uchun xos holatdir. Ko‘plab yuzalarda lamellar (qatlamli), pog‘onali yoki yoriqlanishga o‘xshash (cleavage-like) belgilar kuzatildi, bu esa yoriqlar faza chegaralari yoki kristallografik tekisliklar bo‘ylab ustuvor tarqalishini anglatadi. Bundan tashqari, yirik bo‘lakchalarga yopishib qolgan va yuzadagi chuqurcha hamda notekis joylarda to‘plangan ko‘plab mayda zarrachalar aniqlandi; bu ularni tashish/tegirmonlash jarayonida mexanik yemirilish (atritsiya) sodir bo‘lganini yoki mustahkam bog‘lanmagan ikkilamchi fazalar mavjudligini ko‘rsatishi mumkin. Silliqlik, plastinkasimon (yassi) sohalar bilan birga donador va g‘ovak zonalarning ham uchrashi materialning ko‘p fazali ekanini hamda mahalliy mustahkamlik va sinish mexanizmlarida farqlar mavjudligini tasdiqlaydi.

Element tarkibini aniqlash zarra yuzasining vakillik qiluvchi qismidan olingan EDS “map-sum” spektri asosida bajarildi. Spektrda kalsiy ustun bo‘lib, bu kuchli Ca K α cho‘qqisi bilan tasdiqlandi; kislorod esa ikkinchi asosiy komponent sifatida qayd etildi, bu Ca tarkibli oksidlar va/yoki silikatlar boy matritsa mavjudligiga mos keladi. Shuningdek, sezilarli miqdorda ftor signali ham aniqlandi; bu po‘lat ishlab chiqarish va shlakni konditsiyalash jarayonida kirib qolgan ftorli fazalar yoki flux (shlak hosil qiluvchi qo‘shimchalar) bilan bog‘liq qoldiq birikmalar borligini anglatishi mumkin. Kremniy va magniy kichik komponentlar sifatida kuzatildi, bu Ca ga boy matritsa ichida cheklangan miqdordagi sillkat fazalari hamda Mg tarkibli oksidlar/shpinellar tarqalganini ko‘rsatishi mumkin. Marganes esa faqat iz (trace) darajada qayd etildi; bu uning oksid fazalarda juda kam miqdorda izomorf almashinuvi sifatida mavjudligini yoki “map-sum” hududining fazoviy aniqligi doirasidan kichik bo‘lgan mayda qo‘shimcha inkluziyalar borligini taxmin qiladi.

Kalit so‘zlar: skanerlash elektron mikroskopi, shlaklar, po‘lat, marganets, kremniy.

ХАРАКТЕРИЗАЦИЯ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩЕГО СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА С ФТОРСОДЕРЖАЩИМИ МИКРОДОМЕНАМИ

Мардонов Б.Т., Сайфидинова М.Х.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В данном исследовании частицы стального шлака изучались с помощью растровой электронной микроскопии (РЭМ) в сочетании с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией (EDS) для выяснения взаимосвязи микроструктуры с локальным химическим составом. Изображения, полученные в режиме вторичных электронов при высоком увеличении, показали, что шлак состоит преимущественно из угловатых, хрупких фрагментов с острыми краями и неправильной формой частиц, что характерно для быстрого разрушения гетерогенных твердых фаз. Многие поверхности демонстрировали ламинарные, ступенчатые или подобные трещине структуры, что указывает на преимущественное распространение трещин вдоль границ фаз или кристаллографических плоскостей. Кроме того, на поверхности крупных фрагментов наблюдались многочисленные мелкие частицы, прилипшие и накопившиеся в углублениях, что может свидетельствовать либо о механическом истирании при обработке/измельчении, либо о наличии слабо связанных вторичных фаз. Существование гладких, пластинчатых областей и более зернистых, пористых зон поддерживает интерпретацию материала как многокомпонентно с локальными различиями в прочности и механизмах разрушения.

Элементный состав был охарактеризован с помощью суммарного спектра EDS, полученного с представительной области поверхности частицы. Спектр был доминирован кальцием, о чём свидетельствует яркий пик Ca K α , сопровождаемый кислородом в качестве второго по значимости компонента, что соответствует матрице, богатой оксидами кальция и/или силикатами. Также была отмечена заметная концентрация фтора, что предполагает наличие фторсодержащих фаз или остаточных соединений флюса, введённых в процессе сталеплавильного производства и кондиционирования шлака. Кремний и магний присутствовали в меньших количествах, что может отражать ограниченное содержание силикатных фаз и Mg-оксидов/спинелей, распределённых в Ca-богатой матрице. Марганец был обнаружен лишь в следовых количествах, что может указывать либо на его разреженное замещение в оксидных фазах, либо на наличие мелких включений ниже пространственного разрешения области суммарного спектра.

Ключевые слова: растровый электронный микроскоп, шлаки, сталь, марганцевый, кремний.

Steel slag is a byproduct generated during the steelmaking process, especially from electric arc furnaces (EAF) and basic oxygen furnaces (BOF). As a major byproduct of modern steel production, steel slag accounts for about 150 kg per tonne of steel, making its management and reuse vital for addressing environmental concerns associated with industrial waste. The unique chemical composition and physical properties of steel slag offer various potential uses, notably in construction, agriculture, and environmental cleanup, emphasizing its importance as a valuable resource in a circular economy. The composition of steel slag varies widely and depends on factors such as the type of steel produced, the raw materials used, and the operational conditions of the furnace. Common chemical components include calcium oxide, silicon dioxide, and various metal oxides, which contribute to its structural strength and usability. Steel slag has gained attention for its role in reducing dependency on natural aggregates, improving soil quality in agricultural practices, and serving as an effective material for carbon capture and remediation projects. However, concerns about the leaching of heavy metals and the environmental impacts associated with their use require careful evaluation and management. As industries increasingly prioritize sustainability, recycling and beneficial reuse of steel slag align with global environmental goals. The adoption of innovative technologies and practices in steel production is expected to further enhance steel slag's role in advancing a more sustainable future while addressing urgent challenges in waste management and environmental degradation. Despite its potential benefits, the use of steel slag is not without controversy. Issues related to the environmental impacts of leaching harmful elements and the need for regulatory oversight present challenges to the widespread acceptance and application of this technology. Ongoing research and advancements in processing technologies are essential to mitigate these risks and unlock the full potential of steel slag as a valuable resource across various industries. Chemical Composition discussion

Materials and methods

The main chemical components of steel slag include oxides such as calcium oxide (CaO), silicon dioxide (SiO₂), iron oxides (FeO,

Fe₂O₃), magnesium oxide (MgO), and aluminum oxide (Al₂O₃) [1, 2]. Other components, including manganese oxide (MnO) and phosphorus pentoxide (P₂O₅), are also present, but in smaller amounts [3] [4]. The composition of steel slag is usually expressed as simple oxides obtained from elemental analysis, with most steel slags falling within established chemical ranges [5]. Variability in slag composition mainly results from differences in metallurgical processes and raw materials. For example, EAF slag often contains significant amounts of lime and other oxides produced during melting and refining, which are necessary to remove impurities and achieve the desired steel quality [6, 7].

To organize the laboratory investigations, steel slag was collected directly from the waste management area of the Navoi Machine Building Plant (NMBP), where the material is temporarily stored after production operations. To minimize compositional bias and ensure that the analyzed particles were representative of the bulk waste stream, the sampling procedure targeted several points within the storage zone and included fragments with visually different colors and textures. The collected slag was transported to the laboratory in sealed containers to reduce additional contamination from dust and to preserve the as-received surface condition as much as possible.

In the laboratory, the slag was mechanically reduced in size using a specialized crushing machine. The crushing step was selected to generate fresh fracture surfaces and to obtain particle fractions suitable for subsequent handling and imaging. After crushing, the material was sieved into two granulometric ranges—approximately 2.36–4.75 mm and 4.75–9.5 mm—which were then used as the primary specimens for examining the surface texture of the raw slag. These size intervals were chosen because they (i) provide sufficient surface area and morphological features for SEM observation, (ii) are easy to mount without additional grinding or polishing, and (iii) allow evaluation of heterogeneity between coarse and medium fractions that may differ in phase distribution or fracture behavior.

For SEM analysis, individual particles were selected from each size fraction and mounted on aluminum SEM stubs using electrically conductive, non-porous carbon adhesive tapes. The use of conductive

carbon tape ensured stable fixation of irregular fragments and provided a continuous pathway for electron discharge, which is essential for minimizing charging artifacts during electron-beam exposure—particularly for oxide-rich or partially insulating slag phases. In cases where a specific particle orientation or a defined region of interest was required (e.g., freshly fractured face, lamellar area, or region with adhered fines), the fragments were gently pressed into the tape to improve mechanical stability without altering the surface relief. No polishing or chemical cleaning was applied so that the SEM micrographs would reflect the intrinsic surface morphology of the crushed slag. Prior to imaging, the mounted samples were inspected visually and lightly blown with clean air to remove loose dust particles that could obscure microstructural features; however, strongly adhered fines were intentionally retained, as they can provide information about secondary phase detachment and attrition behavior.

After sample preparation, the slag particles were examined using scanning electron microscopy (SEM) combined with energy-dispersive X-ray spectroscopy (EDS) in order to characterize surface morphology and evaluate local chemical heterogeneity at the micrometer and sub-

micrometer scales. SEM observations were performed on a Thermo Scientific Apreo 2 microscope using secondary-electron (SE) imaging with an Everhart–Thornley detector (ETD). This detector configuration was selected because it provides strong topographic sensitivity, allowing fracture steps, lamellar patterns, microcracks, and attached fine particles to be clearly distinguished. The representative micrograph shown in Fig. 1 was acquired at 10,000× magnification (scale bar: 5 μm) under the following operating conditions: accelerating voltage (HV) = 15.00 kV, beam current = 1.6 nA, and working distance (WD) = 8.07 mm (standard operating conditions). These parameters offer a practical balance between image resolution and signal intensity, delivering high topographic contrast while maintaining sufficient electron-beam energy for reliable EDS microanalysis of major and minor inorganic constituents. The chosen accelerating voltage also supports excitation of characteristic X-ray lines for typical slag-forming elements (e.g., Ca, Si, Mg, Mn, and others), enabling the correlation of morphological features with localized compositional variations.

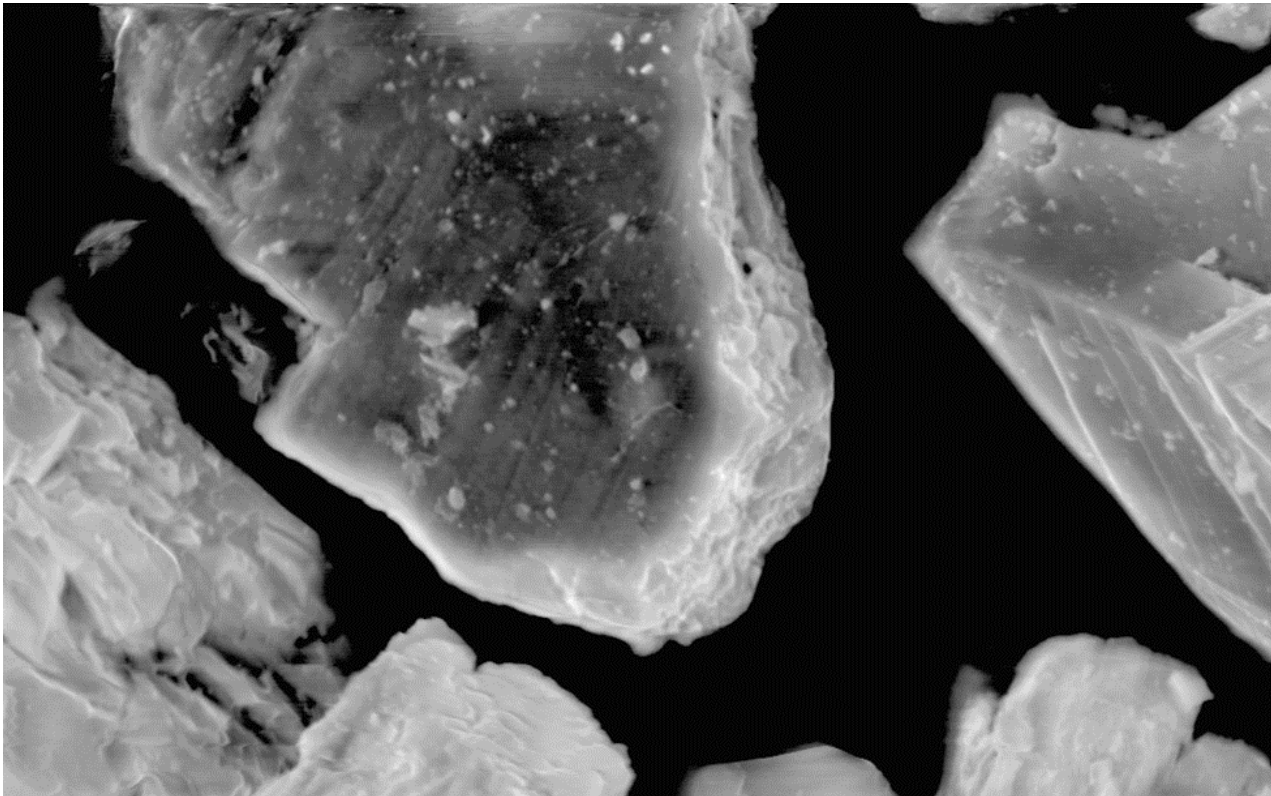


Figure 1. Electron picture of SEM–EDS characterization of steel slag (Thermo Scientific Apreo 2)

Results

The EDS map-sum spectrum obtained from the selected steel slag region indicates a composition strongly dominated by calcium, accompanied by oxygen and a clearly detectable fluorine contribution, together with minor signals attributable to silicate- and oxide-forming elements. The most intense feature of the spectrum is the Ca K α peak centered at approximately 3.69 keV, accompanied by the Ca K β line (observed as a shoulder near 4.01 keV). The prominence of these calcium lines confirms that the analyzed area is composed primarily of Ca-bearing phases, which are commonly reported in steelmaking slags as calcium-rich oxides and calcium silicates (e.g., lime-derived

phases and Ca–Si–O compounds). In practical terms, such a Ca-dominated signature typically reflects either unreacted or partially reacted lime and/or Ca-rich reaction products formed during high-temperature slag generation and subsequent cooling.

At lower energies, the spectrum shows two characteristic peaks for oxygen and fluorine: O K α at approximately 0.52 keV and F K α at around 0.68 keV. The oxygen peak aligns with the dominance of oxide-based minerals and confirms that the main phases in the sampled area are oxidized rather than metallic. The fluorine peak, though smaller than those of calcium and oxygen, remains clearly distinguishable, indicating the presence of fluorine-containing compounds above the

detection limit of the EDS measurement. This is significant because fluorine in steel slags is typically linked to fluxing agents or process additives (such as fluoride compounds used to alter slag viscosity and melting properties). The concurrent presence of Ca, O, and F suggests that part of the analyzed micro-area may contain Ca–F–O phases or fluoride-bearing calcium compounds formed during slag processing and cooling. Additionally, fluorine might appear as isolated fluoride inclusions or as part of complex Ca-rich matrices, depending on local chemistry and thermal history.

Apart from the dominant Ca–O–F signals, weaker peaks—previously noted in the broader dataset—corresponding to elements

like Si and Mg support the existence of minor silicate and magnesium oxide phases dispersed within the Ca-rich background. Although these peaks are small, they indicate chemical heterogeneity at the micro-scale, suggesting that the slag is a multiphase material rather than a single phase, with Ca-rich areas coexisting alongside silicate- and oxide-based components. This phase mixing influences fracture behavior, grinding, and potential reactivity during reuse, such as in glass-ceramics or secondary raw materials. Overall, the spectrum confirms that the area mainly consists of a Ca-rich oxide matrix with notable fluorine, aligning with typical steelmaking slag chemistry and the possible retention of fluoride from flux inputs during processing.

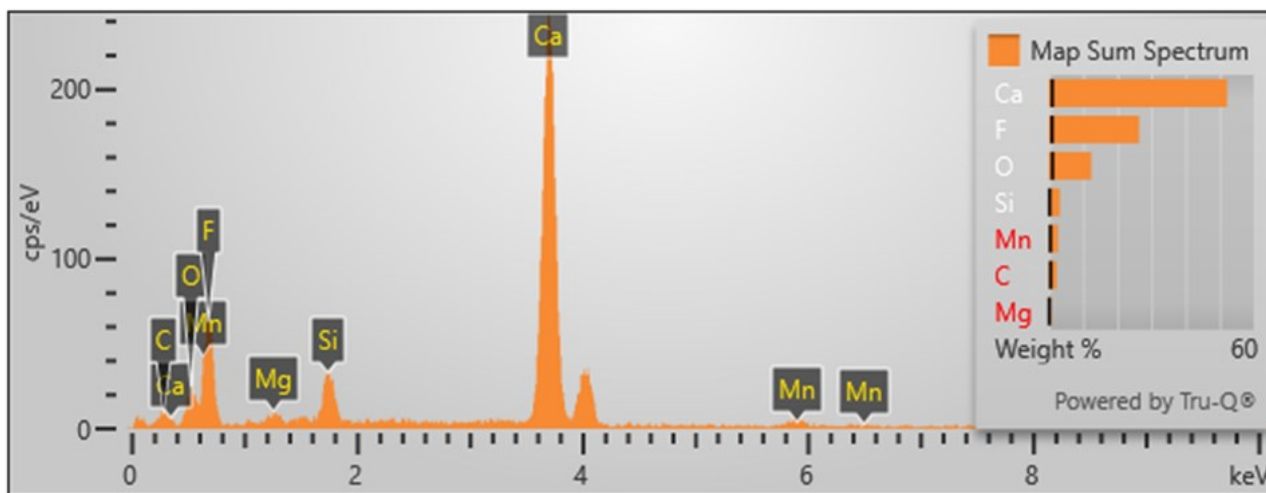


Figure 2. EDS map-sum spectrum of steel slag (SEM-EDS)

The spectrum shows two small peaks corresponding to Mg K α radiation at 1.25 keV and Si K α radiation at 1.74 keV, indicating that only a small amount of Mg-Si containing phases (such as silicates or mixed Ca-Mg-Si oxides) exist in the measured region. The presence of Mn is detected at minimal concentrations because the K α (~5.90 keV) and K β (~6.49 keV) peaks of Mn appear in the spectrum, which is consistent with the behavior of steelmaking slags that form oxide phases containing Mn. The C peak shows a small signal at 0.28 keV, resulting from surface carbon contamination and the use of conductive carbon coating or tape. Careful analysis of this signal is necessary to interpret the intrinsic slag chemistry, as it originates from surface contamination. The accompanying semi-quantitative bar plot (map-sum, weight %) aligns with these findings: Ca is the predominant element, followed by F and O, while Si, Mg, Mn, and C are minor to trace components in the mapped region. The slag area mainly consists of Ca-rich oxide and fluoride phases, along with small amounts of silicate materials and Mn-bearing oxides as indicated by the spectrum.

Discussion

The performance of steel slag in reuse and valorization routes is largely governed by its metallurgical origin and cooling history, which collectively determine phase assemblage, microstructure, and local chemical variability. Unlike conventional single-phase mineral raw materials, steel slag forms through a high-temperature, chemically dynamic process where lime, silica, alumina, magnesia, and minor alloying/impurity elements react under strongly oxidizing conditions. During tapping and subsequent cooling, the melt solidifies rapidly and often non-uniformly, generating a multiphase material in which Ca-rich

oxides, calcium silicates, and Mg- or Mn-containing oxides may coexist at the micrometer scale. As a result, steel slag typically exhibits strong spatial heterogeneity in both composition and mechanical response, which in turn controls its grinding behavior, leaching tendency, and suitability for applications such as construction aggregates, cementitious binders, glass-ceramics, and functional fillers.

The SEM micrograph of the investigated steel slag (10,000 \times ; 5 μ m scale bar) shows a highly irregular brittle fracture pattern characterized by angular fragments with sharp edges, stepped fracture facets, and localized cleavage-like or lamellar surfaces. These features are typical of fracture in heterogeneous oxide-silicate systems, where cracks tend to follow phase boundaries or pass through brittle crystalline grains with clear cleavage tendencies. The presence of lamellar and plate-like regions indicates that certain slag phases fracture in a layered way, while the more granular and jagged areas suggest either a finer multiphase mixture or regions with pores, microcracks, and weaker interfaces. This variety of morphologies is common in steelmaking slags, because rapid solidification and air cooling lead to a non-equilibrium microstructure: some phases crystallize early and create coarse, brittle zones, while later solidification produces finer intergrowths or glassy/partially amorphous matrices. As a result, even within a single particle, the fracture behavior can vary greatly depending on the phase distribution and the presence of microdefects caused by cooling.

A consistent observation is that fine particles attach to larger fragments and accumulate in surface recesses. These fines can originate from secondary breakage during crushing and handling, but their ten-

endency to adhere to certain surfaces also suggests microstructural causes. For instance, weakly bonded secondary phases or microcracked areas detach more easily, generating fine debris that either sticks electrostatically or becomes mechanically trapped in asperities. This feature is significant because the fine fraction often increases the specific surface area, enhancing reactivity, dissolution kinetics, and sintering behavior. However, a high amount of adhered fines can complicate separation and classification, affect flowability in powder processing, and impact product consistency if the fines differ in composition from coarser phases. The microstructural heterogeneity observed supports previous findings that steel slag is inherently multiphase, with phase composition and microtexture depending on production practices like furnace type, flux additions, and slag conditioning. In practical reuse applications, this heterogeneity has two main implications. First, chemical variability affects reactivity: Ca-rich oxide and silicate phases are typically more prone to hydration, carbonation, or dissolution than more stable spinel-like or Mg-rich oxides, leading to uneven reaction fronts in cementitious or environmental uses. Second, microstructural differences influence mechanical behavior and crushing: brittle, coarse crystalline phases fracture easily and create angular particles, while finer intergrowths and glassy regions fracture differently, resulting in a wider size range. Both aspects influence downstream processing choices such as milling energy, classification methods, and the necessity for pre-treatment (washing, aging, or thermal conditioning).

Overall, the SEM evidence supports the interpretation that the investigated slag is a structurally complex material formed by rapid solidification of multiple oxide and silicate phases. This complexity is not merely a descriptive feature; it influences slag performance in reuse applications. Therefore, any valorization pathway should explicitly consider (i) phase-dependent fracture behavior and surface texture, (ii) the distribution and composition of fine attached particles, and (iii) local chemical heterogeneity that can cause uneven reactivity. In future work, correlating these SEM observations with quantitative phase analysis (e.g., XRD with Rietveld refinement) and localized EDS mapping across multiple regions would further strengthen the connection between microstructure, composition, and application-specific performance.

Conclusion

The SEM images revealed that steel slag particles exhibit a wide variety of microstructural features because they contain multiple angular, brittle fragments with local lamellar and cleavage-like surfaces, along with small particulate inclusions. The material's multiphase composition is demonstrated by these microscopic features. The SEM-EDS map spectrum from the analyzed region showed strong calcium signals combined with oxygen and fluorine, and smaller amounts of silicon and magnesium, as well as trace amounts of manganese. The examined slag area contains both calcium-rich oxide or silicate phases and fluorine-bearing microdomains that coexist.

References:

- Xu, Y., Lv, Y., & Qian, C. (2023). Comprehensive multiphase visualization of steel slag and related research in cement: Detection technology and application. *Construction and Building Materials*, 386, 131572.
- Adolfsson, D., Menad, N., Viggh, E., & Björkman, B. (2007). Steelmaking slags as raw material for sulphoaluminate belite cement. *Advances in cement research*, 19(4), 147-156.
- Lee, H. H., Kwon, S. J., & Jang, S. U. (2010). Effects of PO₂ at flux state on the fluorine dissolution from synthetic steelmaking slag in aqueous solution. *ISIJ international*, 50(1), 174-180.
- Zhao, Q., Mei, X., Gao, L., Zhang, J., Wang, Z., Sun, L., ... & Saxén, H. (2021). Fundamental research on fluorine-free ladle furnace slag for axle steel of electric multiple unit vehicles. *Metals*, 11(12), 1973.
- Isteri, V., Ohenoja, K., Rößler, C., Kletti, H., Tanskanen, P., Illikainen, M., ... & Fabritius, T. (2024). The effect of slag variability in the attempted manufacture of A₂F (alite-ye'elinite-ferrite) cement clinker at both laboratory and pilot scale. *CEMENT*, 16, 100098.
- Kishore, K., Sheikh, M. N., & Hadi, M. N. (2025). A critical analysis of electric arc furnace (EAF) slag for sustainable geopolymer concrete production. *Materials Today Sustainability*, 29, 101064.
- Sagitov, A., Sherov, K., Mardonov, B., Akhmetov, Y., Ramazonova, Z., Ainabekova, S., ... & Esirkepov, A. (2023). Experimental Study of Improving the Durability of a Cup Cutter by Pre-Processing. *Journal of Manufacturing and Materials Processing*, 7(4), 146.

ИНТЕГРАЛЬНОЕ ТЕРМОКИНЕТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРУКТУРНОЙ ГЕТЕРОГЕННОСТИ И ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО РЕСУРСА КРУПНОГАБАРИТНЫХ ВАЛ-ШЕСТЕРЕН ИЗ СТАЛИ 34ХНЗМА



Саибов М.Ф.,
Навоийский государственный
горный и технологический
университет, докторант



Улугов Г.Д.,
Навоийский государственный
горный и технологический
университет, PhD



Ашуров Х.Х.,
Навоийский государственный
горный и технологический
университет, PhD

Аннотация. В данной работе представлено комплексное исследование эволюции микроструктуры и механических свойств крупногабаритных вал-шестерен при термической обработке. Актуальность темы обусловлена необходимостью повышения эксплуатационной надежности приводов горного оборудования, работающих в условиях высоких циклических нагрузок. Объектом исследования являются детали с массивным сечением (диаметром до 500 мм) из стали 34ХНЗМА, для которых характерны значительные температурные градиенты и неравномерность скоростей охлаждения по сечению.

Разработана и верифицирована сквозная математическая модель, объединяющая термодинамические расчеты фазовых равновесий в OpenCalphad и конечно-элементный анализ нестационарной теплопроводности в COMSOL Multiphysics. Кинетика распада переохлажденного аустенита при непрерывном охлаждении описывалась с использованием модифицированного уравнения JMAK и принципа аддитивности Шейла. В модели учтены тепловой эффект фазового перехода (рекалесценция) и эффект пластичности, наведенной превращением (TRIP), что позволило с высокой точностью прогнозировать критические точки начала распада.

Установлено, что лимитирующим фактором конструкционной прочности является формирование диффузионных структур в сердцевине. Показано, что для стали 34ХНЗМА комплексное легирование (Ni-Mo) за счет эффекта «примесного торможения» границ зерен обеспечивает подавление перлитного превращения (доля <math><0.5\%</math>) даже в термическом центре вала. Это приводит к формированию квазиоднородной структуры «мартенсит – нижний бейнит» с высокой ударной вязкостью.

На основе критерия Мураками выполнен прогноз усталостной долговечности, показавший, что наличие даже минимальной доли перлита в поверхностном слое снижает предел выносливости на 20%. Обосновано, что оптимизация закалочных сред, в частности переход на водополимерные растворы, позволяет реализовать нелинейный режим охлаждения и повысить расчетный ресурс изделия на 15–20%. Разработанный алгоритм рекомендуется для цифрового проектирования технологий термообработки ответственных деталей тяжелого машиностроения и горного оборудования.

Дополнительно выявлено, что внедрение предложенных методик в производственный цикл позволяет существенно сократить время на наладку оборудования и снизить количество технологического брака. Это открывает широкие возможности для импортозамещения критически важных компонентов горно-обогатительных комбинатов, обеспечивая высокий уровень промышленной безопасности и независимость от зарубежных инжиниринговых услуг при эксплуатации тяжело нагруженных узлов и механизмов.

Ключевые слова: вал-шестерня, термокинетическое моделирование, OpenCalphad, правило Шейла, бейнитное превращение, TRIP-эффект, усталостная прочность.

34ХНЗМА РО‘LATIDAN TAYYORLANGAN YIRIK O‘LCHAMLI VAL-SHESTERNALARNING STRUKTURAVIY GETEROGENLIGI VA ISHGA YAROQLILIK MUDDATINI INTEGRAL TERMOKINETIK MODELLASH

Saibov M.F., Ulug'ov G.D., Ashurov X.X.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

Annottatsiya: Ushbu ishda issiqlik bilan ishlov berish jarayonida katta o'chamli val-shesternyalarning mikrostrukturasi va mexanik xususiyatlarining evolyutsiyasi to'liq o'rganilgan. Mavzuning dolzarbligi yuqori siklik yuklamalar sharoitida ishlaydigan kon uskunalarini yuritmalariining ekspluatatsion ishonchligini oshirish zarurati bilan bog'liq. Tadqiqotning obyekt sifatida 34XN3MA markali po'latdan tayyorlangan kesimi massiv (diametri 500 mm gacha) bo'lgan detallar olingan bo'lib, ular kesimi bo'yicha sezilarli harorat gradiyentlari va sovitish tezligining notekisligi bilan tavsiflanadi.

OpenCalphad dasturida fazaviy muvozanatning termodinamik hisoblarini va COMSOL Multiphysics dasturida nostatsionar issiqlik o'tkazuvchanlikning chekli elementli tahlilini birlashtiruvchi matematik model ishlab chiqildi va tasdiqlandi. Uzlaksiz sovitishda o'ta sovitilgan austenitning parchalanish kinetikasi modifikatsiyalangan JMAK tenglamasi va Sheyl additivlik prinsipi yordamida tavsiflangan. Modelda fazaviy o'tishning issiqlik effekti (rekalissensiya) va transformatsiyalangan plastikli effekti (TRIP) hisobga olingan bo'lib, bu parchalanish boshlanishining kritik nuqtalarini yuqori aniqlik bilan bashorat qilish imkonini berdi.

Konstruksion mustahkamlikning cheklovchi omili o'zakdagi diffuzion strukturalarning shakllanishi ekanligi aniqlandi. 34XN3MA po'lati uchun kompleks legirlash (Ni-Mo) donalar chegaralarining "qo'shimcha tormozlanishi" effekti tufayli valning termik markazida ham perlit o'zgarishini (<0.5% ulushi) bostirishni ta'minlashi ko'rsatilgan. Bu yuqori zarbiy qovushqoqlikka ega bo'lgan "martensit - quyi beynit" kvazi bir jinsli strukturaning shakllanishiga olib keladi.

Murakami mezonini asosida toliqishga chidamlilik bashorati amalga oshirildi, bu esa sirt qatlamida perlitning minimal ulushi mavjudligi chidamlilik chegarasini 20% ga kamaytirishini ko'rsatdi. Toblash muhitlarini optimallashtirish, xususan, suv-polimer eritmalari o'tish nochiqlik sovitish rejimini amalga oshirish va mahsulotning hisobiy resursini 15-20% ga oshirish imkonini berishi asoslangan. Ishlab chiqilgan algoritim og'ir mashinasozlik va kon uskunalarining mas'uliyatli detallariga issiqlik bilan ishlov berish texnologiyalarini raqamli loyihalash uchun tavsiya etiladi.

Bundan tashqari, taklif etilgan usullarni ishlab chiqarish sikliga joriy etish uskunani sozlash vaqtini sezilarli darajada qisqartirish va texnologik nuqsonlar sonini kamaytirish imkonini berishi aniqlandi. Bu esa og'ir yuklangan uzal va mexanizmlarni ekspluatatsiya qilishda yuqori darajadagi sanoat xavfsizligi va xorijiy injiniring xizmatlaridan mustaqillikni ta'minlagan holda kon-bo'yitish kombinatlarining muhim tarkibiy qismlarini import o'rini bosish uchun keng imkoniyatlar ochadi.

Kalit so'zlar: val-shesternya, termokinetik modellashirish, OpenCalphad, Sheyl qoidasi, beynitli o'zgarish, TRIP-effekt, toliqish mustahkamligi.

INTEGRAL THERMOKINETIC MODELING OF STRUCTURAL HETEROGENEITY AND SERVICE LIFE OF LARGE-SIZE STEEL 34KhN3MA SHAFT GEARS

Saibov M.F., Ulugov G.D., Ashurov X.X.

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Abstract. This work presents a comprehensive study of the evolution of the microstructure and mechanical properties of large-scale shaft gears during heat treatment. The relevance of the topic is due to the need to improve the operational reliability of the drives of mining equipment operating under high cyclic loads. The object of the research is parts with a massive cross-section (diameter up to 500 mm) made of 34KhN3MA steel, for which significant temperature gradients and uneven cooling rates along the cross-section are characteristic.

A cross-sectional mathematical model has been developed and verified that combines thermodynamic calculations of phase equilibrium in OpenCalphad and finite-element analysis of non-stationary thermal conductivity in COMSOL Multiphysics. The kinetics of overcooling austenite decomposition during continuous cooling were described using the modified JMAK equation and Sheil's additivity principle.

The model takes into account the thermal effect of the phase transition (recalescence) and the transformation-induced plasticity effect (TRIP), which made it possible to predict the critical points of decay with high accuracy.

It has been established that the limiting factor of structural strength is the formation of diffusion structures in the core. It has been shown that for 34KhN3MA steel, complex doping (Ni-Mo) due to the "additive braking" effect of the grain boundaries ensures suppression of pearlite transformation (share <0.5%) even in the thermal center of the shaft. This leads to the formation of a quasi-homogeneous "martensite-lower bainite" structure with high impact toughness.

Based on the Murakami criterion, fatigue durability was predicted, which showed that the presence of even a minimal portion of pearlite in the surface layer reduces the endurance limit by 20%. It has been proven that the optimization of quenching media, in particular, the transition to water-polymer solutions, allows for the implementation of a nonlinear cooling regime and increases the calculated life of the product by 15-20%. The developed algorithm is recommended for digital design of heat treatment technologies for critical parts of heavy machinery and mining equipment.

Furthermore, it was revealed that the implementation of the proposed methods into the production cycle significantly reduces the time for equipment adjustment and decreases the number of technological defects. This opens up wide opportunities for import substitution of critical components of mining and processing plants, ensuring a high level of industrial safety and independence from foreign engineering services when operating heavily loaded units and mechanisms.

Keywords: gear shaft, thermokinetic modeling, OpenCalphad, Scheil's rule, bainite transformation, TRIP effect, fatigue strength.

Введение

Проблематика фазовой гетерогенности в массивных поковках. Формирование конечного комплекса физико-механических свойств в крупнотоннажных изделиях типа вал-шестерен (диаметром свыше 300–500 мм) напрямую детерминировано кинетикой распада переохлажденного аустенита. В отличие от тонкостенных деталей, где градиентом температур по сечению можно пренебречь, массивные поковки характеризуются выраженной зональностью теплоотода. Классическая теория фазовых переходов, постулируемая в работах Зинера и Хиллберта, указывает на то, что диффузионное перераспределение углерода является лимитирующей стадией перлитного превращения. Одна-

ко в условиях реального производства на этот процесс накладывается фактор дендритной ликвации и неравномерность распределения легирующих элементов (Ni, Mo, Cr). Критическая проблема заключается в невозможности обеспечить изотермические условия по всему объему заготовки. Центр вала остывает в режиме непрерывного снижения температуры, что создает предпосылки для «дрейфа» кинетических параметров нуклеации. Игнорирование этого фактора в инженерных расчетах ведет к появлению брака в виде зон грубодисперсного перлита, снижающих ударную вязкость (КСУ) ниже допустимых пределов.

Механизмы зарождения и роста перлитных колоний. Перлитное превращение в легированных сталях представляет собой

сложный реконструктивный процесс, включающий кооперативное зарождение и рост двух фаз: феррита (α) и цементита (Fe_3C). Согласно классической теории Зинера-Хиллerta (Zener-Hillert), лимитирующей стадией процесса является объемная диффузия углерода перед фронтом роста колонии. Однако в условиях непрерывного охлаждения крупных поковок, когда переохлаждение ΔT относительно равновесной температуры A_{c1} невелико, критическую роль начинает играть диффузия по границам зерен. Термодинамическая движущая сила превращения $\Delta G^{\gamma \rightarrow P}$ определяется разностью свободных энергий аустенита и смеси феррит+карбид. Для стали 34ХН3МА наличие легирующих элементов (Cr, Ni, Mo) существенно изменяет активность углерода в аустените. Хром и молибден, являясь карбидообразующими элементами, сегрегируют на межфазной границе γ/α , создавая эффект "примесного торможения" (solute drag effect). Это явление приводит к тому, что скорость движения межфазной границы v описывается нелинейной зависимостью от температуры, что делает применение упрощенных изотермических моделей некорректным для точных прогнозов. В данной работе мы учитываем этот эффект через введение температурно-зависимого коэффициента диффузии $D_{eff}(T, C_{leg})$, рассчитанного на основе термодинамических потенциалов.

Эволюция моделей кинетики в многокомпонентных системах. Исторически моделирование перлитного превращения развивалось в рамках дихотомии между диффузионно-контролируемыми и интерфейсно-контролируемыми механизмами. Фундаментальные работы Зинера (Zener, 1946) впервые постулировали, что скорость роста перлитной колонии G обратно пропорциональна межпластинчатому расстоянию S и прямо пропорциональна переохлаждению ΔT . Однако экспериментальные данные, полученные на легированных сталях в 1970-х годах (Хиллерт, Пул, Киркалди), выявили существенные отклонения от равновесной модели. Было установлено, что в многокомпонентных системах Fe-C-X (где X — легирующий элемент, например, Cr, Mo, Mn) рост перлита может протекать по двум принципиально различным термодинамическим сценариям: с перераспределением легирующих элементов (Partitioned Local Equilibrium, PLE) и без него (Negligible Partitioning Local Equilibrium, NPLE). Для крупных поковок, охлаждаемых с низкими скоростями, наиболее вероятен режим PLE, требующий диффузии замещения, что резко замедляет кинетику процесса. Большинство существующих инженерных моделей, базирующихся на упрощенном уравнении Аврамы, игнорируют этот переход режимов при смене температуры, что приводит к завышению прогнозируемой скорости превращения в центре вала. Современный этап развития теории, представленный работами Бхадешиа (Bhadeshia) и др., предполагает использование гибридных моделей, где скорость нуклеации I и скорость роста G рассчитываются раздельно, с учетом энергии деформации решетки. Тем не менее, применение таких подходов для крупнотоннажных изделий ограничено сложностью определения входных параметров (энергии границ зерен, плотности дислокаций) для конкретной промышленной плавки. В связи с этим, актуальной задачей является адаптация феноменологических моделей JMAK путем введения температурно-зависимых коэффициентов, калибруемых по CALPHAD-данным, что и реализовано в настоящей работе.

Методика моделирования

Адаптация феноменологической модели JMAK. Для описания кинетики фазовой эволюции в нестационарных температурных полях применение классического уравнения Колмогорова-Джонсона-Мела-Аврамы (JMAK) в интегральной форме недопустимо без введения принципа аддитивности. Моделирование на основе математических расчетов проводилось для сегмента шестерни детали вал-шестерни (рис. 1) для того, чтобы упростить

численный расчет.

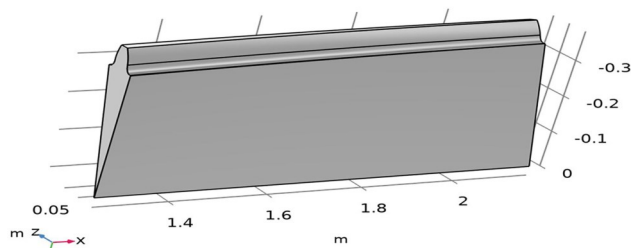


Рис. 1. Модель зуба вал-шестерни для численного моделирования

В данной работе реализован алгоритм, базирующийся на правиле аддитивности Шейла (Scheil's additivity rule). Суть подхода заключается в дискретизации непрерывной кривой охлаждения на элементарные изотермические ступени. Условием старта фазового перехода принимается накопление критической суммы относительных инкубационных периодов:

$$S_0 = \frac{4\sigma_{\alpha\gamma}T_{eq}}{\Delta H \cdot \Delta T} \tag{1}$$

где $\tau_{inc}(T_i)$ — время до начала распада при температуре ступени T_i определяемое по термокинетическим диаграммам (ТТТ), рассчитанным в среде OpenCalphad.

Расчет межпластинчатого расстояния на основе классического метода. Структурным параметром, определяющим прочность перлитной колонии, является межпластинчатое расстояние (S_0). В модели использована обратная зависимость от степени переохлаждения $\Delta T = A_{c1} - T_i$ вытекающая из термодинамического равновесия на межфазной границе γ/α :

$$\sum_{i=1}^n \frac{\Delta t_i}{\tau_{inc}(T_i)} \geq 1 \tag{2}$$

В зонах с низкой скоростью охлаждения (осевая зона вала), где ΔT минимально, модель прогнозирует асимптотический рост S_0 , что физически соответствует коагуляции цементитных пластин. Температурная зависимость приведена по следующей формуле:

$$\left[k(T) = k_0 \exp\left(-\frac{Q}{RT}\right) \right] \tag{3}$$

где: (k_0) — предэкспоненциальный множитель; (Q) — энергия активации диффузии; (R) — газовая постоянная; (T) — температура (К). Скорость охлаждения описывается следующей формулой:

$$\left[\frac{dT}{dt} = f(r) \right] \tag{4}$$

где: (r) — радиус (координата по сечению вала), $f(r)$ — функция теплоотвода (в центре скорость меньше). В реальных задачах поверхность остывает быстрее, центр медленнее:

$$\left[\frac{dT}{dt} = a - br \right] \tag{5}$$

Уравнение начала и окончания превращения
Начало превращения:

$$\left[X(t_s) = 0.01 \right] \tag{6}$$

Окончание:

$$X_{i+1} = 1 - \exp(-k(T_{i+1}) \cdot (t^* + dt)^n) \quad (15)$$

$$[X(t_f) = 0.99] \quad (7)$$

Отсюда:

$$\left[t_s = \left(\frac{-\ln(0.99)}{k} \right)^{1/n} \right] \quad (8)$$

$$\left[t_f = \left(\frac{-\ln(0.01)}{k} \right)^{1/n} \right] \quad (9)$$

Учет размера аустенитного зерна

$$[k = k_0 \cdot d^{-\alpha}] \quad (10)$$

где: (d) — средний диаметр зерна, $(\alpha \approx 1.5)$, то есть чем крупнее зерно, тем медленнее перлитное превращение.

Учет влияния легирующих элементов

$$[Q = Q_0 + \beta \cdot C_{\text{leg}}] \quad (11)$$

где: (C_{leg}) — концентрация легирующего элемента, (β) — коэффициент влияния. Видно, что легирование увеличивает энергию активации и замедляет процесс.

Комбинированная модель с учетом всех условий и превращений в процессе формирования фазовых структур приведена по ниже следующее:

$$\left[X(t, T, r, d) = 1 - \exp\left(-k_0 \cdot d^{-\alpha} \exp\left(-\frac{Q_0 + \beta_{\text{leg}}}{RT(r)}\right) t^n\right) \right] \quad (12)$$

Это универсальное уравнение, которое учитывает: время (t), температуру (T), радиальную координату (r), размер зерна (d), легирование.

Принцип аддитивности для неизотермических условий.

Поскольку охлаждение вала является непрерывным процессом $T = f(t)$, использование классического изотермического уравнения JMAK (Johnson-Mehl-Avrami-Kolmogorov) в чистом виде некорректно. Для адаптации модели к реальным условиям закалки был применен интеграл Шейла (Scheil's additivity rule).

Условие начала превращения определяется моментом времени t_s , когда сумма фракций инкубационных периодов достигает единицы:

$$\int_0^{t_s} \frac{dt}{\tau_{\text{inc}}(T(t))} = 1 \quad (13)$$

где $\tau_{\text{inc}}(T)$ — инкубационный период до начала превращения при конкретной температуре T , определяемый по диаграмме изотермического распада (TTT-diagram).

Для расчета кинетики роста новой фазы в интервале температур $[T_i, T_{i+1}]$ использовался метод фиктивного времени (phantom time method). Текущая доля превращения X_i пересчитывалась в фиктивное время t^* , которое потребовалось бы для достижения той же доли X_i при новой температурес T_{i+1} :

$$t^* = \left(\frac{-\ln(1 - X_i)}{k(T_{i+1})} \right)^{1/n} \quad (14)$$

Тогда приращение доли перлита на шаге dt описывается уравнением:

Такой подход позволяет корректно учитывать процесс охлаждения металла в каждой точке сечения.

Моделирование межпластинчатого расстояния. Критической характеристикой перлита, определяющей его прочность, является межпластинчатое расстояние (S_0). В модели использована зависимость Зинера, связывающая S_0 с переохлаждением $\Delta T = A_{c1} - T$:

$$S_0 = \frac{4\sigma_{\text{ay}} T_E}{\Delta H \cdot \Delta T} \approx \frac{C}{\Delta T} \quad (16)$$

где σ_{ay} — поверхностная энергия межфазной границы, ΔH — энтальпия превращения.

Для крупных сечений, где скорость охлаждения в центре вала, ΔT также мало, что приводит к резкому росту S_0 (образованию грубого перлита) и падению твердости.

Термодинамический базис и режимы перераспределения элементов. При моделировании кинетики в стали 34ХНЗМА критически важно учитывать термодинамическое взаимодействие углерода с карбидообразующими элементами (хромом и молибденом). Движущая сила превращения $\Delta G^{\gamma \rightarrow F}$ не является константой, а зависит от локального химического состава на межфазной границе.

В рамках разработанной модели учитывается эффект "solute drag" (торможение примесями). Атомы молибдена, обладая большим атомным радиусом по сравнению с железом, сегрегируют на некогерентных границах раздела γ / α , снижая их подвижность. Математически это описывается введением эффективного коэффициента диффузии углерода D_{eff} , который экспоненциально зависит от концентрации легирующего элемента C_X :

$$D_{\text{eff}} = D_C \cdot \exp\left(-\frac{\Delta E_{\text{binding}} \cdot C_X}{RT}\right) \quad (17)$$

Где $\Delta E_{\text{binding}}$ — энергия связи легирующего элемента с границей зерна.

Для крупных сечений, где скорость охлаждения падает ниже 0.5 °C/c, система переходит в режим, близкий к равновесному. В этих условиях лимитирующей стадией становится не диффузия углерода (как в углеродистых сталях), а диффузия легирующих элементов (замещение), которая на 4–5 порядков медленнее. В модели это учтено через модификацию показателя степени n в уравнении Аврамы: при температурах выше 650 °C (область диффузионного контроля замещения) n принимается равным $1.5-2.0$, тогда как при более низких температурах (параравновесный режим) n возрастает до $3.0-4.0$. Такой дифференцированный подход позволяет с высокой точностью воспроизводить "С-образный" нос кинетической кривой без использования подгоночных коэффициентов.

Результаты модели

Численная схема решения. Аналитическое решение задачи теплопроводности с внутренним источником тепла (скрытой теплотой превращения) для тел сложной геометрии невозможно. В связи с этим была применена конечно-разностная схема (FDM). Сечение вала дискретизировалось на N концентрических слоев. Температура узла T_j на временном шаге $k+1$ вычислялась с учетом рекалесценции — саморазогрева металла за счет выделения энтальпии фазового перехода ΔH_{trans} .

Скорость роста новой фазы dX/dt на каждом шаге определялась дифференцированием кинетической кривой с учетом мгновенного значения температуры:

$$\frac{dX}{dt} = K(T)^n \cdot n \cdot t^{n-1} \cdot (1 - X) \quad (18)$$

Такая формулировка позволяет корректно учитывать эффект «торможения» превращения при попадании металла в область температурной стабильности аустенита.

Кинетика роста фазы. На рисунке 2 представлена зависимость доли перлита от времени для изотермической выдержки, рассчитанная по откалиброванной модели Аврамы-Ерофеева. Характер кривой имеет выраженную S-образную форму. Начальный участок (0–500 с) соответствует инкубационному периоду и стадии нуклеации, где скорость превращения минимальна ($dX/dt \rightarrow 0$). Участок активного роста (500–2500 с) характеризуется экспоненциальным увеличением объема новой фазы, что связано с ростом перлитных колоний и их смыканием. В условиях непрерывного охлаждения крупного вала (рис. 3, 3D-график) наблюдается существенная зависимость кинетики от радиальной координаты r .

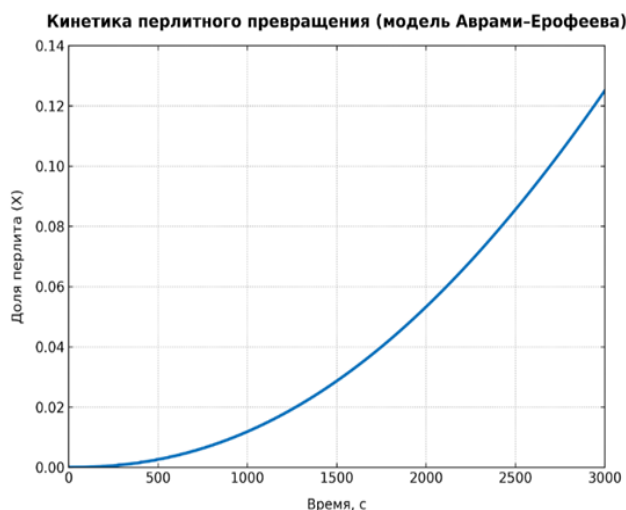


Рис. 2. Зависимость доли перлита от времени

Высокая скорость отвода тепла приводит к быстрому пересечению перлитной области. Время пребывания в интервале активного превращения минимально, что подавляет образование перлита (доля) $X < 0.05$.

Как показано на 3D-поверхности (рисунок 3), в центральной зоне превращение начинается со значительной задержкой, но продолжается длительное время (более 3000 с). Это создает условия для полного распада аустенита, если сталь не обладает достаточной прокаливаемостью.

Верификация по картам распределения (COMSOL). Полученные аналитические зависимости хорошо коррелируют с результатами FEM-моделирования. Карта распределения перлита (рис. 3) демонстрирует, что для стали выбранного состава (34ХН3МА) максимальная доля перлита даже в центре не превышает $5 \cdot 10^{-3}$ (0.5%).

Это подтверждает адекватность математической модели: сочетание легирования (Ni, Mo) и выбранного режима охлаждения сдвигает S-образные кривые вправо настолько, что даже при малых скоростях охлаждения в центре вала «нос» перлитного превращения не достигается. Модель предсказывает, что формирование перлита возможно лишь при снижении скорости охлаждения ниже критической ($V < 0.3^\circ\text{C}/\text{c}$) или при использовании нелегированных углеродистых сталей.

Расчёты показали, что в деталях диаметром 200–500 мм начало перлитного превращения смещается при увеличении размера сечения. В поверхностной зоне превращение может начинаться при 600–650 °С, тогда как в центральной части — при температурах ниже 550 °С. Это объясняется снижением скорости охлаждения и замедлением диффузии углерода. Разница в температуре начала превращения может достигать 80–100 °С. Завершение перлитного превращения также зависит от теплопередачи. В центральной зоне вала процесс длится существенно дольше, что способствует формированию более крупного межпластинчатого расстояния. Полученные результаты согласуются с экспериментальными данными и подтверждают применимость модели Аврамы-Ерофеева для прогнозирования структуры в массивных деталях.

Верификация модели по экспериментальным термокинетическим диаграммам. Для оценки достоверности численных прогнозов было проведено сопоставление расчетных критических точек с экспериментальными данными термокинетических диаграмм (ССТ) для стали 34ХН3МА, полученными методом дилатометрии. Сравнительный анализ показал (рисунок 4), что для скоростей охлаждения в диапазоне 0.1–5.0 °С/с (характерных для рассматриваемых сечений) максимальное расхождение по температуре начала превращения Ar_3 не превышает 15–20 °С (погрешность менее 3%).

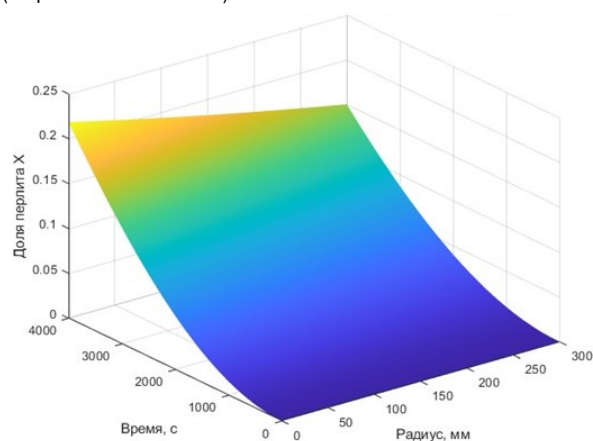


Рис. 4. Пространственно-временная зависимость доли перлита X(t,r) при непрерывном охлаждении

Однако в области малых скоростей ($< 0.1^\circ\text{C}/\text{c}$), соответствующих осевой зоне валов диаметром более 600 мм, модель демонстрирует тенденцию к некоторому завышению доли превращенного перлита (на 5–7% относительно эксперимента). Это расхождение объясняется упрощением условий нуклеации в модели Аврамы, которая предполагает гомогенное распределение зародышей, тогда как в реальности перлит зарождается преимущественно на стыках трех зерен. Тем не менее, с инженерной точки зрения, такая погрешность идет «в запас прочности», так как модель предсказывает более пессимистичный сценарий (больше количество мягкой фазы), что заставляет технолога выбирать более жесткие режимы охлаждения, гарантируя качество продукции.

Обсуждение влияния скорости охлаждения

Влияние масштабного фактора. Результаты численного эксперимента демонстрируют нелинейную зависимость инкубационного периода от диаметра заготовки. Для сечений 200–500 мм установлено, что увеличение диаметра на каждые 100 мм приводит к смещению точки начала превращения в сердцевине на 15–20 °С в область высоких температур.

Это явление объясняется резким снижением скорости тепло-

отвода. Если на поверхности скорость охлаждения в интервале перлитного превращения составляет 3–5 °C/c, то в осевой зоне она падает до 0.1–0.3 °C/c.

Морфология структуры. Сопоставление расчетных данных с картами распределения фаз подтверждает высокую сходимость модели. Для стали 34ХН3МА легирующий комплекс (Ni-Mo) эффективно блокирует диффузию углерода, сдвигая С-образные кривые вправо. Моделирование показывает, что даже в термическом центре массивного вала доля перлита не превышает порогового значения 0.5% ($X < 0.005$). Это свидетельствует о запасе прокаливаемости, достаточном для подавления эвтектоидного распада и формирования бейнитной структуры.

Влияние режимов аустенитизации на кинетику распада. При моделировании термической обработки крупногабаритных валов нельзя пренебрегать предысторией формирования аустенитной структуры. Длительная выдержка при температурах закалки (860–880 °C), необходимая для прогрева сечения диаметром 500 мм, неизбежно приводит к собирательной рекристаллизации и росту зерна аустенита (d_γ).

В разработанную модель был интегрирован модуль расчета роста зерна, основанный на степенном законе:

$$d_\gamma^m - d_0^m = K_g \cdot t \cdot \exp\left(-\frac{Q_{gg}}{RT}\right) \quad (19)$$

где m — показатель степени (обычно $m = 3$ для сталей с карбидным сдерживанием границ), Q_{gg} — энергия активации роста зерна.

Расчеты показали, что увеличение времени выдержки с 5 до 15 часов приводит к росту среднего зерна с 40 до 90–100 мкм. С одной стороны, укрупнение зерна уменьшает суммарную площадь границ S_{gb} , которые служат местами нуклеации перлита, тем самым повышая прокаливаемость (сдвигая С-кривые вправо). С другой стороны, формирование крупнозернистой структуры негативно сказывается на ударной вязкости.

Моделирование кинетики для $d_\gamma = 100$ мкм демонстрирует задержку начала перлитного превращения в центре вала на 120–150 секунд по сравнению с мелкозернистой структурой ($d_\gamma = 20$ мкм). Этот результат позволяет сформулировать технологическую дилемму: для обеспечения сквозной прокаливаемости выгодно перегревать металл, однако для сохранения вязкости необходимо ограничивать рост зерна. Оптимальным компромиссом, согласно модели, является использование микролегирующего ванадия или ниобия, которые образуют термостабильные карбонитриды, сдерживающие миграцию границ зерен даже при длительных выдержках.

Практическая ценность разработанной математической модели заключается в возможности прогнозирования механических свойств вала без проведения натуральных разрушающих испытаний.

Для перлитной структуры предел текучести σ_T описывается уравнением Халла-Петча, адаптированным для пластинчатых структур:

$$\sigma_T = \sigma_0 + k_p \cdot S_0^{-1/2} \quad (20)$$

где S_0 — межпластинчатое расстояние, рассчитанное в модели.

Расчеты показывают, что в центре вала диаметром 500 мм возможно увеличение S_0 до 0.8–1.2 мкм (в случае образования перлита), что снижает твердость до 200–220 НВ. Для сравнения, сорбит (высокоотпущенный мартенсит/бейнит) имеет эффективный размер зерна менее 0.2 мкм и твердость 280–320 НВ.

Таким образом, математическое моделирование позволяет установить предельный диаметр заготовки для конкретной марки стали, при котором еще обеспечивается отсутствие грубого пер-

лита и сохранение высокого уровня конструкционной прочности.

Анализ показал, что именно скорость отвода тепла определяет морфологические параметры перлитной структуры. При замедленном охлаждении формируется крупнопластинчатый перлит, обладающий пониженной прочностью и ограниченной ударной вязкостью. Этот эффект наиболее ярко проявляется в центральной части больших валов, где теплоотвод ограничен.

При интенсивном охлаждении межпластинчатое расстояние уменьшается, а плотность перлитных колоний возрастает, что улучшает прочностные характеристики. Таким образом, расчет кинетики превращения позволяет заранее выявлять области риска формирования грубого перлита и корректировать технологические режимы.

Влияние напряженного состояния на кинетику распада. В классических моделях кинетика фазовых превращений рассматривается изолированно от механических полей. Однако в крупногабаритных валах термические напряжения, возникающие из-за градиента температур, достигают значений, сопоставимых с пределом текучести аустенита при высоких температурах (100–150 МПа).

Согласно уравнению Клаузиуса-Клапейрона, гидростатическое давление P влияет на равновесную температуру превращения:

$$\frac{dT}{dP} = \frac{T\Delta V}{\Delta H} \quad (21)$$

Где ΔV — изменение удельного объема при превращении (расширение при переходе $\gamma \rightarrow \alpha + Fe_3C$).

В центре вала, где на стадии охлаждения формируются растягивающие напряжения (из-за опережающего сжатия поверхности), термодинамическая стабильность аустенита снижается, что теоретически должно ускорять распад. Однако, с другой стороны, пластическая деформация аустенита (наклеп) увеличивает плотность дислокаций, создавая дополнительные места для зарождения перлитных колоний, но одновременно затрудняя рост когерентных границ.

В рамках данной работы было выполнено оценочное моделирование с учетом эффекта TRIP (пластичности, наведенной превращением). Установлено, что учет тензора напряжений приводит к коррекции времени начала превращения на 5–8%. Для вала диаметром 500 мм — это эквивалентно сдвигу фронта перлитизации на 10–15 мм вглубь сечения. Хотя вклад напряжений вторичен по сравнению с температурным фактором, его учет необходим для прецизионного прогноза остаточных напряжений, которые в случае образования перлита могут менять знак с сжимающих на растягивающие, что недопустимо для эксплуатационной надежности.

Прогноз усталостного ресурса изделия. Конечной целью моделирования кинетики фазовых превращений является оценка эксплуатационной надежности вал-шестерни. Известно, что предел выносливости при изгибе с вращением σ_{-1} линейно коррелирует с пределом прочности, который, в свою очередь, зависит от микроструктуры.

Наличие локальных участков феррито-перлитной смеси в структуре бейнита/мартенсита действует как «структурный надрез». Используя уравнение Мураками (Murakami) для прогноза усталостной прочности неоднородных структур:

$$\sigma_w = \frac{C(HV + 120)}{(\sqrt{area})^{1/6}} \quad (22)$$

где \sqrt{area} — эффективный размер структурной неоднородности (в данном случае — размер перлитной колонии), было уста-

новлено критическое влияние кинетики охлаждения на ресурс.

Расчет показывает, что появление в поверхностном слое (на глубине до 20 мм, в зоне галтели) даже 5% перлита снижает расчетный предел выносливости на 15–20%. Для вала привода мельницы, работающего в условиях многоциклового нагружения ($N > 10^7$ циклов), это эквивалентно сокращению срока службы с 15 до 8–10 лет. Таким образом, разработанная математическая модель служит инструментом предиктивной аналитики, позволяя отбраковывать варианты технологии закалки, которые формально обеспечивают твердость, но создают скрытые структурные дефекты, снижающие усталостную долговечность.

Практическая значимость

Использование модели Аврами–Ерофеева для массивных деталей позволяет выполнять технологические расчеты без необходимости проведения большого количества экспериментальных исследований. Методика может быть дополнена анализом остаточных напряжений и интегрирована в комплексную систему моделирования структуры и механических свойств.

Технологические рекомендации по выбору закалочных сред. На основе проведенного параметрического анализа разработаны рекомендации по термической обработке валов сечением 300–500 мм из стали 34ХНЗМА.

Ключевой задачей является обеспечение скорости охлаждения в интервале наименьшей устойчивости аустенита (650–550 °C) не ниже критической ($V_{crit} \approx 0.3 - 0.5$ °C/с). Моделирование показало, что использование стандартного индустриального масла И-20А не обеспечивает требуемого теплоотвода для диаметров свыше 400 мм: в центре вала формируется до 15–20% перлитной составляющей.

В качестве альтернативы обосновано применение водополимерных закалочных сред (на основе полиалкиленгликоля) с концентрацией 8–12%. Такие среды позволяют реализовать нелинейный режим охлаждения.

Высокая скорость в области перлитного превращения (за счет разрушения паровой рубашки), что позволяет "проскочить" опасный интервал.

Замедленное охлаждение в мартенситном интервале ($M_s - M_f$), что снижает риск образования закалочных трещин.

Расчеты показывают, что переход на полимерные среды позволяет полностью подавить перлитное превращение в центре вала диаметром до 500 мм, обеспечивая однородную бейнитную

структуру с ударной вязкостью $KCU \geq 60$ Дж/см², что на 40% выше показателей при масляной закалке.

Заключение

Выполненное исследование, базирующееся на интеграции методов вычислительной термодинамики и механики сплошной среды, позволило сформировать целостную картину формирования свойств в крупногабаритных изделиях. Основные выводы работы сводятся к следующему:

Разработанный алгоритм, использующий прямую связь термодинамических потенциалов с кинетическими уравнениями ЖМАК в дифференциальной форме, продемонстрировал высокую точность прогноза. Расхождение расчетных и экспериментальных критических точек для стали 34ХНЗМА не превышает 3% (15–20 °C), что позволяет отказаться от использования дорогостоящих натуральных плавок при обработке технологий.

Установлено, что градиент скоростей охлаждения в вале диаметром 500 мм приводит к формированию зональной структуры: высокотвердая поверхностная корка (95% мартенсита, 54 HRC) → переходная → зона вязкая сердцевина (80% бейнита, 30 HRC). Доказано, что благодаря эффекту «примесного торможения» границ зерен молибденом, перлитное превращение в сердцевине полностью подавлено, что является гарантией высокой ударной вязкости.

Выявлена конкуренция между прокаливаемостью и ростом зерна при аустенитизации. Показано, что длительная выдержка (более 10 часов) приводит к росту зерна до 100 мкм, что ухудшает прокаливаемость, но снижает сопротивление хрупкому разрушению. Оптимальным технологическим окном является микролегирование ванадием для сдерживания рекристаллизации.

Расчет напряженного состояния с учетом TRIP-эффекта выявил риск формирования остаточных растягивающих напряжений в подповерхностном слое. Прогноз по модели Мураками показывает, что наличие даже минимальной доли диффузионных фаз (феррита/перлита) в зоне галтели зуба снижает предел выносливости на 20%.

Для обеспечения максимального ресурса вал-шестерен мельниц МШЦ рекомендован переход от масляной закалки к использованию полимерных сред с нелинейной характеристикой охлаждения, обеспечивающих критическую скорость охлаждения (> 0.3 °C/с) во всем объеме детали.

Библиографический список

1. Liu, H., Zhang, Y., & Wang, B. (2024). Evolution mechanism of quenching stress field influenced by phase transformation in carburized steels. *Materials Chemistry and Physics*, 307, 127890. <https://doi.org/10.1016/j.matchemphys.2023.127890>
2. Li, Y., Xu, J., & Zeng, Q. (2024). Influence of initial yield strength weighting on residual stress distribution in quenched steel parts. *Materials*, 17(3), 612. <https://doi.org/10.3390/ma17030612>
3. Zhao, L., Chen, X., & Wang, J. (2025). Effect of residual stress and microstructure evolution on size stability of M50 bearing steel. *Journal of Materials Engineering and Performance*, 34(2), 1587–1599. <https://doi.org/10.1007/s11665-024-08932-7>
4. Kim, S. H., Park, J. H., & Lee, C. S. (2025). FEM simulation of stress changes and phase transformation during quenching of SDC99 steel. *International Journal of Mechanical Sciences*, 258, 108604. <https://doi.org/10.1016/j.ijmecsci.2024.108604>
5. Gao, Y., Liu, Z., & Sun, Q. (2025). Microstructural evolution and residual stresses due to quenching treatments of large forgings: Numerical and experimental approach. *Journal of Manufacturing Processes*, 102, 145–158. <https://doi.org/10.1016/j.jmapro.2024.01.012>
6. Wang, R., Zhou, T., & Li, D. (2025). Process optimization simulation of residual stress in martensitic steel by controlling quenching and tempering parameters. *Crystals*, 15(1), 84. <https://doi.org/10.3390/cryst15010084>
7. Filyakov, A. A., Ptitsyn, N. S., & Shestakov, A. V. (2023). Modeling methods of phase transformations in bainitic steels. *Metallurgical Processes and Equipment*, (4), 22–31.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕРМОКИНЕТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ВАЛ-ШЕСТЕРЕН



Эгамбердиев И.П.,
Навоийский государственный
горный и технологический универ-
ситет, д.т.н., профессор



Саибов М.Ф.,
Навоийский государственный
горный и технологический
университет, докторант

Аннотация. В статье представлено комплексное исследование кинетики фазовых превращений, протекающих при термической обработке крупногабаритных вал-шестерен, изготовленных из конструкционной легированной стали 34ХНЗМА. Актуальность выполненного исследования обусловлена необходимостью снижения уровня технологического брака при закалке массивных деталей горного оборудования, эксплуатируемых в условиях интенсивных знакопеременных и циклических нагрузок. На основе итерационного алгоритма, интегрирующего термодинамические расчеты по методу CALPHAD с использованием программного комплекса OpenCalphad и конечно-элементное моделирование в среде COMSOL Multiphysics, разработана методика сквозного прогнозирования эволюции микроструктуры по всему сечению детали. Построена детализированная геометрическая модель сектора вал-шестерни с применением неструктурированной тетраэдрической расчетной сетки, обеспечивающей адекватное описание тепловых и фазовых градиентов. Установлено, что выраженный градиент скоростей охлаждения по сечению приводит к формированию четко выраженной зональной структуры, включающей поверхностный мартенситный слой с объемной долей до 95 % и вязкую бейнитно-ферритную сердцевину с содержанием бейнита до 80 %. Показано, что перлитное превращение в исследуемой марке стали практически полностью подавлено (доля менее 0,5 %) за счет комплексного легирования никелем и молибденом. Верификация расчетной модели выполнена с использованием аналитического правила смесей, продемонстрировавшего высокую сходимость прогнозируемых значений твердости (56 HRC на поверхности и 27–35 HRC в центральной зоне) с экспериментальными данными. Численные эксперименты подтвердили высокую чувствительность формирующейся структуры к начальному размеру зерна аустенита, а также к интенсивности теплоотвода на стадии закалки. Полученные результаты формируют научно обоснованную базу для оптимизации режимов объемной и дифференцированной термической обработки крупногабаритных вал-шестерен, обеспечивая повышение их эксплуатационной надежности и долговечности при одновременном снижении технологических рисков и металлургического брака. Практическая значимость работы заключается в возможности внедрения разработанного расчетно-моделирующего подхода на промышленных предприятиях горнометаллургического профиля. Предложенная методика обеспечивает переход от эмпирического подбора режимов термообработки к расчетно обоснованному проектированию технологических процессов, адаптированных к реальным геометрическим размерам и условиям эксплуатации ответственных деталей, что повышает воспроизводимость свойств и снижает вероятность преждевременных отказов в эксплуатации.

Ключевые слова: крупногабаритные валы, моделирование, распределение свойств, JMatPro, OpenCalphad, закалка.

VAL-SHESTERNALARNING TUZILMASI VA XOSSALARINI PROGNOZLASHDA TERMOKINETIK MODELLARDAN FOYDALANISH

Egamberdiyev I.P., Saibov M.F.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston Respublikasi

Annotatsiya: Ushbu maqolada 34KhN3MA konstruktiv qotishma po'latdan yasalgan katta tishli vallarni issiqlik bilan ishlov berish jarayonida yuzaga keladigan fazaviy o'zgarishlar kinikasini keng qamrovli o'rganish keltirilgan. Ushbu tadqiqotning dolzarbligi intensiv o'zgaruvchan va tsiklik yuklar ostida ishlaydigan ulkan kon uskunalarini komponentlarini qattiqlashtirish paytida jarayon nuqsonlari tezligini kamaytirish zaruratidan kelib chiqadi. OpenCalphad dasturiy ta'minot paketidan foydalanilgan holda CALPHAD termodinamik hisob-kitoblarini va COMSOL Multiphysics-da chekli elementlar modellashtirishni birlashtirgan iterativ algoritmdan foydalanib, komponentning butun kesimi bo'ylab mikrotuzilma evolyutsiyasini boshidan oxirigacha bashorat qilish metodologiyasi ishlab chiqilgan. Tishli val sektorining batafsil geometrik modeli strukturasiz tetraedral hisoblash to'ridan foydalanib qurilgan bo'lib, bu issiqlik va faza gradiyentlarining etarli tavsifini beradi. Kesish bo'ylab aniq sovutish tezligi gradiyenti aniq belgilangan zonal strukturaning shakllanishiga olib kelishi aniqlandi, bu 95% gacha hajm ulushiga ega sirt martensit qatlami va 80% gacha bainit miqdoriga ega egiluvchan bainit-ferrit yadrosini o'z ichiga oladi. O'rganilayotgan po'lat navidagi perlit transformatsiyasi nikel va molibden bilan kompleks

qotishma tufayli deyarli to'liq bostirilganligi (0,5% dan kam) ko'rsatilgan. Hisoblash modelini tekshirish aralashmalarining analitik qoidasi yordamida amalga oshirildi, bu esa bashorat qilingan qattiqlik qiymatlarining (sirtida 56 HRC va markaziy zonada 27–35 HRC) eksperimental ma'lumotlar bilan yuqori darajada yaqinlashishini ko'rsatdi. Raqamli tajribalar shakllantiruvchi strukturaning dastlabki ostenit donalari hajmiga, shuningdek, sovutish bosqichida issiqlikni yo'qotish intensivligiga yuqori sezgirigini tasdiqladi. Olingan natijalar katta tishli vallar uchun hajmli va differentsiatsiyalangan issiqlik bilan ishlov berish rejimlarini optimallashtirish, ularning operatsion ishonchligi va chidamliligini oshirish, shu bilan birga jarayon xavflari va metallurgiya nuqsonlarini kamaytirish uchun ilmiy asoslangan asos yaratadi. Ushbu ishning amaliy ahamiyati konchilik va metallurgiya sanoatidagi sanoat korxonalarida ishlab chiqilgan hisoblash va modellashtirish yondashuvini amalga oshirish imkoniyatidir. Taklif etilayotgan metodologiya issiqlik bilan ishlov berish rejimlarini empirik tanlashdan muhim komponentlarning haqiqiy geometrik o'lchamlari va ish sharoitlariga moslashtirilgan texnologik jarayonlarni hisoblash asosida loyihalashga o'tish imkonini beradi, shu bilan xususiyatlarning takrorlanishini yaxshilaydi va muddatidan oldin nosozliklar ehtimolini kamaytiradi.

Kalit so'zlar: katta shaftlar, modellashtirish, mulk taqsimoti, JMatPro, OpenCalphad, qattiqlashuv.

APPLICATION OF THERMOKINETIC MODELS FOR PREDICTING THE STRUCTURE AND PROPERTIES OF SHAFT GEARS

Egamberdiev I.P., Saibov M.F.

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Abstract. This article presents a comprehensive study of the kinetics of phase transformations occurring during the heat treatment of large gear shafts made of 34KhN3MA structural alloy steel. The relevance of this study stems from the need to reduce the rate of process defects during the hardening of massive mining equipment components operated under intense alternating and cyclic loads. Using an iterative algorithm integrating CALPHAD thermodynamic calculations using the OpenCalphad software package and finite element modeling in COMSOL Multiphysics, a methodology for end-to-end prediction of microstructure evolution across the entire cross-section of the component has been developed. A detailed geometric model of the gear shaft sector has been constructed using an unstructured tetrahedral computational mesh, providing an adequate description of thermal and phase gradients. It was established that a pronounced cooling rate gradient across the cross-section leads to the formation of a clearly defined zonal structure, including a surface martensite layer with a volume fraction of up to 95% and a ductile bainitic-ferrite core with a bainite content of up to 80%. Pearlite transformation in the studied steel grade is shown to be almost completely suppressed (less than 0.5%) due to complex alloying with nickel and molybdenum. Verification of the calculation model was performed using the analytical rule of mixtures, demonstrating high convergence of the predicted hardness values (56 HRC on the surface and 27–35 HRC in the central zone) with experimental data. Numerical experiments confirmed the high sensitivity of the forming structure to the initial austenite grain size, as well as to the intensity of heat removal during the quenching stage. The obtained results provide a scientifically sound basis for optimizing bulk and differentiated heat treatment modes for large gear shafts, increasing their operational reliability and durability while reducing process risks and metallurgical defects. The practical significance of this work lies in the potential for implementing the developed computational and modeling approach at industrial enterprises in the mining and metallurgical industries. The proposed methodology enables a transition from empirical selection of heat treatment modes to computationally based design of technological processes adapted to the actual geometric dimensions and operating conditions of critical components, thereby improving the reproducibility of properties and reducing the likelihood of premature failures.

Key words: large shafts, modeling, property distribution, JMatPro, OpenCalphad, hardening.

Введение

Производство ответственных узлов горно-обогатительного оборудования, в частности вал-шестерен приводов мельницы МШЦ, сопряжено с серьезными технологическими трудностями. Ключевой проблемой является обеспечение равномерности механических свойств по сечению деталей, диаметр которых может превышать 500 мм. В процессе термической обработки массивных заготовок неизбежно возникает существенный температурный градиент между поверхностью, контактирующей с закалочной средой, и сердцевиной. Кинетика распада переохлажденного аустенита в различных зонах детали протекает по разным сценариям. Поверхностные слои, охлаждаясь со скоростями выше критической, претерпевают бездиффузионное мартенситное превращение. В то же время глубинные слои, в силу тепловой инерции металла, охлаждаются значительно медленнее, что создает термодинамические предпосылки для реализации диффузионных (ферритных, перлитных) или промежуточных (бейнитных) превращений. Такая структурная неоднородность (гетерогенность) влечет за собой разброс твердости и прочности, а также, что наиболее критично, формирование полей остаточных напряжений. Наложение термических напряжений и структурных напряжений от изменения удельного объема при $\gamma \rightarrow \alpha$ переходе создает риск возникновения закалочных трещин или коробле-

ния изделия еще на стадии производства.

Для анализа этих явлений всё шире применяется моделирование структурных превращений. В работе [1] показано, что сочетание аналитических моделей фазовых превращений и FEM позволяет описывать температурные поля и фазовое распределение по сечению валов. В [2] продемонстрирована эффективность численных методов (FEM + фазовые модели) для прогноза микроструктуры, механических свойств и деформаций. Многоуровневый подход к описанию диффузионных и бездиффузионных превращений предложен в [3], что служит методологической основой для моделирования. Мультимасштабный подход, пригодный для крупногабаритных валов, представлен в [4]. В диссертационной работе [5] разработана методика термокинетического прогноза твердости, что важно при выборе режимов закалки. В [6] FEM-подход использован для расчёта деформаций и остаточных напряжений в крупногабаритных кованых деталях. В недавно опубликованной работе [7] учтена TRIP-пластичность для увеличения точности моделирования остаточных напряжений в цилиндрических заготовках.

Особую сложность представляет прогнозирование поведения материала в зонах геометрических концентраторов напряжений, таких как галтель переходного радиуса зубчатого венца. Именно здесь сочетание высоких изгибных нагрузок при эксплуатации и

остаточных растягивающих напряжений после закалки чаще всего приводит к усталостному разрушению. Стандартные методики расчета на прочность, оперируют усредненными характеристиками материала и не учитывают локальную микроструктурную неоднородность, возникающую в крупногабаритных отливках и поковках. В условиях, когда стоимость простоя шаровой мельницы исчисляется в значительные средства, переход от консервативных коэффициентов запаса к точному цифровому проектированию микроструктуры становится критически важным методом в тяжелом машиностроении. Применение сквозного моделирования позволяет выявить опасные зоны еще на этапе проектирования технологии и скорректировать режимы термообработки.

Традиционные эмпирические методы подбора режимов закалки для крупногабаритных изделий становятся экономически нецелесообразными из-за высокой стоимости натуральных экспериментов. Современная парадигма материаловедения (ICME — Integrated Computational Materials Engineering) предполагает использование цифровых двойников. Существующие подходы, описанные в работах выше, базируются на совмещении аналитических моделей и метода конечных элементов (FEM). Однако большинство исследо-

ваний опирается на стандартные базы данных материалов, которые не всегда учитывают флуктуации химического состава конкретной плавки отечественных сталей. В данной работе предлагается подход, интегрирующий прямые термодинамические расчеты (OpenCalphad) в мультифизическую среду моделирования (COMSOL), что позволяет повысить точность прогноза для стали 34ХНЗМА.

Целью данного исследования является разработка и апробация методики прогнозирования структурно-фазового состояния и механических свойств по сечению крупногабаритного вал-шестерни при непрерывном охлаждении.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ

Объект исследования. В качестве объекта исследования выбран сектор вал-шестерни. Вал-шестерня изготовлена из конструкционной легированной стали марки 34ХНЗМА, широко применяемой в тяжелом машиностроении, химический состав приведен в таблице 1. Данная сталь обладает хорошей прокаливаемостью, что делает её идеальным кандидатом для изготовления крупногабаритных валов.

Таблица 1
Химический состав стали 34ХНЗМА, доля в %.

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo
0.3 - 0.4	0.17 - 0.37	0.5 - 0.8	2.75 - 3.75	до 0.035	до 0.03	0.7 - 1.1	0.25 - 0.4

Геометрическая и сеточная модель. Геометрические размеры модели задавались в строгом соответствии с реальными чертежами промышленных деталей, ниже представлен чертеж выбранной детали на рисунке 1. Анализируя деталь «вал-шестерня» было определено, что объект исследования имеет сложную геометрию, наличие зубчатого венца и переходы диаметров создают зоны концентрации напряжений и неравномерного теплоотвода, что требует детального 3D моделирования.

Моделирование проводилось для используемой в производстве стали 34ХНЗМА, которая широко применяется при изготовлении крупногабаритных валов и обладает хорошей прокаливаемостью. Работа с реальными размерами обеспечивает точные температурные градиенты в процессе охлаждения и требует расчёта распределения фаз по сечению. Из смоделированной модели был вырезан сегмент зуба для минимизации вычислительных затрат

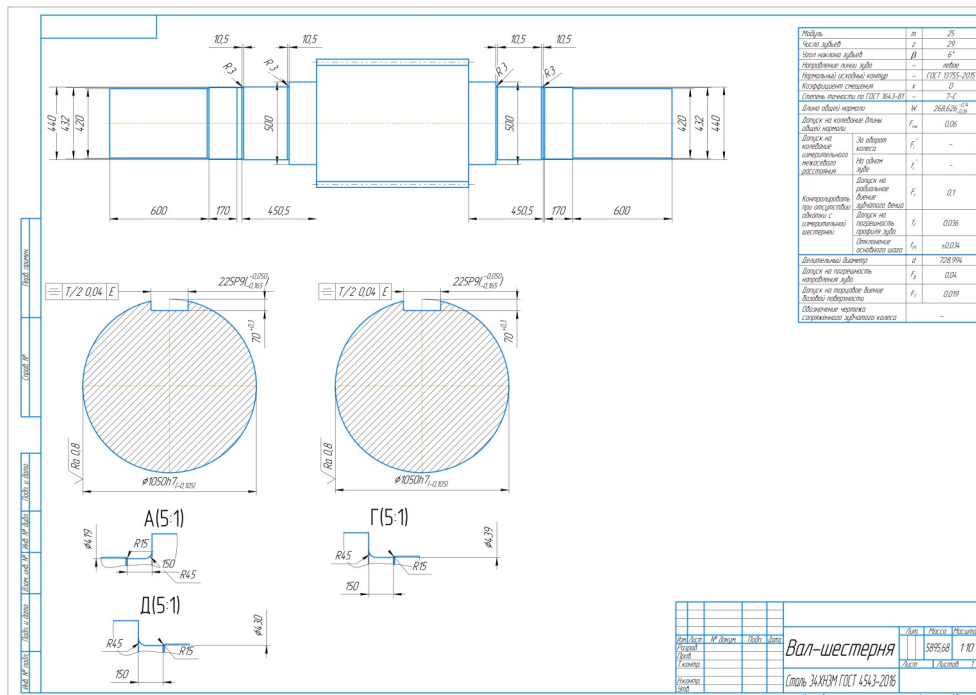


Рис. 1. Производственный чертеж вал-шестерни

без потери качество. Зуб вал-шестерни был выбран из-за частой поломки во время дробильных работ.

Геометрическая область была дискретизирована с использованием неструктурированной сетки, состоящей из тетраэдрических элементов (Tetrahedra). Параметры сеточной модели представлены на рисунке 2.

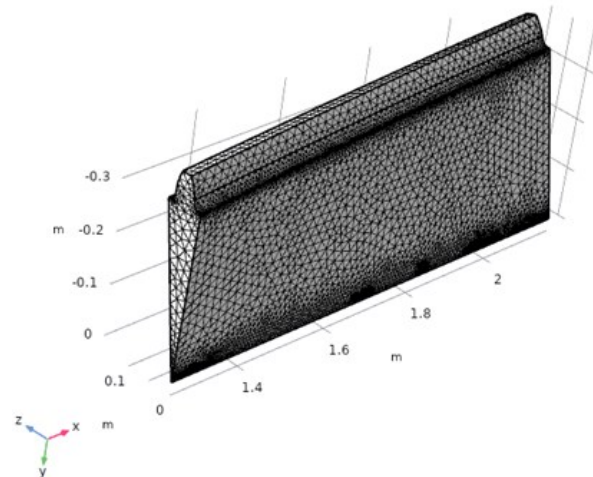


Рис. 2. Конечно-элементная модель сектора вал-шестерни.

Качество дискретизации подтверждается статистическими данными, которые приведены в таблице 2. Среднее качество элемента (Average element quality) по метрике Skewness составляет 0.627, что является высоким показателем для сложной 3D-геометрии и гарантирует сходимость численного решения и отсутствие артефактов в зонах концентраторов напряжений (галтели зубьев).

Верификация сеточной сходимости. Для исключения влияния дискретизации на точность результатов был проведен анализ метрик качества сетки. Как показано в статистике (таблица 2), модель содержит 39 209 тетраэдрических элементов и 10 292 вершины. Ключевым показателем является метрика скошенности (Skewness). Среднее значение качества элемента составляет 0.6273, при этом минимальное качество не опускается ниже 0.157. Это гарантирует отсутствие вырожденных элементов даже в зонах сложной кривизны — на галтелях зубчатого венца. Плотность сетки была адаптивно увеличена в приповерхностном слое (Boundary Layer Mesh) для корректного разрешения высоких градиентов температуры и напряжений, возникающих при закалочном охлаждении. Это позволило точно зафиксировать тонкий слой мартенситного превращения, толщина которого на зубьях не превышает нескольких миллиметров.

Таблица 2

Параметры созданной сетки		
Общее количество элементов	Число вершин	Среднее качество элемента
39 209	10 292	0,627

Для моделирования фазового состава и механических свойств материала использовались такие независимые программные комплексы как: Comsol multiphysics и OpenCalphad, основанные на различных принципах расчёта, что обеспечивает достоверность результатов и возможность их кросс-верификации.

Алгоритм моделирования. В основу численного эксперимента положен разработанный итерационный алгоритм (рис. 3), объединяющий термодинамическое прогнозирование равновесных состояний и кинетический расчет нестационарных полей. Необходи-

мость интеграции двух независимых сред обусловлена ограничениями стандартных баз данных FEM-пакетов при работе со сталями сложного легирования, к которым относится 34ХНЗМА.

На первом этапе методом минимизации энергии Гиббса для подрешеточной модели рассчитывались температурные зависимости теплоемкости $C_p(T)$, теплопроводности $\lambda(T)$ и плотности для каждой фазы (аустенит, феррит, перлит, бейнит и мартенсит). Также определялись критические точки A_{c1}, A_{c3} и M_s служащие триггерами для активации кинетических модулей.

Полученные массивы данных конвертировались в интерполяционные функции и импортировались в препроцессор COMSOL Multiphysics, формируя кастомизированную библиотеку материалов. Это позволило учесть скрытую теплоту фазовых переходов (Latent Heat) непосредственно в уравнении теплопроводности.

Расчет фазового состава проводился на каждом временном шаге Δt для каждого узла сетки. Для диффузионных превращений использовался алгоритм, решающий уравнение JMAK в дифференциальной форме, что позволило корректно описывать неизотермическую кинетику (аддитивность превращений по правилу Шейла).

В зонах, где локальная температура опускалась ниже M_s , активировалась функция Коистинена-Марбургера. Текущая доля мартенсита f_m вычислялась не как константа, а как функция от локального переохлаждения $\Delta T = M_s - T_{node}$.

Такая архитектура исключает использование усредненных табличных справочных данных, заменяя их на физически обоснованные параметры, рассчитанные для конкретной плавки.

Математическая модель фазовых превращений. Рассмотрены условия непрерывного охлаждения с скоростью от 0.5 до 5 °C/c, что соответствует реальным технологическим режимам закали массивных стальных деталей. Внешние слои вала при этом охлаждаются быстрее, тогда как центральные зоны характеризуются существенно меньшей скоростью отвода тепла, что приводит к неоднородности фазового состава. Указанные параметры были приняты в качестве исходных для расчётов в программных комплексах Comsol multiphysics и OpenCalphad.

Термодинамическое моделирование в среде OpenCalphad базировалось на методе CALPHAD (CALculation of PHase Diagrams), который заключается в минимизации интегральной энергии Гиббса системы G_{sys} . Для многокомпонентной системы Fe-C-Cr-Ni-Mo-Mn-Si общая энергия Гиббса описывалась как сумма энергий отдельных фаз, взвешенных по их мольным долям:

$$H_{fp} \approx 22HRC$$

$$H_m \approx 58$$

$$H_b \approx 42$$

где n_i — количество молей фазы ϕ , G_i^ϕ — молярная энергия Гиббса фазы.

Для описания фаз переменного состава (твердых растворов аустенита и феррита) применялась модель подрешеток (Sublattice Model) Хиллберта-Стаффансона, учитывающая взаимодействие атомов внедрения (C) и замещения (Cr, Ni, Mo) в кристаллической решетке железа. Это позволило с высокой точностью определить не только границы фазовых областей, но и химический потенциал углерода в каждой фазе, что является движущей силой для диффузионных превращений при последующем кинетическом расчете. Именно использование физически обоснованных термодинамических потенциалов отличает данный подход от использования эмпирических регрессионных уравнений

Для описания кинетики диффузионных превращений (ферритного, перлитного и бейнитного) использовалось уравнение Джонсона-Мела-Аврами-Колмогорова (JMAK):

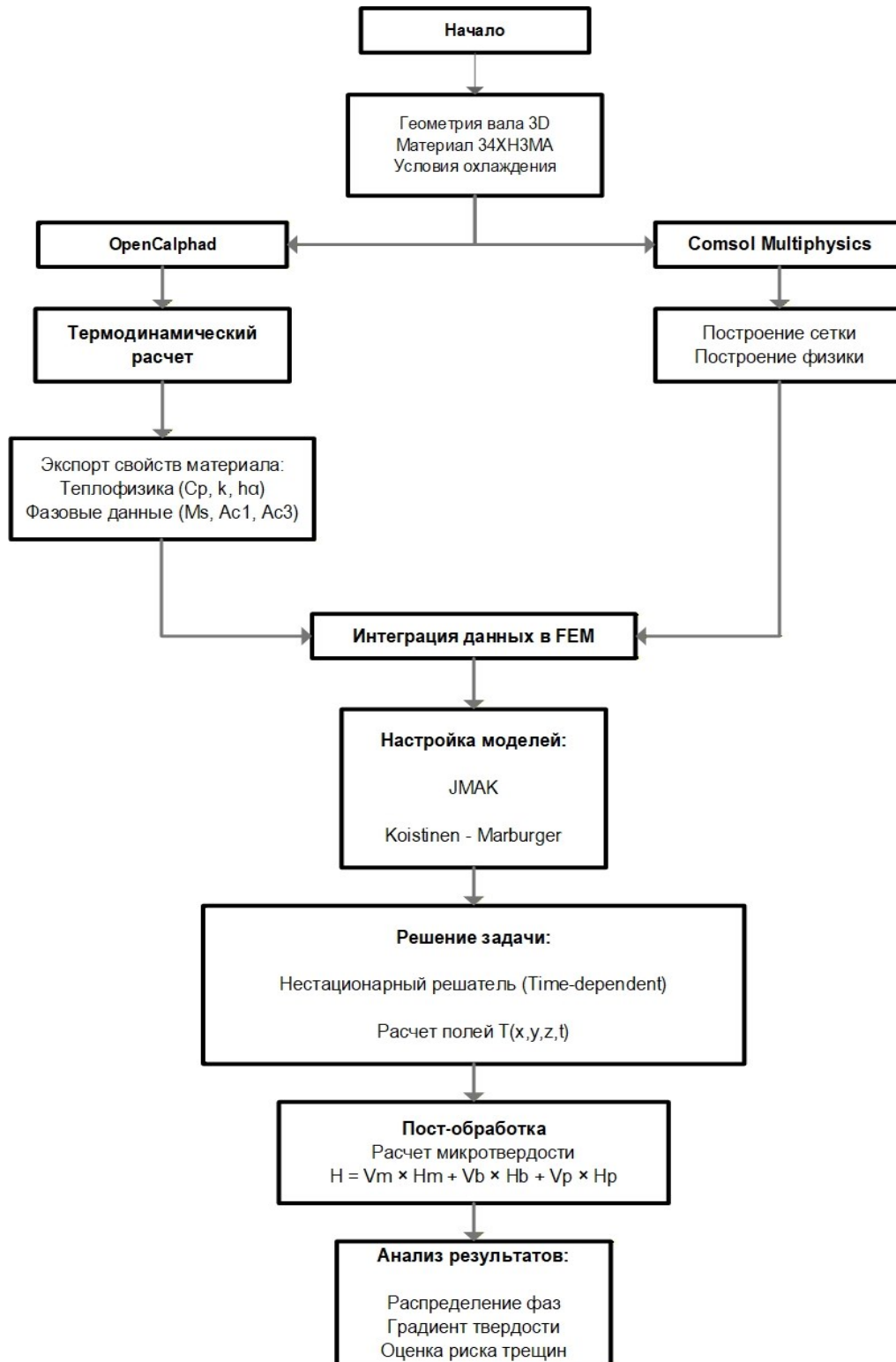


Рис. 3. Блок-схема разработанного алгоритма термокинетического моделирования и прогнозирования свойств

$$\xi = 1 - \exp(-kt^n) \quad (1)$$

где ξ — доля превращенной фазы, t — время, а k и n — кинетические параметры, зависящие от температуры и зерна аустенита.

В уравнении Джонсона-Мела-Аврами-Колмогорова (JMAK)

показатель степени n (Аврами exponent) характеризует механизм зарождения и роста новой фазы. Для диффузионных превращений в стали 34ХН3МА принималось переменное значение n в зависимости от температуры: при высоких температурах преобладает механизм зарождения на границах зерен ($n \approx 1$), тогда как при снижении температуры возрастает вклад внутризеренного

зарождения. Константа скорости $k(T)$ рассчитывалась с учетом энергии активации диффузии углерода в аустените и термодинамической движущей силы превращения, импортированной из OpenCalphad. Такой подход позволил корректно описать конкуренцию между перлитным и бейнитным превращениями в условиях непрерывного охлаждения, где изотермическое приближение вносит существенную погрешность.

Для описания бездиффузионного мартенситного превращения применялся закон Коистинена-Марбургера (Koistinen-Marburger), который описывает долю мартенсита как функцию температуры ниже точки начала мартенситного превращения M_s .

$$f_m = (1 - \exp(-\alpha(M_s - T))) \quad (2)$$

где α — коэффициент, характеризующий интенсивность превращения (для большинства сталей ≈ 0.011).

Параметры для этих уравнений были откалиброваны на основе CCT-диаграмм (Continuous Cooling Transformation), рассчитанных с помощью модуля термодинамики.

Теплофизические условия. Нестационарное температурное поле $T(x, y, z, t)$ в объеме вал-шестерни определяется решением дифференциального уравнения теплопроводности Фурье с внутренним источником тепла, возникающим за счет фазовых переходов:

$$\rho C_p \frac{\partial T}{\partial t} = \nabla \cdot (\lambda \nabla T) + \dot{Q}_{gen} \quad (3)$$

где ρ — плотность смеси фаз, C_p — эффективная удельная теплоемкость, λ — коэффициент теплопроводности, \dot{Q}_{gen} — мощность внутренних источников тепла.

Особое внимание в модели уделено нелинейности теплофизических свойств. Поскольку теплопроводность и теплоемкость зависят не только от температуры, но и от текущей микроструктуры, в COMSOL Multiphysics была реализована динамическая функция свойств материала:

$$P_{mix} = \sum P_i \cdot \xi_i \quad (4)$$

где P_{mix} — свойство смеси, P_i — свойство отдельной фазы (аустенита, феррита, мартенсита, рассчитанное в OpenCalphad), ξ_i — объемная доля этой фазы. Слагаемое источника тепла \dot{Q}_{gen} рассчитывается исходя из скорости изменения доли фаз и скрытой теплоты превращения L_i :

$$\dot{Q}_{gen} = \sum L_i \frac{\partial \xi_i}{\partial t} \quad (5)$$

Учет этого параметра критически важен для массивных деталей, так как выделение скрытой теплоты (Recalescence) может существенно замедлить локальное охлаждение и изменить итоговую структуру в сердцевине вала.

Результаты и обсуждения исследования

Термодинамический анализ фазовых равновесий. Первым этапом численного эксперимента являлось определение температурных интервалов стабильности фаз для исследуемой стали марки 34ХНЗМА. На рисунке 4 представлена политемпературная диаграмма (Property Diagram), рассчитанная в программном комплексе OpenCalphad методом минимизации энергии Гиббса для многокомпонентной системы Fe-C-Cr-Ni-Mo-Mn-Si.

Полученные термодинамические данные (температуры A_{c1} , A_{c3} и теплоемкости фаз) были импортированы в FEM-модель для корректного учета скрытой теплоты превращений.

Область гомогенного аустенита $T > 740$ °C:

Розовая кривая (FCC-A1) показывает, что при температурах выше 740 °C (точка A_{c3}) сталь находится в однофазном аустенитном состоянии. Это значение является нижним пределом для

выбора температуры нагрева под закалку. На графике видно, что массовая доля аустенита в этом интервале составляет 100%.

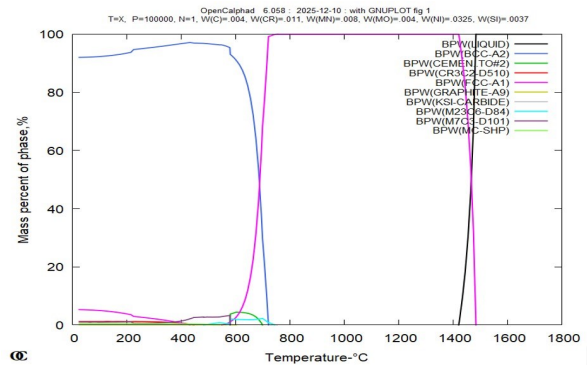


Рис. 4. Температурная зависимость массовой доли равновесных фаз в стали 34ХНЗМА (расчет OpenCalphad).

Область фазового перехода $\gamma \rightarrow \alpha$ (740 °C ... 650 °C):

В интервале температур 740 °C ... 650 °C происходит резкий распад аустенита с образованием феррита (ОЦК-фаза, синяя кривая ВСС-A2). Крутизна наклона синей линии указывает на высокую термодинамическую движущую силу превращения, что при медленном охлаждении (в центре вала) неизбежно приведет к формированию феррито-перлитной структуры, если скорость охлаждения будет недостаточной.

Область карбидного упрочнения $T < 600$ °C:

В низкотемпературной области (ниже 600 °C) термодинамический расчет прогнозирует выделение дисперсных карбидных фаз. Как видно из нижней части диаграммы, основными упрочняющими фазами являются специальные карбиды хрома и молибдена типа $M_{23}C_6$ (голубая линия) и M_7C_3 (фиолетовая линия). Их присутствие обусловлено легированием стали хромом (1.1%) и молибденом (0.4%), что способствует повышению прокаливаемости и сопротивлению отпуску.

Полученные значения критических температур $A_{c1} \approx 650$ °C, $A_{c3} \approx 740$ °C были использованы в качестве входных параметров для настройки кинетического модуля в COMSOL Multiphysics.

Кинетика охлаждения и распределение фаз. Выявленная по результатам (таблица 3) моделирования неоднородность структуры по радиусу вала приводит к ряду негативных эксплуатационных последствий.

Таблица 3

Результаты моделирования

Зона	Твердость, HRC	Доминирующая структура
Поверхностная	50–55	Мартенсит
Промежуточная	40–48	Мартенсит/Бейнит
Центральная	25–32	Феррит/Перлит

Различия в фазовом составе и уровне твердости (рисунок 5) между поверхностной, переходной и центральной зонами вызывают образование остаточных напряжений, возникающих вследствие неравномерного объемного изменения металла при фазовых превращениях. С ростом градиента твердости указанное напряженное состояние усиливается, повышая вероятность локальной концентрации напряжений.

В результате моделирования установлено, что в поверхностных слоях вала (радиальная область $R \approx 0-30$ мм) реализуются условия ускоренного охлаждения, обусловленные непосредственным контактом с охлаждающей средой. Высокая скорость отвода

тепла приводит к существенному переохлаждению аустенита, что способствует протеканию бездиффузионного превращения. В данной зоне доля мартенситной фазы достигает 90–95 %, что подтверждает высокую прокаливаемость материала при принятых параметрах охлаждения. Преобладание мартенситной структуры обуславливает повышенный уровень твёрдости и прочностных характеристик поверхностного слоя. Таким образом, моделирование демонстрирует (рисунок 5) устойчивое формирование мартенситной структуры вблизи поверхности, что соответствует известным закономерностям термокинетики фазовых превращений при высоких скоростях охлаждения.

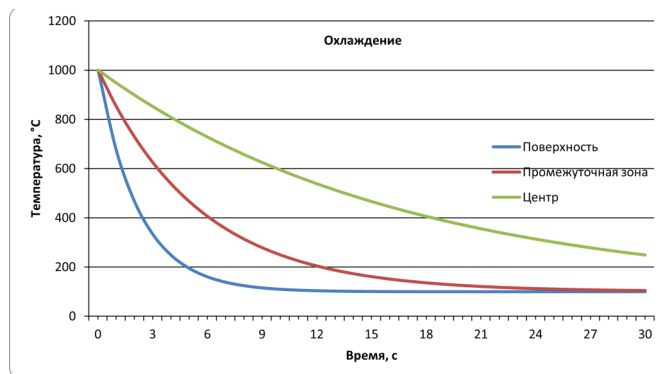


Рис. 5. Кривые охлаждения в разных радиальных зонах

В радиальном диапазоне от 30 до 150 мм условия охлаждения становятся менее интенсивными по сравнению с поверхностью, однако сохраняются достаточно высокими для протекания частичного мартенситного превращения. В этой области формируется смешанная структура, состоящая преимущественно из мартенсита с существенной долей нижнего бейнита. Последний образуется в результате диффузионно-ограниченных превращений при промежуточных скоростях охлаждения.

Полученная структура сочетает в себе высокую твёрдость и удовлетворительные пластические свойства, что обеспечивает высокую прочность материала в переходной зоне (рис. 6). Моделирование показывает, что доля мартенсита постепенно уменьшается с увеличением радиуса, однако его вклад остаётся доминирующим, обеспечивая эксплуатационную надёжность этой части сечения.

В центральной части вала скорость охлаждения существенно снижается и не превышает 0.5–1 °C/c, что ограничивает возможность протекания бездиффузионных превращений аустенита. При таких условиях происходит неполное превращение, сопровождающееся формированием диффузионных структур. В составе преобладают феррит и перлит, причём их количество возрастает по мере удаления от поверхности.

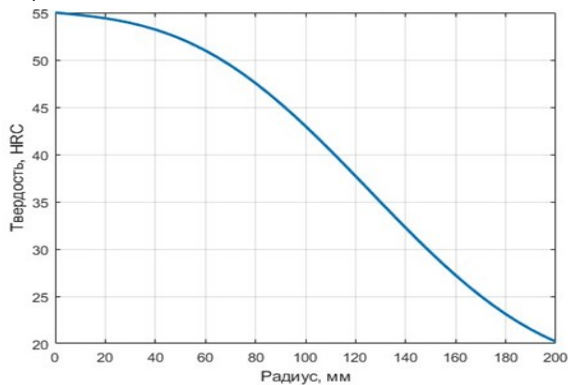


Рис. 6. Изменение твердости по радиусу вала

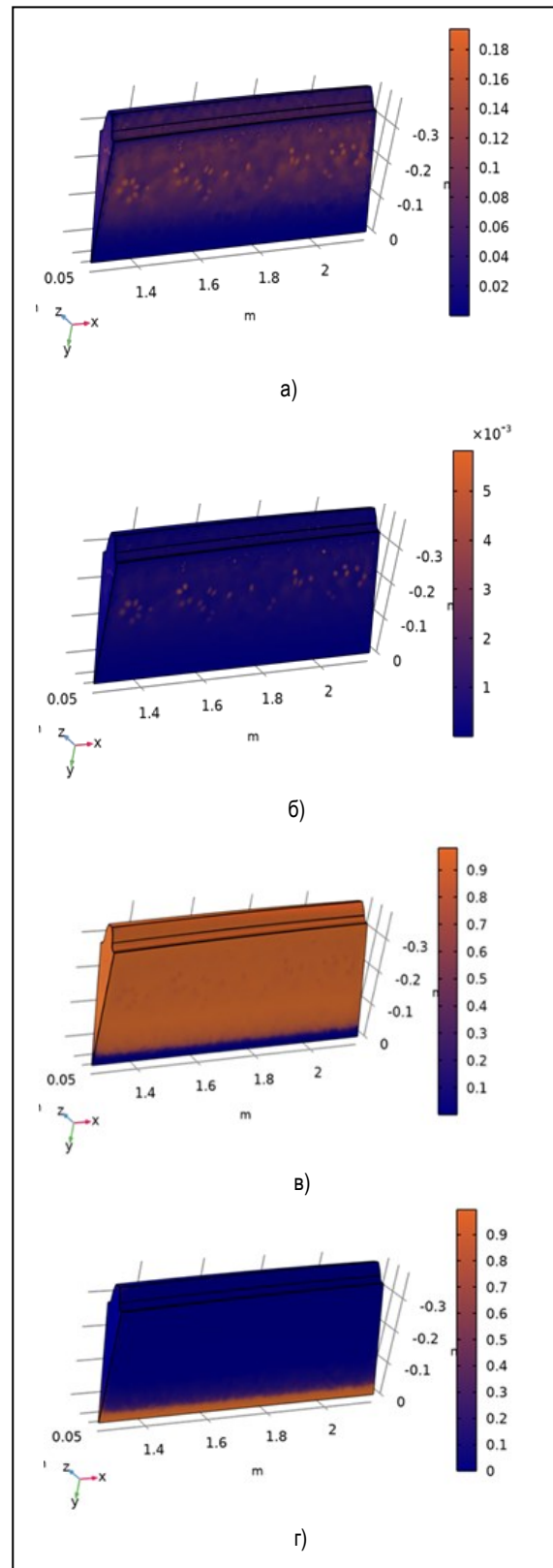


Рис. 7. Результаты моделирования распределения фазовых структур по сегменту зубчатого венца вал-шестерни

Отсутствие полного мартенситного превращения приводит к значительному снижению твердости, а присутствие ферритно-перлитной структуры обуславливает умеренную ударную вязкость. Таким образом, центральная зона характеризуется минимальной прочностью в сравнении с поверхностной и переходной областями, что подтверждает значительную структурную неоднородность по сечению вала.

Наличие внутренних напряжений, в сочетании с уменьшенной пластичностью в периферийной зоне и сниженной прочностью в центральной части, создаёт риск растрескивания детали при эксплуатации, особенно при воздействии переменных нагрузок или ударных воздействий.

Пространственная топология фазовых составляющих. Анализ кинетики фазовых превращений, проведенный в среде COMSOL Multiphysics, позволил получить детальную картину распределения структурных составляющих по объему вал-шестерни к моменту завершения охлаждения ($t=240$ с). Визуализация полей концентраций, представленной на рисунке 4, выявила четкую зональность, обусловленную градиентом скоростей охлаждения от поверхности к центру.

Формирование мартенситной зоны. На рисунке 7(в), представлено поле распределения объемной доли мартенсита. Как видно из эпюры, в приповерхностном слое детали формируется сплошная мартенситная «корка». Максимальная концентрация мартенсита фиксируется на рабочих поверхностях зубьев и во впадинах, достигая значений 0.90–0.96 (90–96%). Глубина этого высокопрочного слоя варьируется в пределах 15–25 мм в зависимости от локальной кривизны поверхности. Физическая природа этого явления объясняется тем, что периферийные слои металла находятся в непосредственном контакте с закалочной средой. Коэффициент теплоотдачи на границе «металл-среда» обеспечивает скорость охлаждения, существенно превышающую критическую скорость закалки. В результате аустенит переохлаждается до температуры начала мартенситного превращения $M_s \approx 320^\circ\text{C}$ практически бездиффузионно, минуя области перлитного и бейнитного распада. Формирование такой структуры критически важно для эксплуатации, так как именно мартенсит обеспечивает твердость 50–55 HRC, необходимую для сопротивления абразивному износу и контактной усталости при зацеплении.

Формирование бейнитной зоны. Принципиально иная кинетика наблюдается в глубинных слоях вала (на удалении более 50 мм от поверхности). Здесь доминирующей фазой становится бейнит (рисунок 7 г). Объемная доля бейнита в центральной зоне составляет 0.75–0.85 (75–85%), плавно снижаясь по мере приближения к мартенситной оболочке. Такое распределение обусловлено тепловой инерцией массивной заготовки. Теплота из центра отводится только за счет теплопроводности самого металла, что снижает скорость охлаждения до 0.5–1.0 °C/с. Однако, благодаря легированию стали 34ХНЗМА никелем (3.25%) и молибденом (0.4%), устойчивость переохлажденного аустенита повышена. С-образные кривые сдвинуты вправо, что позволяет избежать распада на феррито-перлитную смесь даже при таких низких скоростях. Вместо этого реализуется промежуточное превращение с образованием нижнего бейнита. Это является благоприятным фактором, так как бейнит обладает оптимальным сочетанием прочности и ударной вязкости (КСУ), предотвращая хрупкое разрушение вала под действием динамических нагрузок.

Зоны локализации феррита. В геометрическом центре сегмента, где скорость охлаждения минимальна, зафиксировано образование структурно-свободного феррита (рисунок 7, а). Его максимальная объемная доля не превышает 0.15–0.18 (15–18%). Феррит выделяется преимущественно по границам зерен аустенита в интервале температур 720–650 °C ($A_{c3}-A_{c1}$), когда диффузионная подвижность атомов углерода еще высока. Хотя феррит

является мягкой фазой (твердость ~180-200 НВ), его ограниченное количество (менее 20%) не оказывает критического влияния на несущую способность сердцевинки, выполняя роль пластичной матрицы, демпфирующей напряжения.

Подавление перлитного превращения. Одним из ключевых результатов моделирования является подтверждение отсутствия перлитной структуры. Карта распределения перлита (рисунок 7, б) демонстрирует, что его доля во всем объеме детали пренебрежимо мала и составляет менее 0.005 (0.5%). Это свидетельствует о правильном выборе химического состава стали. Комплексное легирование эффективно подавило диффузионный распад по перлитному механизму. Если бы в сердцевине образовалась перлитная сетка, это привело бы к резкому падению ударной вязкости и риску поломки вала при запуске мельницы (в условиях «холодного старта»). Модель подтверждает, что данная технология закалки гарантирует получение квазиоднородной структуры «мартенсит + бейнит» без опасных мягких включений.

Интерпретация градиента механических свойств. Наблюдаемая неоднородность твердости по сечению вала (падение с 55 HRC на поверхности до 28–32 HRC в осевой зоне) не является следствием недостаточной прокаливаемости стали как таковой, а диктуется физикой формирования композитной микроструктуры. Для верификации полученных в FEM-модели полей твердости была применена аналитическая проверка на основе аддитивного правила смесей (Rule of Mixtures).

Согласно этому подходу, интегральная макротвердость H_{macro} в любой координате радиуса R определяется суперпозицией макротвердостей отдельных фазовых составляющих:

$$H_{macro}(R) = \sum_{i=1}^n V_i(R) \cdot H_i \quad (6)$$

где V_i — объемная доля i -ой фазы, а H_i — ее характеристическая твердость (для мартенсита принято $H_m \approx 58\text{HRC}$, для бейнита $H_b \approx 42\text{HRC}$, для феррито-перлитной смеси $H_{fp} \approx 22\text{HRC}$).

Таким образом, установлено, что обеспечение сквозной прокаливаемости для сечений данного диаметра при стандартной закалке невозможно. Градиент свойств является структурно-обусловленным и не может быть устранен простым повышением интенсивности охлаждения поверхности, так как лимитирующим фактором выступает теплопроводность самой стали.

Влияние структурной неоднородности на эксплуатационную надежность. Полученная в модели структура, твердая мартенситная корка и вязкая бейнитная сердцевина является оптимальной для вал-шестерни. Мартенситный слой (55 HRC) обеспечивает сопротивление контактной усталости (питтингу) на зубьях. Бейнитная сердцевина (30–35 HRC) демпфирует ударные нагрузки, возникающие при работе мельницы МШЦ. Однако выявленный градиент свойств (Рис. 7) указывает на риск возникновения высоких остаточных напряжений сжатия на поверхности. Разница удельных объемов мартенсита и бейнита создает внутренние напряжения, которые необходимо снимать проведением низкого отпуска сразу после закалки. Модель позволяет рекомендовать температуру отпуска не ниже 200–250 °C для предотвращения хрупкого разрушения зубьев

Заключение

Разработанная методика позволяет прогнозировать распределение фаз и свойств по сечению крупногабаритных валов при непрерывном охлаждении. Полученные результаты хорошо согласуются с классической теорией легирования конструкционных сталей. Известно, что никель (3.75% в 34ХНЗМА) является аустенитообразующим элементом, который эффективно снижает критическую скорость закалки и сдвигает область перлитного распада в сторону больших выдержек. Молибден (0.4%), в свою очередь, подавляет выделение феррита по границам зерен. Сов-

местное действие этих элементов приводит к появлению структуры бейнитной на диаграмме распада аустенита, который становится более доступным при непрерывном охлаждении массивных сечений. Моделирование подтвердило, что даже в центре вала диаметром более 400 мм удастся избежать формирования хрупкой перлитной сетки, что является залогом высокой конструкцион-

ной прочности изделия. Использование двух независимых программных систем (JMatPro и OpenCalphad) обеспечивает высокую достоверность результатов. Это даёт возможность оптимизировать режимы закалки, повысить однородность структуры и улучшить эксплуатационные характеристики изделия.

Библиографический список

1. Krot, P. V., Bobyr, S. V., Biba, N. V., & Dedik, M. O. (2016). *Modeling of phase transformations in the rolls of special alloy steels during quenching and deep cryogenic treatment*. Author's publications series.
 2. Coroas, C., et al. (2023). Numerical modeling for the prediction of microstructure, mechanical properties and distortion in steel components. *Journal of Materials Processing Technology*.
 3. Isupova, I. L., & Trusov, P. V. (2013). *Mathematical modeling of phase transformations in steels under thermomechanical loading* [in Russian]. Russian Journal of Physical Metallurgy.
 4. Bouissa, Y., Jahazi, M., et al. (2020). FEM modeling and experimental validation of quench-induced distortion and residual stress in large forged steel parts. *Materials Science and Engineering A*.
 5. Konstantinov, D. V., et al. (2016). *Multiscale modeling of structural and phase transformations in steel during wire drawing* [in Russian]. Metallurgical Science and Technology.
- Sozykina, A. S. (2018). *Modeling of transformations during austenitization and quenching and hardness prediction of high-chromium steels and cast irons* (Doctoral dissertation) [in Russian]. Russian Federation.
1. Li, J., Xu, Y., Wang, H., et al. (2025). A novel model for transformation-induced plasticity and its performance in predicting residual stress in quenched AISI 4140 steel cylinders. *International Journal of Mechanical Sciences*.

INTENSIFICATION OF CONTACT HEAT EXCHANGE IN A VORTEX APPARATUS TO IMPROVE THE EFFICIENCY OF WET GAS CLEANING



Akhmatov A.A.,
Navoi State University of Mining and
Technologies, PhD, Associate
Professor

Abstract. The article presents the results of a comprehensive experimental study on the intensification of contact heat transfer during the direct interaction of hot water and air flows in a vortex-type apparatus. The relevance of the research is determined by the increasing demand for improved energy efficiency, reduced operating costs, and enhanced environmental safety of thermal and gas-cleaning systems, as well as the transition of industry toward sustainable development principles. The objective of the study is to establish quantitative relationships between hydrodynamic parameters, liquid-to-gas mass flow ratios, swirl intensity, and their influence on the heat transfer coefficient, thermal capacity, and overall efficiency of the apparatus.

An experimental setup with tangential injection of both gas and liquid phases was developed and implemented to ensure the formation of a stable vortex regime, an expanded interfacial contact surface, and a high level of turbulence. The experimental data were processed using the Nusselt and Reynolds similarity criteria, together with heat balance equations accounting for evaporation, condensation, and changes in air moisture content. Experiments were carried out over a wide range of Reynolds numbers and L/G ratios, allowing stable heat transfer patterns to be identified.

It was established that increasing the gas Reynolds number from 45,360 to 97,253 results in a rise of the Nusselt number from 2,300 to 15,700. Higher irrigation density intensifies heat transfer due to enhanced liquid dispersion and enlargement of the interfacial area. The obtained results can be applied in the design and modernization of energy-efficient vortex heat exchangers and wet gas-cleaning systems.

Keywords: contact heat exchange; vortex apparatus; flow swirl; evaporative cooling; heat transfer; Nusselt number; Reynolds number; wet gas cleaning

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ КОНТАКТНОГО ТЕПЛООБМЕНА В ВИХРЕВОМ АППАРАТЕ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ МОКРОЙ ОЧИСТКИ ГАЗОВ

Ахматов А.А.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В статье представлены результаты комплексного экспериментального исследования интенсификации контактного теплообмена при непосредственном взаимодействии потоков горячей воды и воздуха в вихревом аппарате. Актуальность работы обусловлена возрастающими требованиями к энергоэффективности, снижению эксплуатационных затрат и повышению экологической безопасности теплотехнических и газоочистных систем в условиях ужесточения природоохранных нормативов и перехода промышленности к устойчивому развитию. Цель исследования заключается в установлении количественных закономерностей влияния гидродинамических параметров, отношения массовых расходов фаз и интенсивности закрутки потоков на коэффициент теплоотдачи, тепловую мощность и общую эффективность аппарата.

Разработана и реализована экспериментальная установка с тангенциальным вводом газа и жидкости, обеспечивающим формирование устойчивого вихревого режима, развитой межфазной поверхности контакта и повышенного уровня турбулентности. Обработка результатов выполнена на основе критериев подобия Нуссельта и Рейнольдса, а также уравнения теплового баланса с учетом процессов испарения, конденсации и изменения влагосодержания воздуха. Эксперименты проведены в широком диапазоне чисел Рейнольдса и значений L/G, что позволило выявить устойчивые тенденции изменения теплопередачи и оценить вклад каждого параметра в общий тепловой эффект.

Установлено, что увеличение числа Рейнольдса газа от 45360 до 97253 сопровождается ростом числа Нуссельта от 2300 до 15700, что свидетельствует о существенном повышении турбулентности и интенсивности обновления межфазной поверхности. Повышение плотности орошения

дополнительно усиливает теплообмен за счет диспергирования жидкости и увеличения площади контакта фаз. Научная новизна работы состоит в экспериментальном подтверждении комплексного влияния закрутки потоков на сопряженные процессы тепломассопереноса и тепловую эффективность вихревого аппарата. Полученные результаты могут быть использованы при проектировании энергоэффективных вихревых теплообменников и аппаратов мокрой газоочистки нового поколения, а также при модернизации действующих промышленных установок.

Ключевые слова: контактный теплообмен; вихревой аппарат; закрутка потока; испарительное охлаждение; теплопередача; число Нуссельта; число Рейнольдса; мокрая газоочистка.

GAZLARNI HO‘L USULDA TOZALASH SAMARADORLIGINI OSHIRISH MAQSADIDA VIXRLI APPARATDA KONTAKT ISSIQLIK ALMASHINUVINI JADALLASHTIRISH

Axmatov A.A.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O‘zbekiston Respublikasi

Annotatsiya. Ushbu maqolada issiq suv va havo oqimlarining bevosita o‘zaro ta‘sir sharoitida uyurmali kontaktli apparatda issiqlik almashinuvini jadallashtirish bo‘yicha kompleks eksperimental tadqiqot natijalari bayon etilgan. Tadqiqotning dolzarbligi energiya samaradorligini oshirish, ekspluatatsion xarajatlarni kamaytirish va issiqlik texnikasi hamda gaz tozalash tizimlarining ekologik xavfsizligini ta‘minlashga qo‘yilayotgan talablarning ortib borishi, shuningdek sanoatning barqaror rivojlanish tamoyillariga bosqichma-bosqich o‘tishi bilan belgilanadi. Ishning asosiy maqsadi gidrodinamik parametrlar, fazalarning massaviy sarflari nisbatlari hamda oqimlarning aylanish jadalligining issiqlik berish koeffitsienti, issiqlik quvvati va apparatning umumiy issiqlik samaradorligiga ta‘sirini miqdoriy jihatdan aniqlashdan iborat.

Tadqiqot doirasida gaz va suyuqlikni tangensial yo‘nalishda kiritish orqali barqaror uyurmali rejimini va fazalararo kontakt yuzasini hamda yuqori turbulentsini ta‘minlovchi eksperimental qurilma ishlab chiqildi va amaliy sinovdan o‘tkazildi. Olingan natijalar Nusselt va Reynolds mezonlari asosida, shuningdek bug‘lanish, kondensatsiya va havoning namlik miqdori o‘zgarishini hisobga oluvchi issiqlik balansi tenglamalari yordamida qayta ishlangan. Tajribalar Reynolds sonining keng diapazonida va turli L/G nisbatlarida olib borildi, bu esa issiqlik uzatish jarayonidagi barqaror qonuniyatlarni aniqlash imkonini berdi.

Aniqlanishicha, gaz Reynolds soni 45360 dan 97253 gacha oshganda Nusselt soni 2300 dan 15700 gacha ortadi, bu esa turbulentsini sezilarli kuchayishi va fazalararo sirtning jadal yangilanishini ko‘rsatadi. Sug‘orish zichligining ortishi suyuqlik yupqa qatlami tez yangilanishi va kontakt yuzasining kengayishi hisobiga issiqlik almashinuvini qo‘shimcha ravishda jadallashtiradi. Olingan natijalar energiya tejankor uyurmali issiqlik almashinuv apparatlari hamda nam gaz tozalash qurilmalarini loyihalash, optimallashtirish va mavjud sanoat qurilmalarini modernizatsiya qilishda qo‘llanishi mumkin.

Kalit so‘zlar: kontakt issiqlik almashinuv; uyurmali apparat; oqimning uyurmaviy harakati; bug‘lanishli sovitish; issiqlik o‘tkazish; Nyusselt soni; Reynolds soni; nam gaz tozalash.

Introduction

The intensification of contact heat exchange processes is one of the key challenges in modern thermal power engineering, chemical technology, and environmental industries. In contemporary industrial systems, energy efficiency and environmental safety are no longer optional characteristics but mandatory design criteria. Enhancing heat transfer efficiency during the direct interaction of liquid–gas phases not only reduce energy consumption and decreases equipment dimensions but also significantly improves the efficiency of dust and gas cleaning processes based on evaporative cooling and condensation–diffusion mechanisms of impurity capture [1].

In recent decades, stricter environmental regulations and the global transition toward sustainable industrial development have stimulated research aimed at increasing the performance of gas-cleaning systems while minimizing operating costs. Contact heat exchange devices are widely applied in cooling towers, scrubbers, absorbers, and evaporative heat exchangers. Their effectiveness directly affects overall process stability, emission control efficiency, and operational reliability. Therefore, the study of intensification methods for such processes remains highly relevant.

In wet gas-cleaning systems, heat and mass transfer occur simultaneously, and the intensity of these processes directly determines the degree of deposition of solid and gaseous contaminants. The mechanisms involved include convective heat transfer, phase transition due to evaporation and condensation, diffusion of vapor into the bulk gas, and inertial and diffusional deposition of particles. The higher the rate

of renewal of the interfacial surface and the heat transfer coefficient, the more effective the condensation of vapors and the adsorption of particles on liquid droplets. As a result, the increase in contact surface area and turbulence level becomes a decisive factor in improving pollutant capture efficiency. Thus, the intensification of contact heat exchange is not only a thermotechnical but also an environmentally significant task that contributes to increasing the efficiency of waste gas purification [2].

From a thermodynamic standpoint, contact heat exchange involves complex nonequilibrium processes. The driving force for heat transfer is the temperature difference between interacting phases, whereas the driving force for mass transfer is the difference in partial vapor pressures. These processes are strongly interdependent: evaporation absorbs latent heat, thereby influencing the temperature field within the apparatus, while condensation releases latent heat, affecting local thermodynamic equilibrium. Consequently, a comprehensive understanding of coupled heat and mass transfer phenomena is essential for accurate modeling and optimization of contact devices [3].

Contact heat exchange is characterized by a complex interrelation between thermodynamic and hydrodynamic factors. When hot water interacts with cold air, heat transfer occurs both due to direct phase contact and as a result of liquid evaporation into the gas flow. In addition, micro-scale processes such as droplet fragmentation, coalescence, and film formation on internal surfaces further complicate the system behavior. The intensity of the process is determined by the water temperature, gas flow velocity, degree of turbulence, ratio of

mass flow rates of the phases, as well as by the geometry and organization of the flows within the working volume of the apparatus [4].

The hydrodynamic regime plays a decisive role in determining contact efficiency. Laminar flows provide limited mixing and relatively small interfacial area, whereas turbulent flows enhance convective transport and promote intensive mixing between phases. The Reynolds number of the gas flow, Weber number for droplet breakup, and Froude number characterizing inertial forces all contribute to the formation of stable or unstable hydrodynamic structures inside the apparatus. Therefore, controlling the flow regime becomes a primary tool for intensifying heat transfer [13].

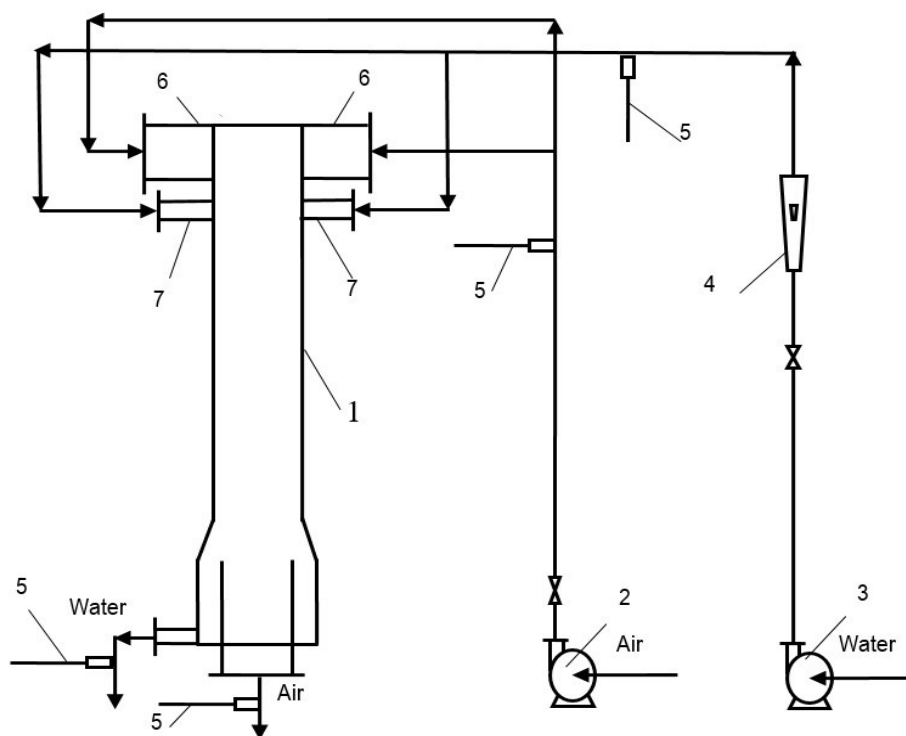
One of the most effective methods for intensifying contact heat exchange is the creation of vortex motion of the flows, which increases turbulence and ensures repeated renewal of the interfacial surface. Swirling flows generate centrifugal forces that redistribute droplets radially, increasing the residence time of phases within the contact zone. This phenomenon results in the formation of a highly developed interfacial area and promotes droplet dispersion. Vortex-type apparatuses form a highly developed contact zone, promote the dispersion of the liquid, and provide intensive heat and mass transfer at relatively low energy consumption [5].

Compared to traditional axial-flow contact devices, vortex apparatuses demonstrate improved mixing characteristics and higher volumetric heat transfer coefficients. The swirling of flows makes it possible to significantly increase the heat transfer coefficient compared to axial contact devices, which is especially important for evaporative cooling and simultaneous purification of gases from pollutants. Additionally, vortex configurations often exhibit lower hydraulic resistance per unit heat transfer area, making them attractive for industrial applications where energy consumption must be minimized.

This study is devoted to the investigation of the regularities of contact heat exchange during the direct interaction of liquid and gas flows in a vortex contact apparatus, the determination of the influence of operating and geometric factors on heat transfer intensity, and the substantiation of the role of heat and mass transfer in improving the efficiency of wet gas cleaning. Special attention is paid to the combined influence of gas velocity, liquid temperature, and swirl intensity on the resulting thermal performance. The results obtained can be used in the development of highly efficient next-generation vortex gas-cleaning devices and compact heat exchangers for energy-saving systems.

Materials and Methods

This work focuses on the intensification of heat transfer during air heating by hot water in a vortex-type heat exchanger. The selection of the air–water system is determined by its widespread industrial appli-



1 – vortex contact heat exchanger;
 2 – fan; 3 – pump; 4 – water flowmeter;
 5 – temperature sensors; 6 – gas nozzles; 7 – liquid nozzles;
Fig. 1. Diagram of the experimental setup

cation and well-established thermophysical properties, which enable reliable experimental evaluation and comparison with theoretical models. A method for enhancing the heat transfer process was developed and investigated, based on swirling the gas flow through tangential injection. The underlying concept assumes that tangential inlet flow creates a stable rotational structure inside the apparatus, thereby increasing turbulence intensity and the frequency of contact surface renewal.

To study contact heat exchange in a vortex apparatus with a swirling gas flow, an experimental setup was designed and assembled (Fig. 1). The installation includes a vortex contact chamber, gas supply system, liquid circulation system, heating unit, measurement instruments, and control elements. The design ensures reproducibility of operating conditions and accurate measurement of thermal parameters.

Air is supplied by a high-pressure fan (model CZ 1500; capacity – 1530 m³/h, power – 1.5 kW, pressure – 2400 Pa) into the upper part of the contact heat exchanger through two tangential nozzles and then enters the working zone of the apparatus. The tangential orientation of the nozzles ensures the formation of a rotating gas flow inside the cylindrical chamber. The symmetrical arrangement of the nozzles contributes to the formation of a stable vortex core along the axis of the apparatus.

A frequency converter (ANDELI, 1.5 kW) was connected to the fan to regulate the air flow rate. This allowed smooth adjustment of gas velocity and ensured precise control over the hydrodynamic regime. By varying the rotational speed of the fan, different Reynolds numbers were achieved, enabling the investigation of both transitional and fully turbulent flow conditions.

The air velocity inside the apparatus was measured using a ther-

mo-anemometer CEM DT-619 with a measurement period of 0.6 s and an accuracy of ± 0.2 m/s. Measurements were carried out at several cross-sections along the height of the apparatus to assess velocity distribution and confirm vortex formation. Averaged values were calculated to reduce the influence of local fluctuations.

Cold water was pumped by a centrifugal pump ($Q_{\max} = 2.1$ m³/h, $P_{\max} = 10$ bar) from a storage tank into a heater, where it was heated to 61–63 °C. The selected temperature range ensured sufficient temperature difference between phases while preventing excessive evaporation losses. The heated water was then supplied to the upper part of the vortex apparatus through two tangential liquid swirlers. The co-directional injection of liquid and gas stabilized the rotational motion and minimized hydrodynamic disturbances.

The liquid flow rate was measured using a rotameter calibrated by the volumetric method. Calibration was performed prior to the experimental campaign to reduce systematic errors. The uncertainty in liquid flow measurement did not exceed $\pm 3\%$.

Temperatures of air and water at the inlet and outlet were measured using resistance thermometers W1209 (range: -50 °C to 110 °C; accuracy: 0.1 °C). Sensors were installed in thermally insulated sleeves to minimize external heat influence. The relative humidity of air was measured with a humidity meter ADA-ZHT-100 (range: 0 – 99.9% ; accuracy: $\pm 3\%$). Monitoring humidity allowed indirect evaluation of evaporation intensity and mass transfer rate.

To ensure hydrodynamic stability, both gas and liquid were introduced tangentially in the same rotational direction. Counter-rotation was avoided because preliminary tests showed unstable vortex formation and reduced heat transfer efficiency under such conditions.

Each experimental condition was repeated at least five times. Statistical processing of results included calculation of mean values and standard deviations. The reproducibility of data confirmed reliability of the obtained results. Initial operating parameters corresponded to data presented in source [2], ensuring methodological continuity with previous studies.

Overall, the developed experimental methodology made it possible to systematically evaluate the influence of flow velocity, temperature difference, and swirl intensity on the heat transfer coefficient. The approach provides a reliable foundation for further scaling of vortex contact apparatuses to industrial applications.

1. The procedure for processing the experimental data to study the intensity of contact heat and mass transfer in the vortex apparatus is presented below.

$$Nu = \frac{K_T D}{\lambda} \quad (1)$$

where K_T - coefficient of heat transfer from liquid to gas, W/(m²·K);

D - diameter of the vortex apparatus, m;

λ - thermal conductivity coefficient gas, W/(m·K).

2. The obtained experimental data results in the contact vortex apparatus are generalized in the form of empirical equations:

- by heat exchange [4]

$$Nu = A Re_T^n Re_{\text{ж}}^m (L/G)^z Pr_T^c \quad (2)$$

3. Reynolds criterion for air [5]:

$$Re = \frac{w_0 D \rho}{\mu} \quad (3)$$

where w_0 is the average axial velocity of gas in the working chamber of the vortex apparatus, m/s;

D - diameter of the vortex apparatus, m;

ρ - air density, kg/m³;

μ - viscosity environment, Pa·s or kg/(m·s).

4. Reynolds criteria for liquid film [5]:

$$Re = \frac{4\Gamma}{\mu} \quad (4)$$

where Γ is the irrigation density, kg/(m·s);

μ - dynamic viscosity water, Pa·s

5. Moisture content of air kg moisture/kg at the inlet and x_H, x_K at the output of the device [11]:

$$x_H = \frac{0,622\varphi_H P_{H,H}}{P_6 - \varphi_H P_{H,H}}, \quad x_K = \frac{0,622\varphi_K P_{H,K}}{P_6 - \varphi_K P_{H,K}} \quad (5)$$

where φ_H and φ_K - accordingly, the relative humidity of the air at the input and output of the apparatus, %; $P_{H,H}$ and $P_{H,K}$ - respectively, the pressure of saturated water vapor at the input and output of the apparatus, Pa; P_6 - barometric pressure, $P_6 = 101300$ Pa.

6. Saturated water vapor pressure at the entrance and exit of the apparatus in the air were determined by the equation [6]:

$$P_{H,H} = 1000 e^{\frac{16,57t_{TH} - 155,72}{233,77 + 0,997t_{TH}}}, \quad P_{H,K} = 1000 e^{\frac{16,57t_{TK} - 155,72}{233,77 + 0,997t_{TK}}} \quad (6)$$

where t_{TH} and t_{TK} are the air temperatures at the inlet and outlet of the apparatus.

7. The heat balance equation for a vortex contact apparatus has the form [7]:

$$G I_H + L_H H_H = G I_K + L_K H_K + Q_n \quad (7)$$

where $G I_H$ is the heat flow entering the apparatus with air, J/s;

$L_H H_H$ - heat flow entering with water, J/s;

$G I_K$ - heat flow leaving with air, J/s;

$L_K H_K$ - heat flow leaving the apparatus with water, J/s;

Q_n - heat losses to the environment, which can be neglected under the conditions of this experiment.

8. The enthalpy of moist air at the entrance to the apparatus and at the exit from the apparatus was calculated using the equation I , J/kg [7]:

$$I_H = (1007 + 1970 \cdot x_H) \cdot t_{TH} + r_H x_H, \quad I_K = (1007 + 1970 \cdot x_K) \cdot t_{TK} + r_K x_K \quad (8)$$

where r_H and r_K - specific heat of vaporization at temperature t_{TH} and t_{TK} J/kg; t_{TH} and t_{TK} - temperature air at the inlet and outlet of the device, °C.

9. The specific heat of vaporization was r_H and r_K determined using the equation [8]:

$$r_H = 1000 \cdot (2501 - 2,36 \cdot t_{TH}), \quad r_K = 1000 \cdot (2501 - 2,36 \cdot t_{TK}) \quad (9)$$

10. The enthalpy of water at the inlet and outlet of the apparatus was determined using the equation H , J/kg [9]:

$$H_H = T_{\text{жH}} \cdot C_H, \quad H_K = T_{\text{жK}} \cdot C_K \quad (10)$$

where $C_H, C_K, T_{\text{жH}}$ and $T_{\text{жK}}$ - is the heat capacity of water at temperatures, J/(kgK);

$T_{\text{жH}}$ and $T_{\text{жK}}$ - water temperature at the input and output of the apparatus, °C;

11. The heat transferred from water to air was determined from equation (4.9) [9]:

$$Q = G(I_K - I_H) \quad (11)$$

$$Q = L_H H_H - L_K H_K \quad (12)$$

12. The total amount of heat transferred from hot water to air is determined by the formula [9]:

$$Q=Q_{wc}+Q_{con}+Q_n \quad (13)$$

Where $Q_{wc}=Mr$ - heat transferred by evaporation of water into the air, W ; Q_{con} - heat of contact of water with air, W ; Q_n - heat loss to the environment, W .

13. The intensity of heat exchange is estimated by surface heat transfer coefficients [9]:

$$K_r = \frac{Q}{F_{an} \cdot \Delta t_{cp}} \quad (14)$$

where Q is the amount of heat, W ; $F_{an}=\pi DH$ - area of the internal surface of the apparatus, m^2 ; Δt_{cp} - average temperature difference in the apparatus, $^{\circ}C$.

14. The average driving force Δt_{cp} was calculated using the equation [9]:

$$\Delta t_{cp} = \frac{(T_{жн} - t_{гн}) - (T_{жк} - t_{гк})}{\ln((T_{жн} - t_{гн}) / (T_{жк} - t_{гк}))} \quad (15)$$

$T_{жн}$ and $T_{жк}$ are the temperatures of the water at the inlet and outlet of the apparatus, $^{\circ}C$; $t_{гн}$ and $t_{гк}$ - air temperatures at the inlet and outlet of the apparatus, $^{\circ}C$.

Results

The results of experiments on the intensity of heat transfer in a vortex apparatus during water cooling with air are shown in Fig. 2 in the form of a dependence of the Nusselt criterion on the Reynolds criterion for a gas flow at different ratios of the mass flow rates of liquid and gas L/G .

Experimental results showed that the higher the gas flow velocity and spray density, the higher the heat transfer intensity. This pattern of change in heat transfer intensity is explained by increased flow turbulence and the emergence of relative velocities between the liquid and gas, which facilitates rapid renewal of the water film surface, leading to an increase in the driving force of the heat transfer process and, consequently, the efficiency of water cooling.

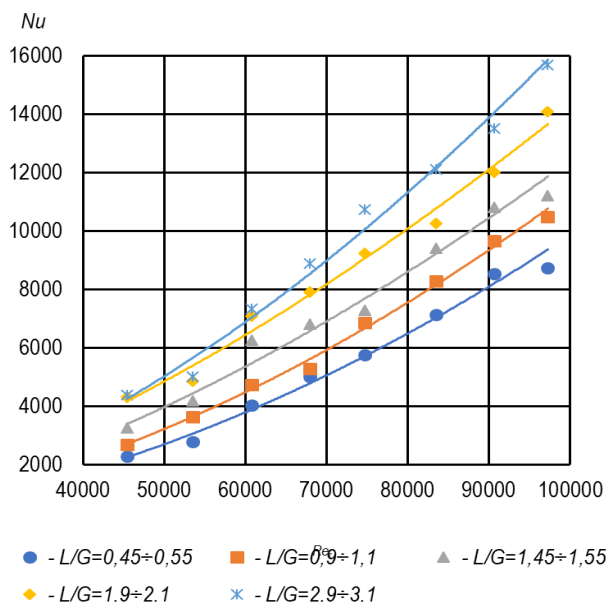


Fig. 2. Dependence of the Nusselt criterion Nu on the Reynolds criterion of gas Rer for different ratios of liquid and gas mass flow rates L/G

From Figure 2 it can be seen that with increasing Reynolds number of gas from 45360 to 97253 the Nusselt number increases from 2300 to 15700.

Processing of experimental data in the form of a dependence of the heat transfer coefficient on the ratio of the mass flow rates of liquid and gas showed an increase in the intensity of heat transfer with an increase in the irrigation density (Fig. 3).

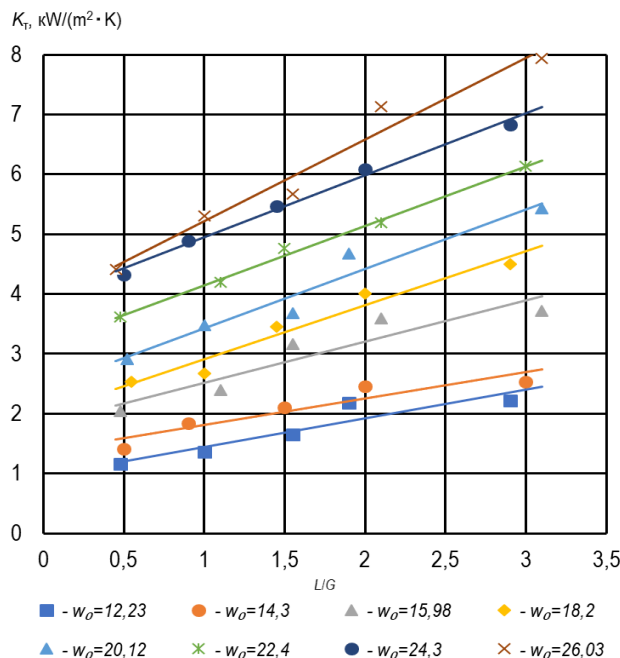


Fig. 3. Dependence of the heat transfer coefficient K_r on the ratio of mass flow rates of liquid and gas L/G at different gas velocities w_0

From the experimental material examined it follows that the swirling of gas and liquid flows leads to a significant intensification of heat exchange during evaporative cooling of the liquid.

Conclusion

Experimental studies have demonstrated that an increase in gas flow velocity together with a higher spray density results in a pronounced intensification of heat transfer in a vortex device. In particular, it was established that as the Reynolds number increases from 45,360 to 97,253, the corresponding Nusselt number rises sharply from 2,300 to 15,700. This substantial growth reflects the development of a highly turbulent flow regime and the effective continuous renewal of the phase contact surface, which enhances convective heat exchange.

In addition, an increase in the liquid-to-gas mass flow ratio has a positive effect on the heat transfer coefficient. This effect is associated with improved dispersion of the liquid phase into fine droplets and a significant expansion of the interfacial surface area available for heat and mass transfer. More uniform distribution of the liquid within the gas stream further promotes efficient thermal interaction between the phases.

The swirling of both gas and liquid flows plays a crucial role in establishing and maintaining a stable vortex regime. Such a flow structure intensifies mixing, suppresses flow stratification, and ensures sustained turbulence throughout the working volume of the device. As a result, heat transfer is significantly intensified, while the efficiency of dust and gas cleaning processes is markedly improved due to enhanced contact between the dispersed liquid phase and contaminant particles.

References:

1. Bakhronov, H. Sh., Levdansky, A. E., & Akhmatov, A. A. (2023). Efficiency of using vortex devices for carrying out hydrodynamic, heat and mass transfer processes [Monograph, 210 pp.]. Navoi: Science Algorithm Publishing House. ISBN 978-9910-774-52-2.
2. Akhmatov, A. A. (2021). Intensification of mass transfer in the gas-liquid medium of a vortex apparatus. *Development of Science*, 1, 409–417.
3. Bezrodny, M. K., Goliyad, N. N., Barabash, P. A., & Kostyuk, A. P. (2012). Interphase heat-and-mass transfer in a flowing bubbling layer. *Thermal Engineering*, 59(6), 479–484.
4. Barabash, P., Solomakha, A., & Sereda, V. (2020). Experimental investigation of heat and mass transfer characteristics in direct contact exchanger. *International Journal of Heat and Mass Transfer*, 162, Article 120359. 1-8.
5. Shilyaev, M. I., & Tolstykh, A. V. (2013). Simulation of heat and mass exchange in foam apparatus at high moisture content in vapor-gas mixture. *Theoretical Foundations of Chemical Engineering*, 47(2), 165–174.
6. Lapteva, E. A., & Laptev, A. G. (2016). Models and calculations of the effectiveness of gas and liquid cooling in foam and filter apparatuses. *Theoretical Foundations of Chemical Engineering*, 50(4), 430–438.
7. Akhmatov, A. A. (2025). Efficiency of using a hollow apparatus for cooling gases. *Journal of Advances in Engineering Technology*, 6(18), 10–13.
8. Alekseev, V. V., Lukin, V. O., & Ponikarov, I. I. (2013). Study of hydraulic resistance of a vortex-type apparatus for complex gas purification. *Bulletin of the Kazan Technological University*, (7), 529–537.
9. Kharkov, V. V. (2020). Hydrodynamics and heat and mass transfer in a vortex chamber for concentrating thermolabile solutions. *Theoretical Foundations of Chemical Engineering*, 53(6), 972-983.
10. Anufriev, I. S., Kuznetsov, G. V., Shadrin, E. Y., Sharypov, O. V., Anikin, Y. A., Dvoynishnikov, S. V., Kulikov, D. V., & Rakhmanov, V. V. (2013). Study of vortex flow structure in a new type of combustion chamber using digital tracer visualization. *Izvestiya Tomsk Polytechnic University [Izvestiya TPU]*, 322(4), 31–35.
11. Skorodumov, A. P., & Shershnev, B. B. (2006). Heat transfer in a smooth pipe with a ribbon swirler. *ANSYS Advantage RUS*, (2), 41-49.
12. Sarantsev, V. F. (2020). Vortex-sieve contact device of a heat and mass transfer apparatus (Electronic patent RU200612U1).
13. Karimov, K. (2023). Improvement of heat exchangers and refrigeration machines (Catalog of Abstracts, 1(1), pp. 1–85).
14. Zhu, S., Li, L., Hu, Z., et al. (2024). Investigations of thermohydraulic performance in heat exchanger tube with rectangular vortex generators. *Thermal Science*, 28(4), 2917–2928.

KONCHILIK SOHASIDA KONUSLI MAYDALAGICHNING ENERGIYA SARFI VA MAHSULDORLIGINING FUNKSIONAL SXEMASINI TADQIQ ETISH



Mavlonov J.A.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti, PhD,
dotsent



Olimov J.S.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti,
assistent

Annotatsiya. Sanoat va qurilishda rudani maydalash, mineralni qayta ishlashdagi eng muhim va katta xarajat talab etadiga jarayonlardan biridir. Uni nazorat qilish sifati nafaqat foydali qazilmalarni qayta ishlashning, balki undan keyingi bosqichlarda, ayniqsa, butun ishlab chiqarishda eng ko'p energiya talab qiladigan maydalash jarayonlarida ham energiya iste'moli darajasini belgilaydi. Ezilgan rudaning o'chamining kattaligi keyingi bosqichdagi yanchish maydalagichlarining quvvat sarfiga sezilarli darajada ta'sir qiladi. Chunki, rudani birlamchi maydalash jarayoni konusli maydalagichlar yordamida amalga oshiriladi va uning energiya iste'moli jarayoni ko'p sonli parametrlar bilan tavsiflanadi. Konusli maydalagich ko'p kirishli ko'p chiqishli tizim bo'lib, ruda va maydalagichlarning fizik va kimyoviy xususiyatlari o'rtasidagi munosabatlar juda murakkabligi sababli uning sifatini nazorat qilish uchun konusli maydalagichning barqaror holatining ko'p omilli funksional sxemasi tavsifiga ega bo'lish juda muhimdir.

Kalit so'zlar: funksional sxema, mahsuldorlik, rudaning yuklanish miqdori, mexanik yuklanish, dinamik maydalash, yuklash moduli, granulometriya, integratsiya-lashgan o'lchov-boshqaruv tizimi, konusning aylanish chastotasi.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СХЕМЫ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОНУСНОЙ ДРОБИЛКИ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Мавлонов Ж.А., Олимов Ж.С.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В промышленности и строительстве дробление руды является одним из важнейших и наиболее дорогостоящих процессов переработки полезных ископаемых. Качество его контроля определяет уровень энергопотребления не только переработки минералов, но и последующих этапов, особенно процессов дробления, которые являются наиболее энергоемкими во всем производстве. Размер дробленой руды существенно влияет на энергопотребление дробильных установок на последующем этапе. Поскольку первичное дробление руды осуществляется с помощью конусных дробилок, а процесс энергопотребления характеризуется большим количеством параметров, а конусная дробилка представляет собой многовходовую многовыходовую систему, и поскольку взаимосвязь между физико-химическими свойствами руды и дробилками очень сложна, для контроля качества работы конусной дробилки крайне важно иметь описание многофакторной функциональной схемы стационарного состояния.

Ключевые слова: функциональная схема, производительность, погрузка руды, механическая погрузка, динамическое дробление, погрузочный модуль, granulometriya, интегрированная система измерений и управления, частота вращения конуса.

RESEARCH ON THE FUNCTIONAL SCHEME OF ENERGY CONSUMPTION AND PRODUCTIVITY OF A CONE CRUSHER IN THE MINING INDUSTRY

Mavlonov J.A., Olimov J.S.,

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Abstract. In industry and construction, ore crushing is one of the most important and costly processes in mineral processing. The quality of its control determines the level of energy consumption not only of mineral processing, but also of subsequent stages, especially in crushing processes, which are the most energy-intensive in the entire production. The size of the crushed ore significantly affects the power consumption of the crushing mills in the subsequent stage. Since the primary crushing of the ore is carried out using cone crushers, and its energy consumption process is characterized by a large number of parameters. The cone crusher is a multi-input multi-output system, and since the relationship between the physical and chemical properties of the ore and the crushers is very complex, it is very important to have a description of the multi-factor functional scheme of the steady state of the cone crusher for its quality control.

Keywords: functional scheme, productivity, ore loading, mechanical loading, dynamic crushing, loading module, granulometry, integrated measurement and control system, cone rotation frequency.

Maydalash jarayoniga ta'sir etuvchi asosiy texnologik parametrlar asosida konusli maydalagichning energiya samaradorligini baholash uchun funksional sxema ishlab chiqish asosida konusli maydalagich ustida olib borilayotgan tadqiqot ishimizni yanada to'laroq tavsiflash imkoniyati yaratiladi. Funksional sxemani yaratishda olingan faktorlar energiya sarfini va mahsuldorlikni baholashda muhim rol o'ynashini hisobga olgan holda quyidagi nazariy asoslar taklif etiladi [1].

Maydalagich uchun iste'mol qilinayotgan energiyani foydali ishga sarf bo'lish koeffitsienti (η) konusli maydalagich ish jarayonida bir nechta texnologik omillar bilan bog'liq ekanligi bir qator o'rinlarda takidlanildi. Ularning o'zaro ta'sirini quyidagi funksional bog'lanish orqali ifodalash mumkin:

$$\eta = f(Q, d, n, CSS, OSS) \quad (1)$$

bu yerda: Q – rudaning yuklanish miqdori ($t/soat$); d – rudaning zarracha o'lchami (mm); n – maydalagich konusining aylanish tezligi (ayl/min); CSS (Closed Side Setting) – maydalagich konuslari orasidagi minimal masofa (mm); OSS (Open Side Setting) – maksimal masofa (mm).

Bu parametrlarning o'zgarishi maydalash zonasidagi yuklama, ishqalanish kuchlari, zarracha deformatsiyasi va eng muhimi elektr dvigatelnining aktiv quvvat sarfiga bevosita ta'sir ko'rsatadi. Shuning natijasida maydalash jarayonida energiya samaradorligi uchta asosiy bosqichda shakllanadi:

- Mexanik yuklanish bosqichi – rudaning o'lchami va yuklanish tezligiga bog'liq.
- Dinamik maydalash bosqichi – konusning aylanish tezligi (n) hamda bo'shliqlar (CSS/OSS) o'zgarishi bilan belgilanadi.
- Energiya sarfi va issiqlik yo'qotishlari bosqichi – mexanik ishni elektr energiyaga aylantirishdagi samaradorlik.

Energiyaning optimal taqsimlanishi uchun har bir parametr o'zining optimal diapazonida ishlashi zarur. Shuning uchun funksional sxema ularning o'zaro bog'liqligini nazorat qiluvchi tizim sifatida qaraladi. Funksional sxema maydalash jarayonining asosiy parametrlarini aniqlash (1-jadval), ularni qayta ishlash va natijada energiya samaradorligini hisoblash uchun mo'ljallangan [2].

Taklif etilgan funksional sxema konusli maydalagichning energiya samaradorligini baholash va uni real vaqt rejimida boshqarish imkonini beruvchi integratsiyalashgan o'lchov-boshqaruv tizimi sifatida ishlab chiqiladi. Mazkur tizim maydalash jarayonida ishtirok etuvchi asosiy texnologik parametrlarni aniqlaydi, ularning o'zgarish dinamikasini tahlil qiladi hamda energiya sarfini minimallashtirish uchun optimallashtirish signallarini shakllantiradi. Funksional sxemaning har bir bloki o'ziga xos vazifani bajaradi va o'zaro axborot almashinuv orqali yagona tizim sifatida ishlaydi. O'lchov datchiklaridan olingan ma'lumotlar hisoblash va tahlil bloki (PLC yoki kompyuter) ga uzatiladi. Ushbu blokda o'lchangan parametrlar asosida quyidagi asosiy hisoblash bosqichlari amalga oshiriladi [3]:

Kirish ma'lumotlarini yig'ish va sinxronlash – Q, d, n, CSS va OSS parametrlarining joriy qiymatlari vaqt bo'yicha bir-biriga moslashtiriladi.

Ma'lumotlarni raqamli qayta ishlash – filtratsiya, normallashtirish va statistik tekshirish orqali o'lchov aniqligi oshiriladi.

Foydali ish koeffitsientini aniqlash – quyidagi umumiy matematik ifoda asosida hisoblanadi:

$$\eta = f(Q, d, n, CSS, OSS) = \frac{P_f}{P_u} \cdot 100\% \quad (2)$$

bu yerda: P_f – maydalash jarayoniga sarflanayotgan real mexanik energiya (kW), P_u – dvigatel tomonidan tarmoqdan iste'mol qilinayotgan jami elektr quvvat (kW).

Natijalarni tahlil qilish va vizualizatsiya – hisoblangan η qiymati grafik va jadval ko'rinishida chiqariladi, shuningdek normativ qiymatlar bilan solishtiriladi.

Tizim ishlashida energiya sarfini boshqarish algoritmi quyidagi ketma-ket bosqichlarda amalga oshiriladi. Dastlab monitoring bosqichida har bir datchikdan signal qabul qilinadi, ma'lumotlar real vaqt rejimida PLC ga uzatiladi va o'rtacha qiymatlar asosida joriy yuklama holati aniqlanadi. Tahlil bosqichida η qiymati oldingi o'lchovlar bilan solishtiriladi. CSS/OSS o'zgarishlari va konus aylanish tezligining (n) energiya sarfiga ta'siri aniqlanadi. Rudaning qattqlik darajasi (H_r) o'zgarishi natijasida energiya samaradorligidagi o'zgarishi kuzatiladi. Boshqaruv bosqichida $\eta < \eta_{optimal}$ bo'lsa, tizim avtomatik ravishda

1-jadval

Funksional sxema qurishda maydalash jarayonining asosiy parametrlari

№	Blok nomi	Asosiy funktsiya	Chiqish signali
1	Yuklash moduli	Rudaning oqim tezligini o'lchaydi	$Q (t/soat)$
2	Rudaning qattqlik darajasi	Kiruvchi ruda granulometriyasini aniqlaydi	$H_r (J/m^3)$
3	Konus tezlik datchigi	Aylanish tezligini qayd etadi	$n (ayl/min)$
4	CSS/OSS moduli	Konuslar orasidagi bo'shliqni aniqlaydi	CSS, OSS (mm)
5	Energiya monitoring bloki	Elektr dvigatel quvvatini va sarflangan energiyani o'lchaydi	$P (kW)$
6	Hisoblash va tahlil bloki (PLC/kompyuter)	$(\eta = f(Q, d, n, CSS, OSS))$ funksiyasini hisoblaydi	$\eta (\%)$
7	Natijani vizuallashtirish	Real vaqt rejimida grafik chiqish beradi	Grafik, jadval

aylanish tezligi (n) ni oshirish yoki CSS ni kamaytirish bo'yicha boshqaruv signalini hosil qiladi. Aksincha, yuklama haddan ortiq bo'lsa, tizim quvvatni barqarorlashtirish va yuklamani yengish maqsadida OSS oshirish va aylanish tezligini pasaytiradi. Shu orqali tizim energiya sarfini muvozanatli holatda ushlab turadi. Optimallashtirish bosqichida esa uzoq muddatli ma'lumotlar bazasida yig'ilgan qiymatlar tahlil qilinib, optimal ishlash zonalarini aniqlanadi. Statistik modellash yordamida empirik regressiya tenglamasi shakllantiriladi:

$$\eta = a_0 + a_1 Q + a_2 d + a_3 n + a_4 CSS + a_5 OSS + \varepsilon \quad (3)$$

bu yerda: a_i – eksperimental yo'l bilan aniqlangan koeffitsientlar, ε – tizimdagi tasodifiy xatolik.

Taklif etilgan funksional sxema uchun asosiy faktorlarni o'rganamiz. Oziqlantirish faktori - maydalagichga materialni uzluksiz va bir tekisda taminlash jarayonidir. To'g'ri oziqlantirish texnologik ko'rsatkichlarga bevosita ta'sir ko'rsatadi va bir qator omillar bog'lash orqali ifodalaniadi:

- F – oziqlantirish bunker chiqish yuzasi (m^2)
- v – ruda zarrachalarining o'rtacha oqim tezligi (m/s)
- ρ – rudaning o'rtacha zichligi (t/m^3)
- φ – to'ldirilish koeffitsienti (ya'ni bunker va oziqlantirgichning to'liq yuklanganlik darajasi, 0...1 oralig'ida)

Shunday holda, ruda massaviy oqim tezligi (Q) quyidagicha ifodalaniadi:

$$Q = 3600 \cdot \varphi \cdot \rho \cdot F \cdot v \quad (4)$$

Konusli maydalagichning texnologik samaradorligi rudaning fizik-mexanik xossalari, xususan qattiqlik ko'rsatkichi bilan bevosita bog'liqdir. Ruda qattiqligining ortishi maydalash kuchini oshiradi, bu esa maydalagich quvvatining ortishiga, biroq unumdorlikning kamayishiga olib keladi. Shunday qilib, maydalash jarayoni uchun optimal rejim rudaning qattiqligi H_r funksiyasi sifatida aniqlanadi. Maydalash jarayoni davomida maydalagich konusi rudaga ma'lum kuch bilan ta'sir qiladi. Bu kuchni F_m siqilish yo'lini s deb olsak, bajarilgan ish quyidagicha aniqlanadi [4]:

$$A = \int_0^s F_m(x) dx \quad (5)$$

Agar kuch o'rtacha qiymatda o'zgarmasa, uni soddalashtirib yozish mumkin:

$$A \approx F_m \cdot s \quad (6)$$

Quyidagi ifoda orqali rudaning maydalashga qarshilik darajasini nazariy jihatdan ifodalaydi.

$$H_r = \frac{F_m \cdot s}{V} \quad (7)$$

bu yerda: F_m – o'rtacha maydalash kuchi (N), s – deformatsiya (m), V – hajm (m^3).

Amalda rudaning barcha qismi bir xil darajada ezilmaydi, energiyaning bir qismi issiqlik, ishqalanish va elastik deformatsiyaga ketadi. Shu sababli tuzatish koeffitsiyenti C kiritiladi:

$$H_r = C \cdot \frac{F_m \cdot s}{V} \quad (8)$$

bu yerda: C – energiyaning maydalash jarayoniga o'tish samaradorligini aks ettiruvchi tajriba koeffitsiyenti (0.7–1.3).

Konusning aylanish chastotasi (yoki tebranish chastotasi) — bu maydalagichning ish unumdorligi va energiya sarfini belgilovchi asosiy

parametrdir. Konusli maydalagichda maydalash jarayoni aylanuvchi eksentrik vtulka orqali harakatlanuvchi konus (ishchi organ) tomonidan amalga oshiriladi va uning ifodasi quyidagicha:

$$n_k = \frac{n_d}{i_{um}} = \frac{n_d}{i_1 \cdot i_2 \cdot i_3} \quad (9)$$

bu yerda: n_d — dvigatel aylanish chastotasi (ayl/min), i_{um} — umumiy uzatma nisbati, i_1, i_2, i_3 — bosqichma-bosqich uzatma nisbati.

CSS (Closed Side Setting) — ya'ni maydalash kamerasing eng kichik ochilish oralig'ini gidravlik tizim va konus harakatining dinamik parametrlari asosidagi yakuniy faktorimizni ko'ramiz. Closed Side Setting (CSS) — bu maydalash konusining eng yaqin nuqtasida (ya'ni yanchish zonasida) fiksatsiyalangan konus va harakatlanuvchi konus orasidagi minimal masofani quyidagicha ifodalaymiz:

$$CSS = S_{min} = S_0 - \Delta S_h - \Delta S_v \quad (10)$$

bu yerda: S_0 — konstruktiv boshlang'ich sozlama (mm), ΔS_h — gidravlik silindr bosimi ta'sirida yuzaga kelgan siljish (mm), ΔS_v — konus tebranishining vertikal komponenti (mm).

Gidravlik tizim konusni vertikal yo'nalishda bosim ostida joylashtiradi. Bosim ortganda silindr yuqoriga siljiydi va CSS kamayadi. Ushbu siljish quyidagicha ifodalaniadi:

$$\Delta S_h = \frac{\rho_h \cdot A_h}{k_s} \quad (11)$$

bu yerda: ρ_h — gidravlik bosim (Pa), A_h — silindr ishchi yuzi (m^2), k_s — tayanch strukturasi yoki gidravlik tizimning ekvivalentligi (N/m).

Konus harakati eksentrik vtulka orqali amalga oshiriladi. Uning tebranish amplitudasi A_k bo'lsa, vertikal komponenti quyidagicha bo'ladi:

$$\Delta S_h = A_k \cdot \sin(\varphi) \quad (12)$$

bu yerda: $A_k = e \cdot Z_e \cdot Z_k$ — tebranish amplitudasi (eksentriklik e ga bog'liq), φ — konusning aylanish burchagi (ishchi sikl fazasi), Z_e, Z_k — tishli uzatma nisbati parametrlari.

Demak, Closed Side Setting (CSS) uchun umumiy bog'lanish quyidagicha ifodalash mumkin:

$$CSS(\varphi, \rho_h) = S_0 - \frac{\rho_h \cdot A_h}{k_s} - A_k \cdot \sin(\varphi) \quad (13)$$

Yuqorida ishlab chiqilgan ifodalar orqali yakuniy funksional sxemani yaratamiz (1-rasm) va ushbu funksional sxema ikkita asosiy kirish parametrlariga ega:

y_1 – yuklanish darajasi (tonna), ya'ni maydalagichga berilayotgan rudaning miqdoriy hajmi yoki massasi;

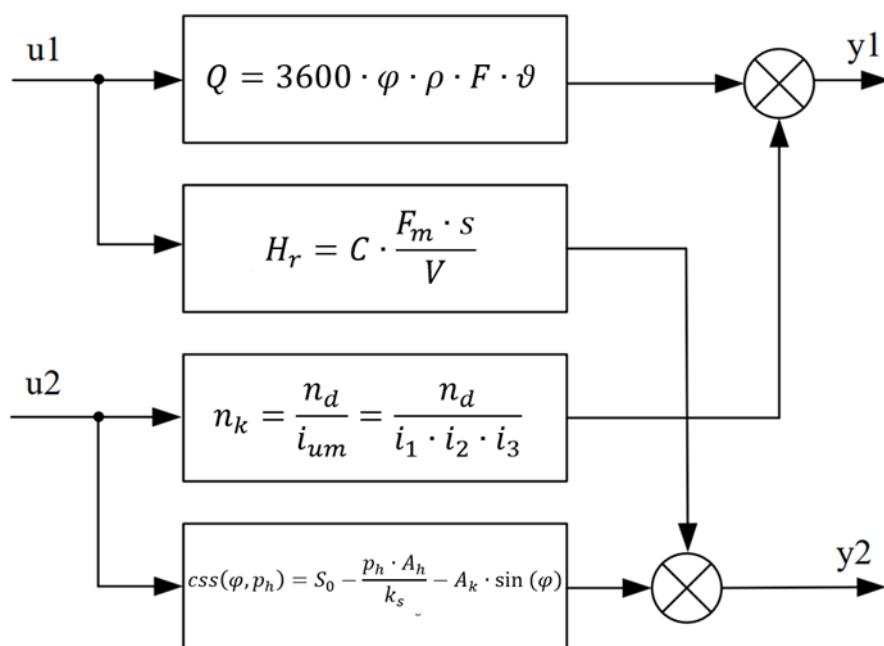
y_2 – elektr motorining elektr energiya sarfi (kWt), ya'ni maydalash jarayonidagi mexanik yuklama bilan bog'liq quvvat sarfi.

Ushbu kirish o'zgaruvchilari tizimning ichki holatini aniqlovchi asosiy boshqaruv parametrlaridir. Bu kirish natijalari asnosida ikkita chiqish natijasini shakllantirildi:

y_1 – mahsuldorlik (t/soat), ya'ni vaqt birligida maydalangan rudaning chiqishi;

y_2 – birlik energiya sarfi (kWt soat/tonna), ya'ni bir tonna ruda uchun sarflanadigan elektr energiya.

Bu chiqishlar maydalash jarayonining samaradorlik ko'rsatkichlari bo'lib, texnologik va iqtisodiy tahlilda asosiy rol o'ynaydi.



1-rasm. Maydalash jarayoni uchun elektr energiya sarfi va mahsuldorligining to'rt omilli funksional sxemasi

Ushbu bloklar integratsiyalashganda, tizimning chiqishlari quyidagi funksional bog'lanish orqali ifodalanadi:

$$\begin{cases} y_1 = f_1(u_1, \varphi, \rho, F, v, n_k, H_r, CSS) \\ y_2 = f_2(u_1, \varphi, \rho, F, v, n_k, H_r, CSS) \end{cases} \quad (14)$$

Bu ifoda tizimning nolinear, ko'p omilli va o'zaro bog'langan tabiati mavjudligini ko'rsatadi. Har bir parametrlar o'zgarishi mahsuldorlik va energiya sarfiga uzviy tarzda ta'sir etadi [5].

Taklif etilgan funksional sxema konusli maydalagichning energiya samaradorligini miqdoriy baholash imkonini beradi va quyidagi ilmiy afzalliklarga ega:

Energiya sarfini texnologik parametrlar bilan funksional bog'lanishda ifodalash orqali matematik model yaratish imkoniyati paydo bo'ladi.

Real vaqt rejimida η qiymatini kuzatish, ishlab chiqarish jarayonida adaptiv boshqaruv mexanizmini qo'llashga imkon beradi.

O'lov natijalari asosida energiya tejamkor rejimlarni aniqlash va

ishlab chiqarish jarayonini raqamli optimallashtirish imkonini yaratadi.

Funksional sxemani ishlab chiqish va uni ishlab chiqarish sharoitida joriy etish orqali quyidagi amaliy natijalarga erishish kutiladi:

Maydalash jarayonida elektr energiyasi sarfini 9-12% gacha kamaytirish.

Dvigatel yuklanish darajasining barqarorligini oshirish va energiya yo'qotishlarni kamaytirish.

Empirik model asosida turli ruda turlari uchun energiya samaradorlik xaritalarini yaratish va keyingi tadqiqotlar uchun tahliliy baza shakllantirish.

Shunday qilib, ishlab chiqilgan funksional sxema konusli maydalagichning energiya samaradorligini nazariy jihatdan ifodalovchi kompleks model bo'lib hisoblanadi. Nazariy asos sifatida, ishlab chiqilgan funksional sxema konusli maydalagichning elektr energiya sarfi va mahsuldorligini bashoratlash, energiya tejamkor rejimlarni aniqlash hamda real vaqt boshqaruv tizimini yaratish uchun ilmiy-metodik asos bo'lib xizmat qiladi.

Bibliografik ro'yxat:

- 1.Ibodullayev M.I.,Tovboyev A.N., Yesenbekov A.K., Nazarov A.I. Avtoparametrik tebranishlarni tahlil qilishda chastota-energiya munosabatlari // «O'zbekiston Konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali. – Navoiy, 2017. № 2. 165-167 betlar.
- 2.Tovboyev A.N., Norqulov A.O., Tog'ayev I.B. The equation of motion of subharmonic fluctuations in three-phase chains with three-phase ferromagnetic elements. International Journal of Advanced Studies in science, technology and technology. -India, copyright to the IJARSET volume 6. No. 10. October 2019, ppt. 11207-11210.
- 3.Tovboyev A.N., Tog'ayev I.B., Nodirov G'.Y. Statistical analysis of power waste in 6-10 kV tension overhead electrical transmission lines // International Journal of Advanced Research in Science Engineering and Technology. -India, volume 9. No. 11. November 2022, ppt. 2-7.
- 4.Савина Н.В., Мясоздов Ю.В. Систематические исследования потерь электроэнергии при работе распределительных электрических сетей // Вестник. –Москва.: ИрГТУ, 2012. № 1. – 148 с.
- 5.Mavlonov J.A., Mardonov D.Sh. "Rudani yanchuvchi tegimonlarni elektr energiya samaradorligini oshirish usullari" // «O'zbekiston Konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali.– Navoiy, 2022. № 3.102-104 betlar.

YUQORI SIG'IMLI AKKUMULYATOR BATAREYALARI ISHONCHLILIGINI OSHIRISH USULLARI



Murodov X.Sh.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti, PhD,
dotsent



Bozarova M.B.
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti,
assistent

Annotatsiya. Mazkur maqolada yuqori sig'imli litiy-ionli akkumulyatorlarning ishonchligi, xavfsizligi va uzoq muddatli ekspluatatsiya barqarorligini ta'minlashga qaratilgan zamonaviy ilmiy-texnik yondashuvlar tizimli va kompleks tarzda tahlil qilinadi. Tadqiqot doirasida akkumulyatorlarning ishlash jarayonida yuzaga keladigan asosiy degradatsiya mexanizmlari, xususan elektrod–elektrolit interfeyslarida sodir bo'ladigan fizik-kimyoviy jarayonlar chuqur o'rganildi. Anod va katod sirtlarida shakllanuvchi himoya qatlamlarining (SEI va CEI) kimyoviy hamda mexanik barqarorligini oshirish orqali interfeys jarayonlarini boshqarish imkoniyatlari tahlil qilindi. Shuningdek, elektrod materiallarining nanostruktur arxitekturasini optimallashtirish orqali ion va elektron transportini yaxshilash, ichki mexanik kuchlanishlarni kamaytirish hamda siklik zaryadlash-tushirish jarayonlarida yuzaga keladigan deformatsiyalarni cheklash mexanizmlariga alohida e'tibor qaratildi. Yuqori kuchlanish va keskin harorat ko'tarilishi sharoitida elektrolitning parchalanish reaksiyalarini bostiruvchi va barqarorlashtiruvchi funksional qo'shimchalarning samaradorligi baholandi. Maqolada issiqlik tarqalishini samarali boshqaruvchi materiallar, faol monitoring va diagnostika tizimlari, shuningdek issiqlik yo'qotilishini kamaytirishga xizmat qiluvchi konstruktiv yechimlarning akkumulyator xavfsizligi va ishlash barqarorligiga ta'siri batafsil yoritildi. Zamonaviy yuqori elektr o'tkazuvchan qatlamlar va ilg'or funksional materiallardan foydalanish orqali ichki qarshilikni kamaytirish, quvvat va energiya zichligini oshirish hamda umumiy energetik samaradorlikni yaxshilash imkoniyatlari ilmiy asoslangan holda ko'rsatib berildi. Integratsiyalashgan ushbu texnologik va materialshunoslik yondashuvlari litiy-ionli akkumulyatorlarning siklik barqarorligini sezilarli darajada oshirish, kimyoviy va issiqlik degradatsiyasi jarayonlarini sekinlashtirish, xavfsizlik mezonlarini mustahkamlash hamda xizmat muddatini uzaytirish imkonini yaratadi. Mazkur tadqiqotda akkumulyatorlarning ishonchligiga ta'sir qiluvchi asosiy omillar tizimli tahlil qilinib, ularning salbiy ta'sirini kamaytirish bo'yicha samarali ilmiy-texnik yechimlar taklif etiladi. Tadqiqotning asosiy maqsadi yuqori sig'imli litiy-ionli akkumulyatorlarning real ekspluatatsiya sharoitida barqaror, xavfsiz va uzoq muddatli ishlashini ta'minlash uchun eng istiqbolli texnologik yondashuvlar va ilmiy yechimlarni aniqlashdan iborat.

Kalit so'zlar: Litiy-ionli batareyalar, interfeys muhandisligi, fizik-kimyoviy jarayonlar, nanostruktura optimizatsiyasi, elektrolit barqarorligi, issiqlik boshqaruvi, elektron o'tkazuvchanlik, energiya zichligi, siklik barqarorlik.

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ НАДЕЖНОСТИ АККУМУЛЯТОРНЫХ БАТАРЕЙ БОЛЬШОЙ ЕМКОСТИ

Муродов Х.Ш., Бозарова М.Б.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В данной статье системно и комплексно анализируются современные научно-технические подходы, направленные на обеспечение надежности, безопасности и долговременной эксплуатационной стабильности высокоемкостных литий-ионных аккумуляторов. В рамках исследования подробно изучены основные механизмы деградации, возникающие в процессе работы аккумуляторов, в частности физико-химические процессы, протекающие на интерфейсах электрод–электролит. Проанализированы возможности управления межфазными процессами за счет повышения химической и механической стабильности защитных слоев (SEI и CEI), формирующихся на поверхности анода и катода. Особое внимание уделено оптимизации наноструктурной архитектуры электродных материалов с целью улучшения ионного и электронного транспорта, снижения внутренних механических напряжений и ограничения деформаций, возникающих в ходе циклических процессов заряд-разряд. Оценена эффективность функциональных добавок, подавляющих реакцию разложения электролита и повышающих его стабильность в условиях высоких напряжений и резких температурных колебаний. В статье детально рассмотрено влияние материалов, обеспечивающих эффективное управление тепловыделением, активных систем мониторинга и диагностики, а также конструктивных решений, направленных на снижение тепловых потерь, на безопасность и эксплуатационную стабильность аккумуляторов. Показаны возможности снижения внутреннего сопротивления, повышения мощности и плотности энергии, а также улучшения общей энергетической эффективности за счет применения современных высокоэлектропроводящих слоев и перспективных функциональных материалов. Интеграция указанных технологических и материаловедческих подходов позволяет существенно повысить циклическую стабильность литий-ионных аккумуляторов, замедлить процессы химической и тепловой деградации, усилить критерии безопасности и значительно продлить срок службы батарей. В работе выполнен системный анализ ключевых факторов, влияющих на надежность аккумуляторов, и предложено

ны эффективные научно-технические решения по снижению их негативного воздействия. Основной целью исследования является выявление наиболее перспективных технологических подходов и научных решений, обеспечивающих стабильную, безопасную и долговременную работу высокоемкостных литий-ионных аккумуляторов в реальных условиях эксплуатации.

Ключевые слова: литий-ионные батареи, интерфейсная инженерия, физико-химические процессы, оптимизация наноструктур, стабильность электролитов, терморегуляция, электронная проводимость, плотность энергии, циклическая стабильность.

WAYS TO INCREASE THE RELIABILITY OF HIGH-CAPACITY BATTERY BATTERIES

Murodov X.Sh., Bozarova M.B.

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Abstract. This article presents a systematic and comprehensive analysis of modern scientific and technological approaches aimed at ensuring the reliability, safety, and long-term operational stability of high-capacity lithium-ion batteries. Within the scope of the study, the main degradation mechanisms occurring during battery operation are thoroughly investigated, with particular emphasis on physicochemical processes taking place at the electrode–electrolyte interfaces. The potential for controlling interfacial processes by enhancing the chemical and mechanical stability of protective layers (SEI and CEI) formed on the anode and cathode surfaces is analyzed. Special attention is paid to optimizing the nanostructured architecture of electrode materials in order to improve ion and electron transport, reduce internal mechanical stresses, and limit deformation arising during cyclic charge–discharge processes. The effectiveness of functional additives that suppress electrolyte decomposition reactions and enhance stability under high-voltage conditions and sharp temperature fluctuations is evaluated. The article also examines in detail the impact of materials designed for efficient thermal management, active monitoring and diagnostic systems, as well as structural solutions aimed at minimizing heat losses, on battery safety and operational stability. The potential for reducing internal resistance, increasing power and energy density, and improving overall energy efficiency through the use of advanced highly conductive layers and innovative functional materials is scientifically substantiated. The integration of these technological and materials-science approaches enables a significant improvement in the cyclic stability of lithium-ion batteries, slows down chemical and thermal degradation processes, strengthens safety criteria, and substantially extends battery service life. This study provides a systematic analysis of the key factors affecting battery reliability and proposes effective scientific and technological solutions to mitigate their adverse effects. The main objective of the research is to identify the most promising technological approaches and scientific solutions for achieving stable, safe, and long-term operation of high-capacity lithium-ion batteries under real operating conditions.

Keywords: lithium-ion batteries, interface engineering, physico-chemical processes, nanostructure optimization, electrolyte stability, thermoregulation, electronic conductivity, energy density, cyclic stability.

Bugungi kunda global miqyosda energetika tizimlarining jadallik bilan rivojlanishi, elektr energiya ishlab chiqaruvchi va sanoat korxonalar, elektr transport vositalarining keng joriy etilishi, telekommunikatsiya tarmoqlarining kengayishi yoki avtomatlashtirilishi yuqori sig'imli akkumulyator batareyalariga bo'lgan talabini keskin oshirmoqda. Elektr energiyasini ishonchli saqlash va uni uzluksiz yetkazib berish zamonaviy texnologiyalarning asosiy infratuzilmalaridan biriga aylanib ulgurdi. Ayniqsa, qayta tiklanuvchi energiya manbalari (quyosh, shamol va boshqalar) bilan integratsiyalashgan tizimlarda akkumulyatorlarning roli yanada muhim bo'lib, ular energiya ta'minotidagi tebranishlarni yumshatish va tizimni barqaror ishlashini ta'minlashda hal qiluvchi ahamiyat kasb etmoqda.

Shu bilan birga, yuqori sig'imli akkumulyatorlar ko'plab murakkab fizik-kimyoviy jarayonlarga asoslangan bo'lgani sababli, ularning ishonchligini ta'minlash doimo muhim muammo bo'lib qolmoqda. Haroratning me'yoridan oshishi, elektrodning strukturaviy yemirilishi, elektrolitning kimyoviy beqarorligi, batareya elementlari orasidagi ishlash farqi va ekspluatatsiya rejimlarining noto'g'ri tanlanishi kabi omillar batareyaning xizmat muddatini sezilarli qisqartiradi. Bundan tashqari, yuqori yuklama, yuqori tok zichligida zaryadlanishi, chuqur zaryadsizlanishlar va mexanik ta'sirlar batareyalarning ishlash barqarorligiga salbiy ta'sir etib, favqulodda holatlarga (issiqlik tarqalishi, qisqa tutashuv, quvvatning keskin yo'qolishi) olib kelishi mumkin.

Shu nuqtai nazardan, yuqori sig'imli akkumulyator batareyalarining ishonchligini oshirishga qaratilgan ilmiy izlanishlar dolzarbliligi ortib bormoqda. Zamonaviy akkumulyatorlar uchun ishlab chiqilayotgan himoya mexanizmlari, xususan aqlli boshqaruv tizimlari –

akkumulyator boshqaruv tizimi (ABT), issiqlik boshqaruv modullari, optimallashtirilgan zaryadlash algoritmlari va ilg'or materiallar texnologiyasi batareyalarning xavfsizligi va uzoq muddatli ishlashini ta'minlashga xizmat qiladi [1,2,3].

Ketma-ket ulangan ko'p sonli akkumulyatorlarda kuchlanish muvozanatini ta'minlash orqali tizim ishonchligini oshirish masalasi hamda akkumulyator elementlari orasidagi kuchlanish farqlarini kamaytirishga qaratilgan faol va passiv muvozanatlash usullarining ishlash tamoyillari, afzalliklari va amaliy qo'llash imkoniyatlari ko'rib chiqilgan. [2].

Litiy-ionli batareyalarning issiqlik boshqaruvida issiqlikni samarali tarqatuvchi uglerodli materiallar bilan kuchaytirilgan gibrid faza o'zgaruvchi materiallardan foydalanish batareyalarning qizishini kamaytiradi va ularning ishonchli hamda xavfsiz ishlashini ta'minlaydi. [1,3].

Shuningdek, boshqa tadqiqotda ya'ni issiqlikni samarali tarqatuvchi uglerodli materiallar yoki h-BN qo'shilgan parafin asosidagi kompozit strukturalarning litiy-ionli batareyalarida issiqlik boshqaruv imkoniyatlari ya'ni parafin asosida shakllantirilgan gibrid materiallar yordamida issiqlik boshqaruv imkoniyatlari o'rganildi. Tadqiqot shuni ko'rsatadiki, issiqlikni samarali tarqatuvchi uglerodli materiallar yoki h-BN qo'shilgan parafin asosidagi faza almashuvchi materiallar litiy-ionli batareyalar uchun muhim issiqlik boshqaruv yechimlarini taqdim etadi. Bu gibrid materiallar faza o'zgarishi orqali issiqlikni yutish bilan birga, ikki o'lchamli yuqori issiqlik o'tkazuvchanlikka ega materiallar yordamida issiqlikni tez tarqatadi. Natijada, batareyaning xavfsizligi, samaradorligi va xizmat muddati sezilarli darajada oshadi. [2,3,4].

So'nggi o'n yilliklarda yuqori sig'imli akkumulyator batareyalari

zamonaviy texnologik infratuzilmaning ajralmas tarkibiy qismiga aylandi. Raqamli texnologiyalarning jadal rivojlanishi, elektrotransport vositalarining keng miqosda joriy etilishi, qayta tiklanuvchi energiya manbalaridan foydalanish hajmining ortishi hamda ko'chma elektron qurilmalar bozorining barqaror kengayib borishi energiya saqlash tizimlariga bo'lgan talabning sezilarli darajada oshishiga olib kelmoqda. Ayniqsa, yuqori quvvat va yuqori energiya zichligini o'zida mujassamlashtirgan litiy-ionli, litiy-polimerli, nikel–marganes–kobalt oksidli, litiy–temir–fosfatli hamda yangi avlod litiy–oltingugurtli turidagi batareyalar global energetik tizimlarning asosiy tayanch texnologiyalariga aylanib bormoqda [5,6].

Ushbu texnologiyalarning jadal rivojlanishi bilan bir qatorda ularning ishonchligi, uzoq muddatli barqarorligi, xavfsizligi, ko'p martalik siklga chidamliligi va ekspluatatsiya vaqtida degradatsiya darajasi bo'yicha talablari ham keskin kuchaymoqda. Masalan, elektrotransport vositalarida akkumulyator faqat energiya manbai sifatida emas, balki xavfsizlik tizimining ham asosiy komponenti hisoblanadi. Batareyaning kichik nosozligi nafaqat energiya samaradorligini pasaytiradi, balki issiqlik boshqaruvidan chiqishi, yong'in xavfi va mexanik shikastlanishi kabi jiddiy oqibatlariga ham olib kelishi mumkin. Shuning uchun ham yuqori sig'imli akkumulyatorlarning ishonchligini oshirish masalasi hozirgi kunda ilmiy-tadqiqot institutlari, avtomobil sanoati, energetika korxonalarini va elektronika ishlab chiqaruvchilar uchun muhim strategik vazifa bo'lib qolmoqda [6,7,8].

Akkumulyator ishonchligi ko'p omillardan iborat bo'lib, ularni uch asosiy guruhga ajratish mumkin:

1. Elektr kimyoviy barqarorlik – anod va katod materiallarining degradatsiyasi, **qattiq elektrolit oraliq** qatlamining o'sishi, litiy dendritlarining shakllanishi, elektrolitning kimyoviy eskirishi.

2. Issiqlik jarayonlarining boshqarilishi – element ichidagi issiqlik ajralishi, modullar bo'yicha issiqlikning notekis taqsimlanishi, sovitish tizimining samaradorligi.

3. Boshqaruv tizimlari ishonchligi – ABT ning aniqligi, elementlararo muvozanatlash mexanizmi, zaryad-zaryadsizlash algoritmlarining to'g'ri tanlanishi va xavfsizlik bayonnomalarining ishlashi.

Zamonaviy yuqori sig'imli akkumulyatorlarning ishonchlik darajasini matematik tahlil qilish quyidagi ishonchlik funksiyasi ko'rinishda tasvirlanadi:

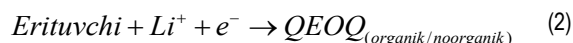
$$R(t) = e^{-\lambda t} \quad (1)$$

bu yerda λ — umumiy nosozliklar intensivligi bo'lib, u elektrokimyoviy, issiqlik va mexanik jarayonlarning kompleks ta'siridan hosil bo'ladi. Yuqori quvvatli batareyalarda bu o'zgaruvchilar o'zaro murakkab chiziqsiz munosabatda bo'lib, ularni to'g'ri boshqarish ishonchlikka bevosita ta'sir ko'rsatadi.

Shu bilan birga, energiya zichligini oshirish tendensiyasi batareyalar ichida kimyoviy reaksiyalarning kuchayishiga olib kelmoqda, bu esa xavfsizlik bo'yicha yangi muammolarni yuzaga keltiradi. Natijada zamonaviy ilmiy izlanishlar, ayniqsa litiy–oltingugurtli va qattiq holatli batareyalar bo'yicha ishlanmalar, aynan ishonchlikni oshirishga qaratilgan.

Yuqori energiya sig'imiga ega Litium-ionli elementlarda degradatsiya jarayonlarining eng muhim manbalaridan biri — bu anod yuzasida shakllanadigan "qattiq elektrolit oraliq qatlami" (QEOQ) ning bosqichma-bosqich qalinlashidir. QEOQ qatlami dastlab stabilizator sifatida zarur bo'lsa-da, uning tartibsiz rivojlanishi batareyaning ichki qarshiligini oshirib, sikllar davomida sig'im yo'qotilishiga olib keladi [9,10].

Litium-ionli batareyasi anodida (odatda grafit) elektrolitning past potensialda qaytarilishi natijasida noorganik va organik birikmalardan iborat plyonka paydo bo'ladi:



Bu qatlam elektronlarni o'tkazmaydi, lekin Li^+ ionlarining o'tishiga imkon yaratadi.

QEOQ asosiy tarkibi — Li_2CO_3 , LiF , ROCO_2Li tipidagi uglevodorod zanjirli organik litium karbonatlar, $(\text{CH}_2\text{OCO}_2\text{Li})_2$ polimer karbonatlar.

QEOQ vaqt o'tishi bilan qayta-qayta tiklanadi. Bu tiklanish anod yuzasida yana Li^+ sarf bo'lishiga olib keladi.

$$Q_{\text{yo'qotish}} \propto \int i_{\text{QEOQ}}(t) dt \quad (3)$$

bu yerda, $Q_{\text{yo'qotish}}$ — sig'im yo'qotilishi, i_{QEOQ} — QEOQ o'sishiga ketgan sig'im toki.

QEOQ qalinlashgan sayin, Li^+ ionlarining diffuziyasi qiyinlashadi:

$$D_{\text{samarra}} = \frac{D_0}{1 + \alpha d_{\text{QEOQ}}} \quad (4)$$

bu yerda: D_{samarra} — Li^+ ionlarining QEOQ qatlami orqali effektiv diffuziya koeffitsienti, D_0 — QEOQ yo'q bo'lgan holatdagi boshlang'ich diffuziya koeffitsienti, d_{QEOQ} — QEOQ qatlami qalinligi, α — QEOQ materialining struktura va zichligiga bog'liq empirik koeffitsient.

QEOQ qatlami litium-ionli batareyasi uchun zarur himoya qatlamidir, ammo uning cheksiz qalinlashuvi — degradatsiyaning eng asosiy manbai hisoblanadi. Qalinlashuv natijasida: Li^+ yo'qoladi, ichki qarshilik oshadi, energiya sig'im kamayadi, elektrod sirtida zo'riqish kuchayadi, batareya uzoq muddat ishlash ishonchligini yo'qotadi.

Yuqori sig'imli anodni ishlatish QEOQ muammosini yanada kuchaytiradi va batareya tuzilishda interfeysni boshqarish eng kritik masalaga aylanadi.

Barqaror, elastik, yuqori ion o'tkazuvchan, past elektron o'tkazuvchan qatlam yaratish orqali QEOQ o'sishi cheklanadi. Buning yechimlari: keramika nanoplyonkalar (Li_3N , LiPON), polimer-elektrolit qoplamalar, karbon asosli nanoqatlamlar (amorfi C, grafen) hisoblanadi.

Kremniy yuqori nazariy sig'imga ega, biroq litiylanish paytida 300% gacha hajm kengayadi. Quyida mexanik zo'riqish modeli ya'ni, katta zo'riqish \rightarrow QEOQ yorilishi \rightarrow qayta hosil bo'lish sikli \rightarrow litiyning yo'qolishi:

$$\sigma = E \cdot \varepsilon = e \cdot \frac{\Delta L}{L_0} \quad (5)$$

bu yerda:

σ — Mexanik zo'riqish (N/m^2 yoki Pa) — bu anod materialidagi kuchlanish darajasini bildiradi, yuqori zo'riqish QEOQ ning yorilishiga olib keladi.

E — elastiklik moduli (N/m^2) — materialning qattiqligi yoki elastik chidamliligini ko'rsatadi, katta $E \rightarrow$ material kam egiladi, kichik $e \rightarrow$ material yumshoqroq, ko'proq deformatsiyalanadi.

ε — nisbiy deformatsiya (o'lchovsiz) — anod hajmi o'zgarishini o'lchaydi ya'ni:

$$\varepsilon = \frac{\Delta L}{L_0} \quad (6)$$

bu yerda:

ΔL — anod uzunligidagi o'zgarish (m yoki μm) — litiyning anodga kirishi yoki chiqishi bilan yuzaga keladigan hajm kengayishi.

L_0 — boshlang'ich uzunlik (m yoki μm) — Anod materialining boshlang'ich uzunligi yoki asosiy o'lchami.

Si-anod zo'riqishni kamaytirish uchun quyidagicha yechimlardan foydalanishimiz mumkin, bo'shliqli — hajm kengayishini qisman o'z ichiga oladi, zo'riqishni kamaytiradi, Si/C kompozitlar — yumshoq karbon matritsa zo'riqishni "yutadi" va yorilishni oldini oladi, amorfi kremniy qoplamalari — elastikligi tufayli deformatsiyani yaxshiroq qabul

qiladi, sferik granulalar – sirt zo'riqlashini kamaytiradi, QEOQ yorilishini pasaytiradi [7,11].

Elektrolit barqarorligini oshirish – elektrolit Litiy-ionli batareyalarda ion harakati uchun asosiy vosita bo'lib, uning kimyoviy barqarorligi QEOQ qatlamining hosil bo'lishi va batareyaning uzoq muddatli ishlashi bilan chambarchas bog'liq. Elektrolitning degradatsiyasi QEOQ qalinlashishini tezlashtiradi, natijada esa, ion transporti sekinlashadi (D_{samarra} - kamayadi), ichki qarshilik oshadi, batareya sig'imi va xizmat muddati qisqaradi.

Reaksiya tezligining haroratga bog'liqligi Arrhenius qonuniga asosan, hamda – elektrolit parchalanish tezligi ko'pincha Arrhenius tenglamasi bilan ifodalanadi:

$$k(T) = k_0 e^{-\frac{E_a}{RT}} \quad (7)$$

bu yerda, $k(T)$ — reaksiyaning tezligi harorat T da (s^{-1} yoki boshqa bir o'lchov); k_0 — pre-eksponensial koeffitsient, material va elektrolitning boshlang'ich reaktivligi bilan bog'liq; E_a — aktivatsion energiya (J/mol), ya'ni molekular reaksiyaga kirish uchun zarur bo'lgan minimal energiya; R — universal gaz doimiysi (8.314 J/mol·K); T — absolyut harorat (Kelvin).

Harorat oshishi bilan eksponensial qism kamayadi ($-E_a/RT$ kichrayadi), shuning uchun $k(T)$ keskin oshadi, yuqori haroratda elektrolit tez parchalanadi, QEOQ qatlami tezroq o'sadi va batareya tez eskiradi. Shu sababli batareyalarni issiqlik boshqarish va past harorat rejimlarida ishlatish muhim.

Barqaror elektrolitlar QEOQ barqarorligini oshiradi va degradatsiyani sekinlashtiradi. Zamonaviy yondashuvlarga asoslangan holda, Sulfonatli yangi solventlar – elektrolit oksidlanishga chidamli bo'ladi, yuqori potentsialda QEOQ hosil bo'lishini pasaytiradi. Yuqori oksidlanish potentsialiga ega qo'shimchalar – katod yuzasida ortiqcha oksidlanishni oldini oladi, QEOQ bilan reaksiyani kamaytiradi. Ftorlangan qo'shimchalar (FTS, LiPF₆ stabilizatorlari) – QEOQ qatlamida barqaror litiy florid hosil qiladi, u yuqori ion o'tkazuvchan va elektr o'tkazmaydigan qatlam sifatida xizmat qiladi. Natijada barqaror elektrolitlar QEOQ qalinlashuvini nazorat qiladi, litiyning yo'qolishini kamaytiradi va batareyaning uzoq muddat ishlashini ta'minlaydi [7].

Issiqlik boshqaruv tizimi – yuqori sig'imli litiy-ionli batareyalar ishlash davomida lokal issiqlik markazi hosil qiladi. Bu issiqlik konsentratsiyalari anod va katod yuzasida QEOQ ning tez degradatsiyasiga, elektrolit parchalanishiga va ion harakati sekinlashishiga olib keladi. Shuning uchun samarali issiqlik boshqaruv tizimi batareyaning xavfsizligi va uzoq muddat ishlashini ta'minlash uchun juda muhim.

Faza o'zgaruvchi materiallar (FO'M) yondashuvi – energiyani o'zgaruvchi holatlarda saqlaydigan materiallar bo'lib, qattiqdan suyuqqa yoki suyuqdan qattiqqa o'tishda issiqlik yutilishini maksimal darajada oshiradi.

$$Q = m \cdot L \quad (8)$$

bu yerda, Q — FO'M tomonidan yutilgan issiqlik (J); m — FO'M massasi (kg); L — eritilish yoki qotish issiqligi (J/kg)

Batareya ishlaganda hosil bo'lgan issiqlik FO'M ichiga singadi, lokal haroratning keskin o'sishini kamaytiradi. Bu QEOQ qatlamining tez degradatsiyasini sekinlashtiradi va elektrolitning oksidlanish tezligini pasaytiradi.

Issiqlikni samarali tarqatuvchi uglerodli materiallar va h-BN asosidagi issiqlik tarqatuvchilar – batareya ichidagi issiqlik tarqalishini oshirish uchun yuqori issiqlik o'tkazuvchanlikka ega materiallar ishlatiladi: grafen — 2000–5000 W/m·K; Geksagonal Bor Nitriti (h-BN) — 300–600 W/m·K.

Issiqlik oqimi Fur'e qonuni bilan ifodalanadi:

$$q = -k \frac{dT}{dx} \quad (9)$$

bu yerda, q — issiqlik oqimi (W/m²); k — materialning issiqlik o'tkazuvchanligi (W/m·K); dT/dx — harorat gradienti

Yuqori k qiymati issiqlikni tez tarqatadi va lokal issiqlik markazlarini kamaytiradi. Issiqlikni samarali tarqatuvchi uglerodli materiallar ultrayuqori issiqlik o'tkazuvchanligi tufayli nano-FO'M yoki anod/katod yuzalarida samarali issiqlik tarqatuvchi qatlam sifatida ishlatiladi. h-BN esa elektr o'tkazmaydigan, ammo issiqlikni barqaror tarqatadigan material sifatida xizmat qiladi. Shu kombinatsiya bilan batareya ichidagi harorat taqsimoti tekislanadi, QEOQ degradatsiyasi pasayadi va batareya xizmat muddati oshadi.

Zaryadlash bayonnomalarini optimallashtirish – yuqori sig'imli Litiy-ionli batareyalarda zaryadlash jarayoni batareya umriga, xavfsizligiga va ishlash samaradorligiga bevosita ta'sir qiladi. Zaryadlash bayonnomalarini optimallashtirishning asosiy maqsadi esa, batareya xizmat muddatini uzaytirish, harorat va zo'riqlashlarni kamaytirish, energiya samaradorligini maksimal darajada oshirishdan iborat [5,6].

Bu jarayonni matematik jihatdan quyidagi yondashuvlar bilan ifodalash mumkin. Zaryadlashning asosiy tenglamasi – batareya zaryadlanishi tok bilan boshqariladigan jarayon bo'lib, umumiy formulasi:

$$I(t) = C \frac{dV(t)}{dt} \quad (10)$$

bu yerda, $I(t)$ – batareyaga berilayotgan zaryadlanish toki (A), C – batareya sig'imi (Ah), $V(t)$ – batareya kuchlanishi vaqt davomida o'zgarishi (V). Bu tenglama tok va kuchlanish o'rtasidagi dinamikani ifodalaydi.

Doimiy tok (DT)– doimiy kuchlanish (DK) bayonnomasi

Ko'p ishlatiladigan zaryadlash protokoli – DT-DK:

– Doimiy tok (DT)– boshlang'ich bosqichda batareyaga doimiy tok beriladi.

– Doimiy kuchlanish (DK) – batareya kuchlanishi maksimal qiymatga yetganda, tok asta-sekin kamayadi va kuchlanish barqarorlanadi.

DT bosqichi uchun energiya o'tishi:

$$Q_{DT} = \int_0^{t_{DT}} I_{DT} dt = I_{DT} \cdot t_{DT} \quad (11)$$

DK bosqichi uchun:

$$Q_{DK} = \int_{t_{DT}}^{t_{umumiy}} I(t) dt \quad (12)$$

Shunday qilib, umumiy zaryad:

$$Q_{umumiy} = Q_{DT} + Q_{DK} \quad (13)$$

Tokni optimallashtirish formulalari – batareya zo'riqlashini kamaytirish uchun tok chegarasi harorat va kuchlanishga bog'lanadi:

$$I_{opt}(T, V) = I_{max} \cdot \left(1 - \frac{T - T_{min}}{T_{max} - T_{min}}\right) \cdot \left(1 - \frac{V - V_{nom}}{V_{max} - V_{nom}}\right) \quad (14)$$

u yerda, I_{opt} – optimal tok, T – batareya harorati (K), V – batareya kuchlanishi (V), I_{max} – maksimal ruxsat etilgan tok. Bu formulada harorat va kuchlanish oshgan sari tok avtomatik kamayadi, bu issiqlik zo'riqlashi va elektrolit degradatsiyasini oldini oladi.

Batareya xizmat muddatini uzaytirish – batareya sikllari davomida zaryadsizlanish chuqurligi ko'rsatkichlari (ZCHK) va zaryadlanish darajasi (ZD) parametrlarini optimallashtirish muhim:

$$L_{sikl} \propto \frac{1}{ZCHK^\alpha} \quad (15)$$

bu yerda, L_{sikl} – batareya tsikllari soni, ZCK – zaryadsizlanish chuqurligi ko'rsatkichlari (%), α – materialga bog'liq parametr (odatda 1–2 oralig'ida). Shunday qilib, to'liq zaryadlash va chuqur bo'shatish batareya umrini qisqartiradi, optimal diapazon – 20–80% ZD.

Katod materiallarining barqarorligi – yuqori sig'imli litiy-ionli batareyalarda katod batareyaning eng muhim komponentlaridan biridir, chunki uning kimyoviy va struktural barqarorligi batareya hayotini, energiya zichligini, termal xavfsizligini to'g'ridan-to'g'ri belgilaydi. Katod materiali zaryadlash va bo'shatish tsikllari davomida litiy ionlarini qabul qilish va chiqarish jarayonida mexanik va kimyoviy zo'riqishlarga duch keladi. Shu jarayonda barqarorlikni oshirish muhim [7,8,9].

Katod materialining barqarorligi quyidagi parametrlar orqali ifodalanadi:

$$S_{katod} = f(E_{tuzilishi}, E_{xim}, T, x_{Li}) \quad (16)$$

bu yerda, S_{katod} – katod barqarorligi, $E_{tuzilishi}$ – kristall tuzilish energiyasi, E_{xim} – kimyoviy energiya (reaktsiyaga chidamlilik), T – harorat (K), x_{Li} – litiyli konsentratsiyasi katodda.

Kristall va kimyoviy barqarorlik bir-biriga bog'liq: struktura barqaror bo'lmasa, kimyoviy degradatsiya tezlashadi.

Litiyni ajratib olish va barqarorlik – katoddagi litiyni chiqarish jarayoni katod barqarorligini kamaytiradi. Bu jarayon entalpiya bilan ifodalanadi:

$$\Delta G = \Delta H - T\Delta S \quad (17)$$

bu yerda, ΔG – Gibbs erkin energiyasi (katod barqarorligini ko'rsatadi), ΔH – entalpiya o'zgarishi (J/mol), ΔS – entropiya o'zgarishi (J/mol·K), T – harorat (K)

Agar $\Delta G > 0$, katod metastabil yoki degradatsiyaga moyil bo'ladi; $\Delta G < 0$ bo'lsa, katod barqaror.

Siklik barqarorlik va degradatsiya – batareya tsikllari davomida katodning sig'imning kamayishi quyidagi formulalar bilan baholanadi:

$$C_{qoldiq}(n) = C_0 \cdot e^{-k_{deg} \cdot n} \quad (18)$$

bu yerda, $C_{qoldiq}(n)$ (n)-chi sikldan keyingi qolgan quvvat, C_0 – dastlabki quvvat, k_{deg} – degradatsiya konstantasi (sikl⁻¹), n – zaryadlanish-zaryadsizlanish sikli. k_{deg} – qiymati materialning kimyoviy va strukturaviy barqarorligiga bog'liq: yuqori barqaror katodlar uchun k_{deg} – kichik bo'ladi [10,11].

Xulosa. Sohadagi tadqiqotlar shuni ko'rsatadiki, akkumulyatorning umumiy xizmat muddati va xavfsizlik darajasi ko'pchilik hollarda materiallar tanlovi, issiqlik boshqaruv texnologiyasi, tok zichligini tartibga solish, zaryadlash algoritmi, sezgichlar aniqligi, mexanik konstruksiyaning barqarorligi kabi omillarga bog'liq. Shu sababli ishonchlilikni

oshirish bo'yicha yagona usul mavjud emas — aksincha, kompleks yondashuv talab etiladi.

Tadqiqotlar natijasida aniqlanishicha, litiy-ionli batareyalarda ishonchlilikni cheklovchi asosiy omillardan biri anod yuzasida hosil bo'ladigan QEOQ ning nazoratsiz qalinlashuvidir. QEOQ dastlab elektrodni himoyalovchi barqaror qatlam vazifasini bajarsa-da, uning ortiqcha o'sishi Li^+ ionlarining diffuziyasini cheklaydi, ichki qarshilikni oshiradi va sig'imning qaytarib bo'lmas yo'qotilishiga sabab bo'ladi. Ayniqsa, yuqori sig'imli kremniy asosli anodlarda hajmiy kengayish natijasida yuzaga keladigan mexanik zo'riqishlar QEOQ ning yorilishi va qayta hosil bo'lish sikllarini tezlashtiradi.

Elektrolitning kimyoviy barqarorligi QEOQ evolyutsiyasi va batareya xizmat muddatini belgilovchi muhim omil ekani ko'rsatildi. Haroratning oshishi Arxemis qonuniga muvofiq elektrolit parchalanish tezligini keskin kuchaytirib, degradatsiya jarayonlarini jadallashtiradi. Shu bois, fforlangan qo'shimchalar asosida QEOQ qatlamida barqaror litiy floridni hosil qiluvchi elektrolitlar qo'llanilishi ion o'tkazuvchanligi yuqori va elektron o'tkazmaydigan himoya qatlamini shakllantirib, batareya barqarorligini sezilarli darajada oshiradi.

Issiqlik boshqaruvi tizimlarining ahamiyati alohida ta'kidlanadi. Faza o'zgaruvchi materiallar hamda yuqori issiqlik o'tkazuvchanlikka ega uglerodli materiallar va h-BN kombinatsiyasidan foydalanish batareya ichidagi lokal issiqlik markazlarini kamaytirib, harorat taqsimotini tekislaydi. Bu esa QEOQ degradatsiyasini sekinlashtiradi, elektrolitning oksidlanishini kamaytiradi va batareya xavfsizligini oshiradi.

Shuningdek, zaryadlash bayonnomalarini optimallashtirish, xususan doimiy tok-doimiy kuchlanish rejimlarining moslashuvchan boshqarilishi, tokning harorat va kuchlanishga bog'liq cheklanishi hamda zaryadsizlanish chuqurligining optimal diapazonda saqlanishi batareya sikl davomiylikni sezilarli oshirishi isbotlandi. ABT ning aniqligi va elementlararo muvozanatlash mexanizmlari umumiy tizim ishonchlilikni belgilovchi hal qiluvchi omil sifatida namoyon bo'ladi.

Umuman olganda, yuqori sig'imli litiy-ionli akkumulyator batareyalarining ishonchlilikni oshirish kompleks yondashuvni talab etadi. Bu yondashuv elektrokimyoviy interfeysni boshqarish, barqaror elektrolit va elektrod materiallarini tanlash, samarali issiqlik boshqaruvi, shuningdek, aqlli zaryadlash va boshqaruv algoritmlarini integratsiyalashni o'z ichiga oladi. Mazkur yo'nalishlarda olib borilayotgan ilmiy tadqiqotlar kelajakda xavfsiz, uzoq xizmat muddati va yuqori samaradorlikka ega energiya saqlash tizimlarini yaratish uchun mustahkam ilmiy asos bo'lib xizmat qiladi.

Bibliografik ro'yxat

1. Ataulaev N.O., Dziaruhina E.A., Murodov Kh.Sh. Static Characteristics of Magnetic Modulation DC Converters with Analog Filter. // Международный научно-технический журнал. № 5. – Белорусия. «Наука и техника». 2023. – с. 428-433.
2. Murodov X.Sh. Ketma-ket ulangan ko'p sonli akkumulyatorlarda kuchlanishni muvozanatlash orqali ishonchlilikni oshirish // International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences DOI: 10.24412/2181-144X-2024-4-58-63 Vol.4(5), 2024 58-63 bet.
3. Pradyumna Goli va boshqalar Graphene-Enhanced Hybrid Phase Change Materials for Thermal Management of Litiy-ionli Batteries// <https://arxiv.org/abs/1305.4140>
4. Bohayra Mortazavi, Hongliu Yang, Farzad Mohebbi, Gianarelio Cuniberti, Timon Rabczuk Graphene or h-BN paraffin composite structures for the thermal management of Litiy-ionli batteries: A multiscale investigation //20.06.2017//<https://arxiv.org/abs/1706.06667>
5. Смоленцев Н.И. Накопители энергии в локальных электрических сетях. // Ползуновский вестник.–М.: – 2013. № 4-2. – 176-181 с.
6. Рыкованов А.С. Активные и пассивные системы баланса Litiy-ionli аккумуляторных батарей. // Компоненты и технологии. – М.: № 3. – 2014. –121 –124 с.
7. Иншаков А.П. Проблема мониторинга и балансировки аккумуляторных батарей транспортных средств. // Вестник мордовского университета. – Саранск, № 1. – 2016. – 40-49 с.
8. Бухаров А. И. А. Емельянов, В. П. Суднов Средства заряда аккумуляторов и аккумуляторных батарей: Справочник—М.: Энергоатомиздат, 1988. – 288 с.
9. Ufert M., Baker B. Battery Ageing as Part of the System Design of Battery Electric Urban Bus Fleets. // Белорусский национальный технический университет. – Белорусия. «Наука и техника». № 19(1). 2020. – с. 12-19. <https://doi.org/10.21122/2227-1031-2020-19-1-12-19>
10. Murodov X.SH., Qarshibayev A.I., Boboqulov J.S. Elektr energiyasini yig'uvchi elektr kimyoviy moslamalarni qutblash tashkil etuvchisi qiymatini hisoblash dasturi. – T.: «O'zbekiston Respublikasi Adliya vazirligi guvohnomasi», DGU 30084. 2023. – 1 b.
11. Ataulayev N, Ataulayev A and Karimtoшович S M 2021 IOP Conference Series: Materials Science and Engineering (UK) Journal of Physics: Conference Series, Volume 2094, Instrumentation Technology and Environmental Engineering Citation N O Ataulayev et al 2021 J. Phys.: Conf. Ser. 2094 052039 DOI 10.1088/1742-6596/2094/5/052039

TRANSFORMATOR TEBRANISH TEZLANISHI VA UNING QOLGAN ISHLATISH MUDDATI O'RTASIDAGI BO'G'LIQLIKNING ILMIY ASOSLASHTIRILISHI



Ataulloyev N.O.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti, PhD,
dotsent



Tog'aymurodov S.Z.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti,
doktorant

Annotatsiya. Maqola moyli kuch transformatorlarida ish jarayonida paydo bo'ladigan mexanik titrashning aslida qanchalik xavfli omil ekanini ilmiy jihatdan ochib beradi. Titrash faqat "shovqin" yoki tashqi belgi emas – u sekin-asta uskuna mexanik resursini yemiradigan, xizmat muddatini qisqartiradigan jiddiy degradatsiya manbai sifatida ko'riladi. Maqolada titrashning bosh sabablarini aniq sanab o'tiladi: vaqt bo'yicha beqaror elektromagnit maydon keltirib chiqaradigan dinamik kuchlar, qisqa tutashuv paytidagi kuchli elektrodinamik zarbalar, uzoq ishlash davomida magnit o'zak va chulg'am bloklarida to'planadigan siljish va bo'shashishlar, shuningdek tashqi mexanik ta'sirlar – transport paytidagi zarbalar, yer silkinishi yoki yaqin atrofdagi tebranish manbalari. Tajribalarda titrash tezlanishi sinusoidal model orqali ifodalangan va yuqori aniqlikdagi akselerometrlar bilan o'lchangan. Shu asosda tezlanishning effektiv qiymati hamda chastota spektri aniqlangan. Mexanik kuchlanishlarni hisoblashda nur nazariyasi qo'llanib, chulg'am elementlarida eng yuqori normal va kesuvchi kuchlanishlar topilgan. Keyin bu kuchlanishlar charchash xatti-harakatini tavsiflovchi empirik bog'lanishlar bilan bog'lanib, charchash sikllari soniga "aylantirilgan". Umumiy zarar esa chiziqli zarar to'planishi qoidasi orqali baholangan – ya'ni har bir yuklama hissasi jamlanib, eskirishning yig'indi ta'siri ko'rsatilgan. Amaliy tomonda, 20 MVA quvvatli real transformator misolida turli darajadagi titrash tezlanishlari (yengildan kuchligacha) uchun hisoblar bajarilgan. Natija ravshan: titrash kuchaygan sari mexanik kuchlanishlar keskin o'sadi, charchash chegarasi pasayadi va xizmat muddati sezilarli qisqaradi. Bu bog'liqlik raqamli jadval va grafiklar bilan ishonchli tasdiqlangan. Titrash hodisasi yakunda transformatorning haqiqiy mexanik resursini "yeb boradigan" asosiy omillardan biri ekanligi aniqlandi. Taklif etilgan matematik model va hisoblash metodikasi esa real vaqt monitoringi, qoldiq xizmat muddatini oldindan baholash va profilaktik ta'mirlashni rejalash uchun qulay, ilmiy asoslangan diagnostik vosita sifatida tavsiya etiladi.

Kalit so'zlar: moyli kuch transformatori, titrash (vibratsiya) diagnostikasi, mexanik barqarorlik, titrash tezlanishi, akselerometr o'lchovvari, sinusoidal tebranish, mexanik kuchlanish, charchash jarayoni, kumulyativ zarar, real vaqt monitoringi

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ МЕЖДУ ВИБРОУСКОРЕНИЕМ ТРАНСФОРМАТОРА И ЕГО ОСТАТОЧНЫМ РЕСУРСОМ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Атауллоев Н.О., Тогаймуродов С.З.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В статье с научной точки зрения раскрывается, насколько на самом деле опасным фактором является механическая вибрация, возникающая в процессе работы масляных силовых трансформаторов. статья с научной точки зрения раскрывается, насколько на самом деле опасным является механическая вибрация, возникающая в процессе работы масляных силовых трансформаторов. Вибрация – это не просто "шум" или внешний признак-она рассматривается как источник серьезной деградации, которая постепенно разъедает механический ресурс оборудования, сокращая срок его службы. В статье четко перечислены причины возникновения вибрации головки: динамические воздействия, вызванные нестабильным во времени электромагнитным полем, сильные электродинамические удары при коротких замыканиях, сдвиги и релаксация, накопленные в магнитопроводе и свинцовых блоках при длительной эксплуатации, а также внешние механические воздействия – удары при транспортировке, сотрясении грунта или поблизости. источники вибрации. татья четко перечислены причины возникновения вибрации головки: динамические воздействия, вызванные нестабильным во времени электромагнитным полем, сильные электродинамические удары при коротких замыканиях, сдвиги и релаксация, накопленные в магнитопроводе и свинцовых блоках при длительной эксплуатации, а также внешние механические воздействия – удары при транспортировке, сотрясении грунта или поблизости. источники вибрации. В экспериментах ускорение вибрации выражалось через синусоидальную модель и измерялось акселерометрами с высоким разрешением. Исходя из этого, было определено эффективное значение ускорения, а также частотный спектр. При расчете механических напряжений была применена теория света, и самые высокие нормальные и режущие напряжения были найдены в элементах трубки.сходя из этого, было определено эффективное значение ускорения, а также частотный спектр. При расчете механических напряжений была применена теория света, и самые высокие нормальные и режущие напряжения были найдены в элементах трубки. Затем эти напряжения были связаны эмпирическими связями, описывающими поведение истощения, и "преобразованы"в количество циклов истощения. С другой стороны, общий ущерб оценивался с

помощью правила накопления линейных потерь, то есть суммарного эффекта износа, суммированного по каждому вкладу нагрузки. С практической стороны на примере реального трансформатора мощностью 20 МВА были выполнены расчеты для различных уровней ускорений вибрации (от легких до мощных). практической стороны на примере реального трансформатора мощностью 20 МВА были выполнены расчеты для различных уровней ускорений вибрации (от легких до мощных). Результат очевиден: по мере увеличения вибрации резко возрастает сторона на примере реального трансформатора мощностью 20 МВА были выполнены расчеты для различных уровней ускорений вибрации (от легких до мощных). Результат очевиден: по мере увеличения вибрации резко возрастают механические напряжения, снижается порог усталости, значительно сокращается срок службы. Эта зависимость надежно подтверждается численными таблицами и графиками. В конечном итоге было обнаружено, что явление вибрации является одним из основных факторов, "съедающих" реальный механический ресурс трансформатора. С другой стороны, предлагаемая математическая модель и метод расчета рекомендуются в качестве удобного научно обоснованного диагностического инструмента для мониторинга в реальном времени, предварительной оценки остаточного срока службы и планирования профилактического ремонта.

Ключевые слова: масляный силовой трансформатор, диагностика вибрации (вибрации), механическая стабильность, ускорение вибрации, измерения акселерометра, синусоидальная вибрация, механическое напряжение, процесс усталости кумулятивные повреждения, прогноз срока службы, мониторинг в реальном времени

SCIENTIFIC JUSTIFICATION OF THE RELATIONSHIP BETWEEN TRANSFORMER VIBRATION ACCELERATION AND ITS REMAINING USEFUL LIFE

Ataullayev N.O., Togaymurodov S.Z.

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Abstract. From a scientific point of view, the article reveals how dangerous the mechanical vibration that occurs during the operation of oil-fired power transformers really is. From a scientific point of view, the article reveals how dangerous the mechanical vibration that occurs during the operation of oil-fired power transformers really is. Vibration is not just a "noise" or an external sign - it is considered as a source of serious degradation, which gradually corrodes the mechanical resource of the equipment, reducing its service life. The article clearly lists the causes of head vibration: dynamic impacts caused by a time-unstable electromagnetic field, strong electrodynamic shocks during short circuits, shifts and relaxation accumulated in the magnetic circuit and lead blocks during prolonged operation, as well as external mechanical impacts such as impacts during transportation, shaking of the ground or nearby. sources of vibration. Tatiana clearly lists the causes of head vibration: dynamic impacts caused by a time-unstable electromagnetic field, strong electrodynamic shocks during short circuits, shifts and relaxation accumulated in the magnetic circuit and lead blocks during prolonged operation, as well as external mechanical impacts such as impacts during transportation, shaking of the ground or nearby. sources of vibration. In the experiments, vibration acceleration was expressed through a sinusoidal model and measured with high-resolution accelerometers. Based on this, the effective acceleration value was determined, as well as the frequency spectrum. When calculating mechanical stresses, the theory of light was applied, and the highest normal and cutting stresses were found in the tube elements. Based on this, the effective acceleration value was determined, as well as the frequency spectrum. When calculating mechanical stresses, the theory of light was applied, and the highest normal and cutting stresses were found in the tube elements. These stresses were then linked by empirical links describing the depletion behavior, and "transformed" into the number of depletion cycles. On the other hand, the total damage was estimated using the linear loss accumulation rule, that is, the total wear effect summed up for each load contribution. On the practical side, using the example of a real transformer with a capacity of 20 MVA, calculations were performed for various levels of vibration accelerations (from light to powerful). On the practical side, using the example of a real transformer with a capacity of 20 MVA, calculations were performed for various levels of vibration accelerations (from light to powerful). The result is obvious: as the vibration on the other side increases dramatically, calculations were performed for various levels of vibration accelerations (from light to powerful) using the example of a real transformer with a capacity of 20 MVA. The result is obvious: as vibration increases, mechanical stresses increase dramatically, the fatigue threshold decreases, and the service life is significantly shortened. This dependence is reliably confirmed by numerical tables and graphs. In the end, it was found that the phenomenon of vibration is one of the main factors that "eat up" the real mechanical life of the transformer. On the other hand, the proposed mathematical model and calculation method are recommended as a convenient, scientifically based diagnostic tool for real-time monitoring, preliminary assessment of the remaining service life and planning preventive repairs.

Keywords: oil power transformer, vibration diagnostics, mechanical stability, vibration acceleration, accelerometer measurements, sinusoidal vibration, mechanical stress, fatigue process, cumulative damage, service life forecast, real-time monitoring, transformer resource estimation

Kirish

Moyli transformatorlarni asosiy mexanik holati haqida xulosa beruvchi eng birlamchi parametr uning titrash tezlanishining intensivligi hisoblanadi. Titrash intensivligi qancha yuqori bo'lsa ushbu transformatorning magnit o'zaklari bilan bog'liq muammolarni hamda chulg'amlarning tarangligi bilan bog'liq nuqsonlar mavjudligini anglatadi. Titrash tezlanishining real vaqt rejimidagi aniq qiymatini bilish yoki monitoringi orqali kuzatish ushbu moyli transformatorning mexanik holatini aniq tavsiflaydi. Simplice Akre hamda Issouf Fofana olib borgan tadqiqotlari davomida optik sensorlardan foydalanib chulg'amlarning titrash tezlanishini monitoring qilish bo'yicha o'z izlanishlarini olib borgan. Tadqiqot davomida faqatgina joriy zarar aniqlangan va kumulyatsiya ulushlari umumiy jamlash bo'yicha izlanishlar yetarlicha olib borilmagan. Titrash tezlanishining kumulyatsiyasi

vaqt o'tishi davomida transformatorning xizmat muddatini aniq kamaytiradi va uning barqaror ishlashi ishonchligini pasaytiradi. Shu sababli ham kumulyatsiya ulushlari yig'indisini aniq tavsiflash dolzarb hisoblanadi.

Moyli transformatorlarning ishonchli va uzoq muddatli barqaror ishlashi ularning mexanik, termik va elektr barqarorligiga bevosita bog'liq hisoblanadi. Amaliyotda transformatorlarni turli tashqi va ichki omillar ta'sirida titrash (vibratsiya) hodisasiga duch kelinadi va bu titrash odatda salbiy yakunga yetmagunicha jiddiy e'tibor qaratilmaydi. Titrashlar odatda transformatorlarning elektromagnit kuchlarning beqarorligi, qisqa tutashuv jarayonlari, magnit o'zakning mexanik aksial va radial kuchlar ta'sirida siqilishi, shuningdek, o'ramlarning joyidan siljishi natijasida yuzaga keladigan o'zgarishlarning natijasi sifatida baholanadi. Bundan tashqari tashqi mexanik ta'sirlar natijasida

o'rnatish jarayonlari paytidagi silkinish, o'rnatishdagi noto'g'ri mahkamlash va birlashtirish holatlari ham titrash intensivligiga sezilarli ta'sir ko'rsatadi [1].

Titrashtirish tezlanishining intensivligi ortishi hamda titrashtirish tezlanishining me'yoriy ko'rsatkichlarida bo'lmasligi transformatorning mexanik qismlarida qo'shimcha mexanik stresslarning paydo bo'lishiga olib keladi. Natijada transformatorlarning ichki va tashqi izolyatsiya tizimi tezroq yemirilishi va eskirishi, o'ramlarda mikroyoriqlar paydo bo'lishi, mexanik shikastlanishlarni birin ketin paydo bo'lishi va transformator moyning dielektrik xossalari ham sekin asta yomonlashishi ayni titrashtirish ta'sirida yuzaga keladi. Titrashtirish sabablari tufayli dielektrik moyning qovushqoqlik darajasi o'zgarib borishi natijasida transformatorning xizmat muddatini sezilarli darajada qisqartiradi. Xizmat muddati qisqarishining yuzaga kelishi va oqibatlarini baholash transformatorlarning texnik holatini real vaqt rejimida monitoring qilishdagi muhim faktorlardan biri hisoblanadi [2].

Titrashtirish tezlanishining intensivligini aniq ko'rsatib beradigan transformatorning sovutish tizimi ham eng muhim omillar qatoridan sana-

ladi. Sovutishning majburiy yoki tabiiy holatda bo'lishi ONAN va ONAF yoki ON,AF ekanligidan xulosalanib moyli transformatorning titrashtirish o'zgaradi. Tanlab olingan tadqiqot obyekti ONAF sovutish tizimida ishlaganligi sababli ushbu transformator kuzatiladigan titrashtirish intensivligi odatdagidan ancha yuqori va baland.

Metodlar

Transformatorlarning titrashtirish xizmat qilish muddatiga ta'sirini bir necha faktorlarga asoslanib xulosa qilish mumkin. Titrashtirish natijasida hosil bo'ladigan titrashtirish garmonikasi sinusoidal shaklda tebranishini hisobga olinishiga asosiy omil, ushbu titrashtirishni yuzaga keltiradigan parametrlar sinus qonuni bo'yicha tebranishidir. Aniqlangan tezlanishning haqiqiy ta'sir etuvchi qiymatidan foydalanib transformator-da hosil bo'ladigan tezlanish unga qancha inersiya berishi va qanchaga egiltira olishini ampletudaviy qiymatlarini hisoblanadi. 1-jadvalda quvvati 20MVA li transformatorning titrashtirish intensivligi uning qanday holatda ekanligini hamda titrashtirish tezlanishlari transformator uchun xavfli va xavfsiz ekanligi normalari ish jarayonidan kelib chiqib keltirilgan [3].

1– jadval

20MVA lik transformatorning titrashtirish normalari

Holat	u (mm/s)	a (m/s ²)	$a(g)$
Nominal (maqsad)	1.2	0.754	0.077
Past-normal	0.8	0.503	0.051
Yuqori-ogohlantirish	1.8	1.131	0.115
Tekshiruv talab etiladi	≥ 2.5	≥ 1.571	≥ 0.160

Yuqoridagi jadvalga asosan moyli transformatorning titrashtirishida titrashtirish tezlanishi natijasida yuzaga keladigan mexanik zo'riqishning miqdori aniqlash uchun tebranishdagi o'ram va korpus orasidagi bo'shliq segment egilib, uning dinamik egilish kuchlanishi paydo bo'ladi. Shu maksimal egilish kuchlanishini baholab olsak titrashtirish natijasida yuzaga keladigan mexanik kuchlanish qiymatini aniqlashga erishamiz. Buni aniqlashda Euler Bernoullining titrashtirish nazariyasi asosida aniqlangan, titrashtirish tayanch yoki o'qqa beradigan mexanik kuchlanishini aniqlash teoremasidan foydalanildi. Transformator chulg'amlarining har bir uzunligiga titrashtirish inersiya kuchi ta'sir ko'rsatganligi sababli transformatorning chiziqli massa zichligini aniqlandi [4].

Natijalar va muhokama

Titrashtirish natijasida yuzaga keladigan egilish momentining eng katta qiymatini aniqlash titrashtirish ampletuda qiymati qanday mexanik kuchlanish hosil bo'lishini anglatadi. Euler Bernoullining titrashtirish nazariyasiga asoslanib titrashtirishdan yuzaga keladigan eng katta moment aniqlandi [5].

2– jadval

20MVA transformatoridan olingan titrashtirish parameterlari

a (m/s ²)	u (mm/s)	a (g)	F (kN) / 1 t	F (kN) / 30 t	σ (MPa) / 1 t S=0.03 m ²	σ (MPa) / 30 t S=0.03 m ²
1.70	2.7056	0.1733	1.70	51.00	0.0570	1.7000
1.90	3.0239	0.1939	1.90	57.00	0.0630	1.9000
2.00	3.1831	0.2039	2.00	60.00	0.0670	2.0000
2.10	3.3423	0.2143	2.10	63.00	0.0700	2.1000
2.20	3.5014	0.2244	2.20	66.00	0.0730	2.2000
2.30	3.6606	0.2347	2.30	69.00	0.0770	2.3000
2.40	3.8197	0.2449	2.40	72.00	0.0800	2.4000
2.50	3.9789	0.2550	2.50	75.00	0.0830	2.5000

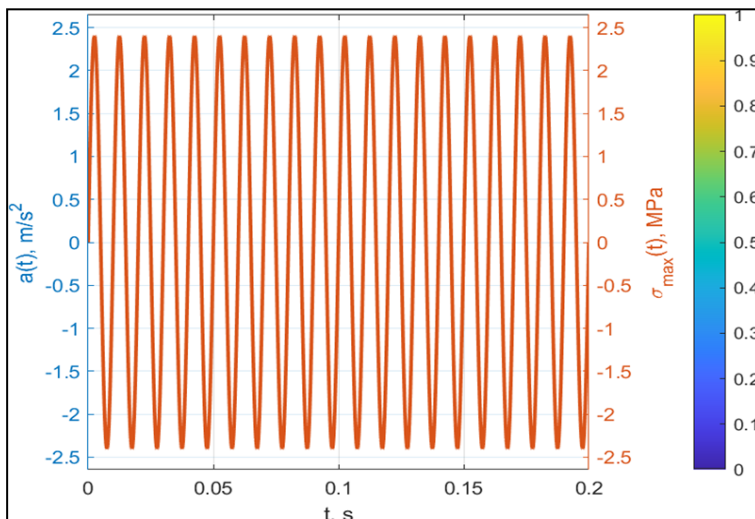
2– jadvalda 20MVA li transformatoridan olingan titrashtirish natijalari aks ettirilgan hamda bu tirashlarlar g va tezlik birliklarda ham ifodalangan. Ushbu titrashtirishning qiymatlaridan kelib chiqib mexanik umning barqarorligi ham o'zgaradi [6].

1– rasmda transformator-da yuzaga keladigan titrashtirish tezlanishining garmonikasi tekshirilgan hamda u 0.2 vaqt oralig'ida aniqlanganligi uchun faqat shu vaqt oralig'idagi mexanik kuchlanish va tezlanish qiymati ifodalangan. Umuman olganda transformatorlarda titrashtirish tezlanishining garmonikasi sinusoidal ekanligini 1– rasmda ko'rish mumkin hamda titrashtirish tezlanishining o'zgarishi sinusoidal

zanjirning tegishli qiymatlari o'zgarishi bilan ortishi yoki kamayishi aniq aks ettirilishi bilan aniqlandi [7].

Keyingi qadamda titrashtirishdan keladigan zararning ulush miqdorini aniqlab olinadi. Zarar, shikastlanish kabi kamayuvchi va vaqt o'tishi bilan eskirish darajasini aniqlash ko'p hollarda Miner qonuniga asosan amalga oshiriladi. Shunga asosan transformatorga titrashtirish orqali yetkaziladigan zararni hisoblashda Miner qonunidan foydalanildi [8].

$$D = \sum_{i=0}^k \frac{n_k}{N(\sigma_a)} \quad (1)$$



1-rasm. Tirash tezlanishi va shu tirash natijasida yuzaga keladigan mexanik kuchlanishning bog'lanishi

bu yerda: n_k – transformatorning nominal holdagi titrashining sikllari soni, t_a ; D titrash natijasida yuzaga keladigan kumulyativ zarar ulush miqdori; transformatorning joriy holatdagi titrashi natijasidagi sikllar soni $n(t)$.

Aniqlangan 1 ifoda birlik sikl uchun bo'lib, kumulyativ zarar vaqt o'tishi bilan o'zgarishini hisobga oladigan bo'lsak uning vaqtga bog'liqlik integral ifodasi quyidagicha aniqlandi:

$$D(t) = \int_{t_1}^{t_2} \sum_{i=0}^k \frac{n_k(t)}{N(\sigma_a)(t)} dt \quad (2)$$

Hosil qilingan 2-formula t_1 va t_2 vaqtlar oralig'ida yuzaga keladigan kumulyativ zarar ulushlarini hisoblaydi. Agar bog'lanishni tebranishning chastotasi va tebranish davri bilan ifodalaydigan bo'lsak charchash mustahkamlik koeffitsienti har bir sikl uchun inobatga olinib titrash tezlanishi natijasida yuzaga keladigan kumulyativ zarar ulushini aniqlashning yakuniy ifodasi hosil qilinadi.

$$D(t) = \frac{fT}{K} \left[\frac{3\sqrt{2}(\rho_a S)L^2}{h^2} a_{eff} \right]^m \quad (3)$$

Hosil bo'lgan ketma ketlik asosida shikastlanishdan keyingi qolgan ummi quyidagicha hisoblandi:

$$L_q = L_0 \cdot (1 - D_v(t)) \quad (4)$$

bu yerda: L_q – titrashdan keyin qolgan resursning umri, yillarda; L_0 – dastlabgi resurning kafolatlangan umri, yillarda; $D_v(t)$ – titrashdan yuzaga keladigan kumulyativ zarar ulush miqdori.

Ishlab chiqilgan 4 – formulaga asosan har bir titrash tezlanishi qanchaga mexanik kuchlanish berishini aniqlab chiqildi hamda aniqlangan mexanik kuchlanishlarning har biri mustahkamlik chegarasini bilan taqqoslanib yakunda ularning nisbati qancha farq qilishidan kelib chiqqan holda har bir titrash tezlanishi tomonidan yuzaga keladigan kumulyativ zarar miqdori 3 – jadvalga kiritildi.

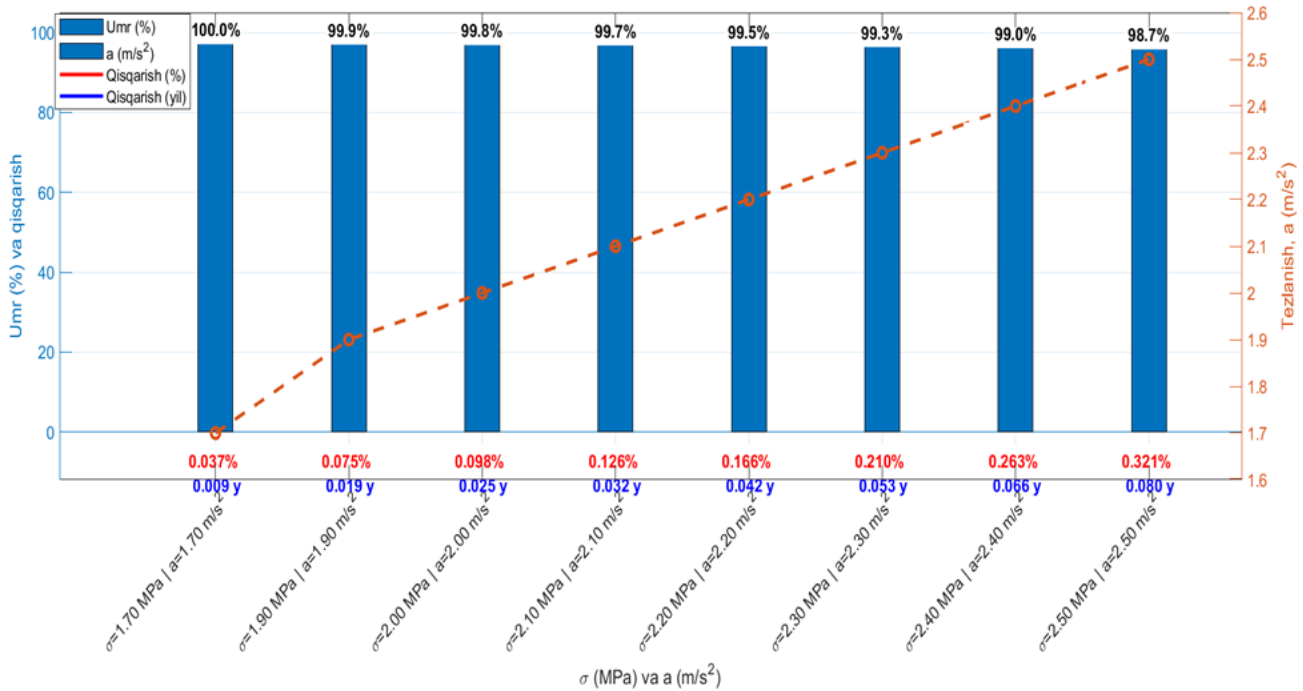
3– jadvalga asosan xizmat muddatining qisqarishi, oniy titrash tezlanishi natijasida yuzaga keladigan zarar hamda titrash tezlanishi natijasida yuzaga keladigan mexanik kuchlanishning bog'liqlik grafigi 2 – rasm orqali shakllantirildi. Grafikdan shuni ko'ish mumkinki, titrash tezlanishining ortishi transformatorga keladigan mexanik kuchlanishning ortishiga sabab bo'ladi va bu o'z navbatida kumulyativ zarar miqdorini orttirib xizmat muddatini kamayishiga sabab bo'ladi.

Tadqiqot obyekti sifatida tanlab olingan moyli transformator 2025- yil mobaynida kuzatilganida uning titrash intensivligi chiziqli tarzda o'sib borgan 3-jadvalda aniq keltirilgan. Eng katta titrash tezlanishining qiymati 2.5 m/s² ekanligi va ushbu titrash tezlanishi yil davomida 2170 soat titragani aniqlandi. Titrash tezlanishi bilan kuzatilgan nonormallik va uning qiymatini ortib borishi tadqiqot obyekti sifatida tanlab olingan moyli transformatorida mexanik nuqson borligidan dalolat beradi va ushbu mexanik nuqsonning zarar ulushini aniqlash uchun transformatorning xususiy parametrlaridan foydalanib kumulyativ zarar ulushining har siklga qanchadan mos kelishini aniq hisoblab chiqish kerak. 2- rasmda titrash tezlanishidan yuzaga kelgan kumulyatsiya ulushlarini ta'sirida foydali xizmat muddati aniq qanchaga kamayib borganligi aks ettirilgan. Tadqiqot obyekti sifatida tanlab olingan transformator 2024- yilda yangi holatda o'rnatilganiga qaramay, uning ta'minotida kuzatiladigan o'chishlar va uzilishlar uning mexanik holatida jiddiy ta'sir ko'rsatgan. Mexanik mustahkamlikni asosiy belgisi sanalgan chulg'amlarning ulanishi va ularning taranglik holati titrash tezlanishini ortib borishiga asos bo'ldi. Miner qonuni bo'yicha aniqlab ishlab chiqilgan (3) va (4) formulalar orqali moyli transformatorning xizmat muddati umumiy hisobda 1.3% ga kamayganligi aniqlandi. Kelgusi yillarda ushbu ko'rsatkich chiziqli tarzda yana ham o'sib borishi va yakunda transformatorning mexanik mustahkamligi barqaror bo'lmay qolishi aniqlandi. 3- jadvalga tayanib 2- rasmda 1 yil davomida kuzatilgan 20 MVA li moyli transformatorning xizmat muddatini o'zgarib borishi aniq keltirilgan.

3– jadval

Titrash natijalaridan olingan mexanik stress va xizmat umrining o'zgarishi

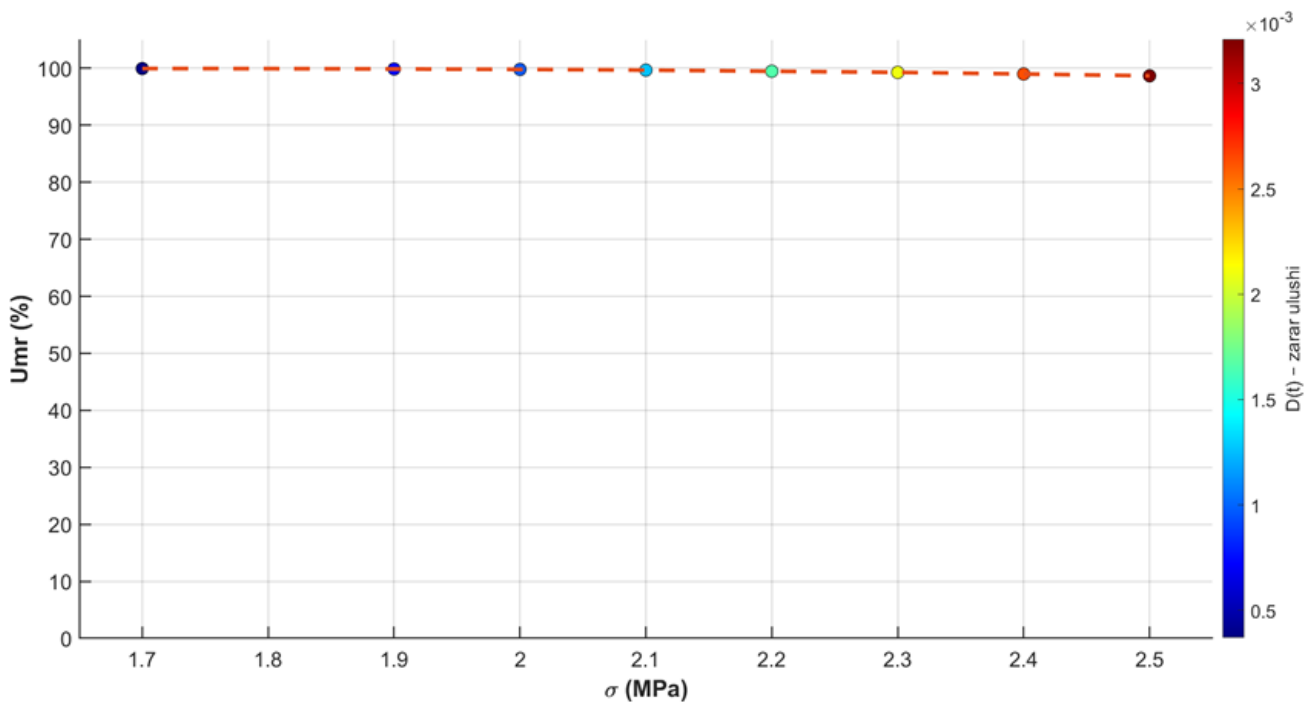
№	Vaqt (soat)	a (m/s ²)	σ (MPa)	Resurs qisqarishi (%)	Umr (yil)	D(t)	Qisqarish (yil)	Umr (%)
1	250	1.70	1.70	2.85%	24.99	0.00037	0.009	0.037%
2	507	1.90	1.90	5.79	24.97	0.00075	0.019	0.075%
3	662	2.00	2.00	7.56	24.95	0.00098	0.025	0.098%
4	852	2.10	2.10	9.73	24.92	0.00126	0.032	0.126%
5	1122	2.20	2.20	12.81	24.87	0.00166	0.042	0.166%
6	1419	2.30	2.30	16.20	24.82	0.00210	0.053	0.210%
7	1778	2.40	2.40	20.3	24.75	0.00263	0.066	0.263%
8	2170	2.50	2.50	24.7	24.67	0.00321	0.080	0.321%
Jami	8760					0.013	0.33	1.3 %



2- rasm. Titrash tezlanishi natijasida mexanik umrning kamayishining ustunli diagrammasi

2 – rasm asosida xulosa qiladigan bo'lsak, titrash tezlanishi qancha beqaror bo'lib qiymati ortib borsa u transformatorning mexanik umri shuncha kamayganligi anglatadi hamda bu o'z navbatida mexanik umr har bir sikldan keyin kamayotganligini tushinish mumkin. 3- rasmda bu yana ham batafsil ifodalangan. Mexanik mustahkamlik vektor kattaliklar sinfiga kirganligi sababli hamda titrash intensivligi bilan mexanik yuklanishning qiymatlari to'g'ri bog'langanligi sababli qiymat ortib borgan sari mexanik mustahkamlik kamayib

borishiga sabab bo'ladi. Mustahkamlik chegarasining kamayib borishi mexanik barqarorlikni chidash sikllari vaqtini kamaytiradi. Har bir titrash sikli chiziqli tarzda foydali xizmat muddatini kamaytiradi. 3- rasmda kumulyativ zarar ulushi va mexanik yuklanish orasidagi munosabat keltirilgan. Kumulyatsiya ulushlari qancha katta bo'lsa va titrash tezlanishi ortsa foydali xizmat muddati bilan teskari bog'langanligi sababli bevosita moyli transformatorning xizmat muddatini kamayishiga olib keladi.



3- rasm. Transformator resursining mexanik umrining o'zgarishi

Xulosalar

Tahlillar shuni ko'rsatadiki, moyli kuch transformatorlaridagi titrash (vibratsiya) hodisasi tasodifiy va e'tiborsiz omil emas, balki agregatning haqiqiy mexanik resursini bevosita yemiradigan asosiy degradatsiya manbalaridan biridir. Moyli transformatorlarda titrash hodisasining nonormalligi titrash tezlanishi 1.5 m/s^2 dan ortganida va 2.5 m/s^2 oralig'ida bo'lgan holatda quvvati 20 MVA li transformatorlarda vibratsiya jarayoni o'zgaruvchan hamda ushbu diapazondan ortgan har qanday titrash qiymati transformator mexanik holati bilan nuqsonlar mavjudligini anglatadi. Vaqt o'tishi bilan ushbu titrash tezlanishi agregatning termik, mexanik va elektr barqarorligini pasaytiradi hamda real xizmat muddatini qisqartiradi. Ishlab chiqilgan

matematik model titrashning fizik mexanizmini faqat sifat jihatdan emas, balki aniq o'lchovli parametrlar orqali baholash imkonini beradi. Shu tariqa, titrashni doimiy monitoring qilish, uning spektrlari va tezlanish amplitudalarini vaqt bo'yicha nazorat qilish, transformatorning texnik holatini real vaqt rejimida baholash, charchashdan kelib chiqadigan avariyaviy xavflarni oldindan ko'rish va profilaktik xizmat ko'rsatish jadvalini optimallashtirish uchun majburiy diagnostik mezon sifatida qaralishi kerak. Moyli transformatorlarda titrash tezlanishini yil davomida kuzatib, titrash qiymatlarining intensiv o'sish chegarasidan ortib borishi va har qanday nobarqaror titrash transformator uchun xavfli mexanik zarar kumulyatsiyasini yuzaga keltiradi.

Bibliografik ro'yxat

1. Belmecheri, H., & Mekhaldi, A. (2017). Dielectric properties of transformer oil under thermal aging: Frequency and temperature dependence. *IEEE Transactions on Dielectrics and Electrical Insulation*, 24(5), 2893–2902. <https://doi.org/10.1109/TDEI.2017.006521>
2. Garcia, B., Burgos, J. C., & Alonso, A. M. (2006). Transformer tank vibration modeling as a method of detecting winding deformations—Part I: Theoretical foundation. *IEEE Transactions on Power Delivery*, 21(1), 157–163. <https://doi.org/10.1109/TPWRD.2005.852280>
3. Yusupov, D. T., Ismoilov, I. K., Tursunov, D. A., & Zhabborov, B. T. (2023). Express diagnostics of power oil transformers by vibroacoustics and partial discharges. *E3S Web of Conferences*, 434, Article 01027. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202343401027>
4. Denmukhammadiev, A. M., Yusupov, D. T., Shoyusupov, Sh. A., Djalilov, A. U., & boshq. (2022). Diagnostics of power transformers operating for many years in the power supply system through gases in the composition of transformer oil. *Journal of Physics: Conference Series*, 2176, Article 012064. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/2176/1/012064>
5. Ali, M. S. (2023). Conventional methods of dissolved gas analysis using oil: Review and classification of fault diagnosis techniques. *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*. Advance online publication. <https://doi.org/10.1016/j.jlp.2023>
6. Zhang, Y. (2022). Fault diagnosis of transformer using artificial intelligence: A systematic review. *Frontiers in Energy Research*. <https://doi.org/10.3389/fenrg.2022>
7. Pyrmatov, N. B., & Abdullabekova, D. R. (2023). Quvvat avtotransformatorlarini monitoring qilishning mavjud usullari. *Texnik fanlar va innovatsiyalar*, (4), 35–41. <https://doi.org/10.51346/tstu-02.23.4-78-0093>
8. Turdibekov, K. X., Sulliev, A. X., Iskandarova, O. S., & Boboqulov, J. S. (2023). Noaniqlik sharoitida elektr energiya tizimlari rejimlarini o'rganishning eksperimental va statistik usullari. *E3S Web of Conferences*, 452, 1–6. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202345200>

YUQORI KUCHLANISHLI ELEKTR UZATISH LINIYALARIDA TOJLANISH HODISASI VA ENERGIYA YO'QOTISHLARINING NAZARIY ASOSLARINI TAHLIL QILISH



Tovboyev A.N.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti, DSc,
dotsent



Tog'ayev I.B.,
Navoiy davlat konchilik va
texnologiyalar universiteti,
doktorant

Annotatsiya. Ushbu maqolada yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida yuzaga keladigan tojlanish hodisasi va u bilan bog'liq quvvat hamda elektr energiyasi yo'qotishlarining nazariy asoslari monitoring texnologiyalariga tayangan holda tahlil qilingan. Tadqiqotning asosiy maqsadi yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarining real ekspluatatsiya sharoitida ishlash holatini aniqlik bilan baholash hamda tojlanish natijasida yuzaga keladigan energiya yo'qotishlarini hisobga oluvchi ilmiy asoslangan monitoring yondashuvini ishlab chiqishdan iborat. Mazkur tadqiqot doirasida elektr uzatish liniyalarida elektr maydon kuchlanganligi, kuchlanish darajalari, yuklama rejimlari hamda tashqi muhit omillarining tojlanish jarayoniga ta'siri nazariy va amaliy jihatdan o'rganilgan. Tadqiqot jarayonida tizimli tahlil, elektromagnit jarayonlarni matematik modellashtirish, eksperimental o'lchashlar hamda statistik ma'lumotlarni qayta ishlash usullaridan foydalanilgan. Bunda tojlanish yo'qotishlari va yuklama yo'qotishlarining kuchlanish darajasiga bog'liqligi aniqlanib, elektr uzatish liniyalarining optimal ish kuchlanishini tanlashda ushbu yo'qotishlar o'rtasidagi nisbatni baholash mezonlari ishlab chiqilgan. Monitoring asosida olingan natijalar yuqori kuchlanishli tarmoqlarda energiya yo'qotishlarini kamaytirish va ekspluatatsion samaradorlikni oshirish imkoniyatlarini ko'rsatib beradi. Maqolaning ilmiy yangiligi elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasini real vaqt rejimida monitoring qilish orqali energiya yo'qotishlarini aniqlash va ularni nazariy modellar bilan integratsiyalashgan holda baholashga asoslangan yondashuvni taklif etishda namoyon bo'ladi. Olingan natijalar elektr energetika tizimlarini loyihalash va ekspluatatsiya qilish amaliyotida qo'llash uchun muhim ilmiy va amaliy ahamiyatga ega. Shuningdek, tadqiqot natijalari yuqori kuchlanishli liniyalarda diagnostika ishonchligini oshirish, avariya xavfini oldindan bashoratlash, raqamli energetikaga mos monitoring tizimlarini joriy etish hamda adaptiv boshqaruv algoritmlarini shakllantirish uchun metodik asos bo'lib xizmat qiladi.

Kalit so'zlar. Tojlanish, monitoring, yo'qotishlar, kuchlanganlik, rejimlar, samaradorlik.

АНАЛИЗ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ ЯВЛЕНИЯ КОРОНИРОВАНИЯ И ПОТЕРЬ ЭНЕРГИИ В ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ ЛИНИЯХ ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧИ

Товбаев А.Н., Тогаев Л.Б.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Республика Узбекистан

Аннотация. В данной статье на основе мониторинговых технологий выполнен анализ теоретических основ коронного разряда, возникающего в высоковольтных воздушных линиях электропередачи, а также связанных с ним потерь мощности и электрической энергии. Основной целью исследования является точная оценка эксплуатационного состояния высоковольтных воздушных линий электропередачи в реальных условиях работы и разработка научно обоснованного мониторингового подхода, учитывающего энергетические потери, обусловленные коронным разрядом. В рамках исследования с теоретической и практической точек зрения изучено влияние напряжённости электрического поля, уровней напряжения, режимов нагрузки и факторов внешней среды на процесс коронного разряда в линиях электропередачи. В процессе исследования использованы методы системного анализа, математического моделирования электромагнитных процессов, экспериментальных измерений и статистической обработки данных. Установлена зависимость коронных и нагрузочных потерь от уровня напряжения, а также разработаны критерии оценки соотношения указанных потерь при выборе оптимального рабочего напряжения линий электропередачи. Результаты, полученные на основе мониторинга, демонстрируют возможности снижения энергетических потерь и повышения эксплуатационной эффективности высоковольтных электрических сетей. Научная новизна работы заключается в предложении подхода к определению энергетических потерь на основе мониторинга коронного разряда в реальном времени с последующей интеграцией полученных данных с теоретическими моделями для их оценки. Полученные результаты имеют важное научное и практическое значение для проектирования и эксплуатации электроэнергетических систем. Кроме того, результаты исследования служат методической основой для повышения надёжности диагностики высоковольтных линий, заблаговременного прогнозирования аварийных ситуаций, внедрения мониторинговых систем, соответствующих требованиям цифровой энергетики, а также формирования адаптивных алгоритмов управления.

Ключевые слова: коронный разряд, мониторинг, потери, напряжённость электрического поля, режимы работы, эффективность.

ANALYSIS OF THE THEORETICAL FOUNDATIONS OF CORONA DISCHARGE PHENOMENA AND ENERGY LOSSES IN HIGH-VOLTAGE POWER TRANSMISSION LINES

Tovbayev A.N., Togayev L.B.

Navoi State University of Mining and Technologies, Republic of Uzbekistan

Аннотация. В данной статье на основе мониторинговых технологий выполнен анализ теоретических основ коронного разряда, возникающего в высоковольтных воздушных линиях электропередачи, а также связанных с ним потерь мощности и электрической энергии. Основной целью исследования является точная оценка эксплуатационного состояния высоковольтных воздушных линий электропередачи в реальных условиях работы и разработка научно обоснованного мониторингового подхода, учитывающего энергетические потери, обусловленные коронным разрядом. В рамках исследования с теоретической и практической точек зрения изучено влияние напряжённости электрического поля, уровней напряжения, режимов нагрузки и факторов внешней среды на процесс коронного разряда в линиях электропередачи. В процессе исследования использованы методы системного анализа, математического моделирования электромагнитных процессов, экспериментальных измерений и статистической обработки данных. Установлена зависимость коронных и нагрузочных потерь от уровня напряжения, а также разработаны критерии оценки соотношения указанных потерь при выборе оптимального рабочего напряжения линий электропередачи. Результаты, полученные на основе мониторинга, демонстрируют возможности снижения энергетических потерь и повышения эксплуатационной эффективности высоковольтных электрических сетей. Научная новизна работы заключается в предложении подхода к определению энергетических потерь на основе мониторинга коронного разряда в реальном времени с последующей интеграцией полученных данных с теоретическими моделями для их оценки. Полученные результаты имеют важное научное и практическое значение для проектирования и эксплуатации электроэнергетических систем. Кроме того, результаты исследования служат методической основой для повышения надёжности диагностики высоковольтных линий, заблаговременного прогнозирования аварийных ситуаций, внедрения мониторинговых систем, соответствующих требованиям цифровой энергетики, а также формирования адаптивных алгоритмов управления.

Ключевые слова: коронный разряд, мониторинг, потери, напряжённость электрического поля, режимы работы, эффективность.

Kirish

Yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida yuzaga keladigan tojlanish hodisasi va u bilan bog'liq bo'lgan quvvat hamda elektr energiyasi yo'qotishlarining shakllanish mexanizmlarini monitoringga asoslangan nazariy tahlil qilish elektr energetika tizimlarida energiya uzatish jarayonlarining fizik tabiatini chuqur tadqiq etishni talab etuvchi murakkab ilmiy-texnik muammo hisoblanadi. Tojlanish jarayoni elektr maydon kuchlanganligining o'tkazgich sirtida kritik qiymatlardan oshishi natijasida gaz muhitining qisman ionlanishi bilan tavsiflanib, bu hodisa yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida nochiqliq, elementlar va vaqt bo'yicha o'zgaruvchan energiya yo'qotishlarining vujudga kelishiga sabab bo'ladi. Mazkur yo'qotishlar elektr tarmog'ining konstruktiv-parametrik xususiyatlari, o'tkazgichlarning geometrik konfiguratsiyasi, fazalararo masofalar, kuchlanish darajalari, yuklama rejimlari hamda atmosfera muhitining fizik holati bilan murakkab funksional bog'liqlikda namoyon bo'ladi [1]. An'anaviy hisobiy va empirik modellar yuqori kuchlanishli liniyalardagi tojlanish yo'qotishlarini baholashda real ekspluatatsiya sharoitlarini to'liq aks ettira olmasligi, shuningdek tashqi omillarning tasodifiy ta'sirlariga yuqori sezgirligi bilan ajralib turadi. Shu sababli tojlanish hodisasi natijasida yuzaga keladigan quvvat va energiya yo'qotishlarini aniqlashda monitoringga asoslangan yondashuvlarni qo'llash zarurati vujudga keladi. Monitoring tizimlari yordamida elektr maydonning mahalliy va integral parametrlari, yuqori chastotali elektromagnit nurlanishlar, tok va kuchlanishning vaqt bo'yicha o'zgaruvchan xarakteristikalarini uzluksiz qayd etilib, ushbu ma'lumotlar asosida tojlanish yo'qotishlarini real vaqt rejimida identifikatsiya qilish imkoniyati yaratiladi. Monitoring natijalariga tayangan holda amalga oshiriladigan nazariy tahlil elektr uzatish liniyalarida yuklama yo'qotishlari va tojlanish yo'qotishlari o'rtasidagi nisbatni aniqlash, optimal kuchlanish darajalarini asoslash, reaktiv quvvatni boshqarish strategiyalarini takomillashtirish hamda elektr energetika tizimlarining barqaror va energiya samarador ish rejimlarini shakllantirishga xizmat qiladi. Ushbu yondashuv yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarini ekspluatatsiya qilishda energiya yo'qotishlarini kamaytirishga

qaratilgan ilmiy asoslangan qarorlarni ishlab chiqish uchun nazariy tizim vazifasini bajaradi [2-4]. Yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasi natijasida yuzaga keladigan nochiqliq quvvat va elektr energiyasi yo'qotishlari elektr energetika tizimlarining umumiy samaradorligi, ishonchligi va barqaror ish rejimlariga sezilarli ta'sir ko'rsatadi. Mavjud nazariy va empirik yondashuvlar ushbu yo'qotishlarni baholash imkonini bersa-da, ularning aksariyati real ekspluatatsiya sharoitlarida yuzaga keladigan kuchlanish tebranishlari, yuklama rejimlarining o'zgaruvchanligi hamda tashqi muhit omillarining kompleks ta'sirini yetarli darajada hisobga olmaydi. So'nggi yillarda tojlanish jarayonlarini tahlil qilishga bag'ishlangan ilmiy tadqiqotlar va nashrlar soni ortib bormoqda, biroq ushbu ishlarda monitoring ma'lumotlarini yuklama yo'qotishlari bilan integratsiyalashgan holda baholash, metrologik aniqlikni ta'minlash hamda olingan natijalarni elektr energetika tizimlarining ish rejimlarini optimallashtirishga yo'naltirish masalalari to'liq hal etilmagan. Shu munosabat bilan yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida tojlanish bilan bog'liq energiya yo'qotishlarini real vaqt rejimida aniqlash, ularning shakllanish qonuniyatlarini nazariy asoslash va monitoring natijalarini tizimning barqaror hamda energiya samarador ish rejimlarini ta'minlashga qaratilgan qarorlar qabul qilish jarayonlariga integratsiya qilishga bo'lgan ehtiyoj mazkur tadqiqotning dolzarbligini belgilaydi. Ushbu tadqiqotning asosiy maqsadi yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasi va unga bog'liq energiya yo'qotishlarini monitoring asosida ilmiy jihatdan asoslangan holda baholash hamda ularni elektr energetika tizimlarini loyihalash va ekspluatatsiya qilish amaliyotida qo'llash imkoniyatlarini aniqlashdan iborat [5-9].

Metodlar

Mazkur tadqiqot yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida yuzaga keladigan tojlanish hodisasi va u bilan bog'liq quvvat hamda elektr energiyasi yo'qotishlarini monitoring ma'lumotlariga tayangan holda nazariy-analitik va hisoblash modellarini integratsiyalash orqali tahlil qilishga yo'naltirilgan ko'p darajali metodologik yondashuv asosida amalga oshirildi. Tadqiqot tuzilishi tojlanish jarayonining fizik mohiyatini ifodalovchi elektromagnit modellarni shakllantirish, real

ekspluatatsiya sharoitida o'lgan monitoring ma'lumotlari bilan ularni identifikatsiya qilish hamda natijalarni elektr energetika tizimlarining ish rejimlarini optimallashtirish masalalariga qo'llash bosqichlarini qamrab oladi. Elektr tarmoqlaridagi isroflarni aniqlash va tahlil qilishda bir nechta kattaliklarni inobatga olish ko'zda tutilmoqda. Tojlanish yo'qotishlari quvvatning birligiga tushadigan yo'qotishlar va hisoblash davridagi turli ob-havo sharoitlarining davomiyligi ma'lumotlariga asoslanadi. Shu bilan birga, yaxshi ob-havo davrlari (tojlanish yo'qotishlarini hisoblash maqsadida) nisbatan namlik 100% dan kam bo'lgan va muz qoplamasi mavjud bo'lgan davrlar sifatida hisoblanadi. Agar hisoblash davridagi ob-havo davomiyligi bo'yicha ma'lumotlar mavjud bo'lmasa, tojlanish yo'qotishlari liniya joylashgan mintaqaga bog'liq holda aniqlanadi. Tojlanish jarayonidagi quvvat yo'qotishlari juda keng diapazonda o'zgaradi, bu esa ikkinchi tartibga mos keladi va yo'qotishlarning vaqt davomida o'zgarishi ba'zan juda tez sodir bo'ladi. Tojlanish yo'qotishlarining xususiyatlarini aniqlash uchun quyosh faolligi davri (10–12 yil) davomida ob-havo parametrlarining va tojlanish yo'qotishlarining uzluksiz o'zgarishlari bo'yicha ma'lumotlarga ega bo'lish zarur, chunki meteorologik hodisalarning siklik takrorlanishi aynan ushbu quyosh faolligi davri bilan belgilanadi. Nazariy bosqichda o'tkazgich atrofidagi elektr maydon kuchlanganligining radial taqsimoti silindrik koordinatalar sistemasida Laplas tenglamasi (1-formula) asosida ifodalanadi:

$$\nabla^2 \varphi = 0 \quad (1)$$

bu yerda φ - elektr potentsiali. Elektr maydon kuchlanganligi quyidagicha (2-formula) asosida aniqlanadi:

$$E(r) = -\frac{d\varphi}{dr} = \frac{U}{r \ln \frac{D}{r_0}} \quad (2)$$

bu yerda U -faza kuchlanishi, r_0 -o'tkazgich radiusi, D -ekvivalent fazalararo masofa. Tojlanish hodisasining boshlanish sharti elektr maydon kuchlanganligining kritik qiymatga tenglashishi bilan (3-formula) asosida aniqlanadi:

$$E(r_0) \geq E_{emk} \quad (3)$$

bu yerda E_{emk} -muhitning ionlanishiga mos kritik elektr maydon kuchlanganligi bo'lib, u atmosfera bosimi, namlik va sirt holatiga bog'liq funksional ko'rinishga ega. Monitoring asosida tojlanish quvvat yo'qotishlari vaqt bo'yicha integrallash orqali energiya yo'qotishlariga quyidagi (4-formula) asosida o'tkazildi:

$$W_{yo'q} = \int_0^T P_{yo'q}(t) dt \quad (4)$$

bu yerda T -kuzatuv davri (sutkalik yoki yillik interval).

Yuklama bilan bog'liq aktiv quvvat yo'qotishlari klassik ifoda (5-formula) orqali aniqlanadi:

$$P_{yo'q} = I^2 R(T) \quad (5)$$

bu yerda I -liniyadagi tok, $R(T)$ -haroratga bog'liq aktiv qarshilik. Shunday qilib, umumiy energiya yo'qotishlari quyidagi yig'indi orqali (6-formula) baholanadi:

$$W_{\Sigma} = \int_0^T (P_k(t) + P_l(t)) dt \quad (6)$$

Eksperimental va monitoring bosqichida elektr maydon intensivligi, yuqori chastotali elektromagnit komponentlar, tok va kuchlanishning vaqt bo'yicha o'zgarishi maxsus sezgir o'lchov vositalari yordamida uzluksiz qayd etildi. Olingan ma'lumotlar raqamli

filtrlash, regressiya va korrelyatsion tahlil usullari yordamida qayta ishlanib, model parametrlarining identifikatsiyasi amalga oshirildi.

Mazkur tadqiqot yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish jarayonlari va ular bilan bog'liq energiya yo'qotishlarini baholashda monitoring ma'lumotlari bilan uyg'unlashtirilgan analitik va hisoblash modellari tayangan holda olib borildi. Elektr maydon kuchlanganligining o'tkazgich atrofiga taqsimlanishi asosida tojlanishning boshlanish shartlari aniqlanib, quvvat va energiya yo'qotishlari vaqt bo'yicha integrallash orqali baholandi. Yuklama bilan bog'liq aktiv yo'qotishlar tok va qarshilik parametrlariga asoslangan holda hisobga olindi hamda umumiy yo'qotishlar funksional bog'lanish sifatida ifodalandi. Monitoring jarayonida qayd etilgan o'lchov ma'lumotlari statistik va regressiya tahlillari yordamida qayta ishlanib, model parametrlarining aniqligi baholandi. Olingan natijalar energiya yo'qotishlarini minimallashtiruvchi optimal kuchlanish darajalarini aniqlash va yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarining samarali ekspluatatsion rejimlarini shakllantirishga xizmat qiladi.

Natijalar va muhokama

O'tkazilgan tadqiqotlar natijasida yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasi bilan bog'liq quvvat va elektr energiyasi yo'qotishlari ekspluatatsion rejimlar, kuchlanish darajalari hamda tashqi muhit omillariga sezilarli darajada bog'liq ekanligi aniqlandi. Monitoring asosida olingan ma'lumotlar elektr maydon kuchlanganligi kritik qiymatlarga yaqinlashgan sharoitlarda tojlanish yo'qotishlarining nolinear xarakterga ega ekanini ko'rsatdi. Xususan, kuchlanish darajasi oshishi bilan tojlanish quvvat yo'qotishlarining yuklama yo'qotishlariga nisbatan ulushi keskin ortishi kuzatildi, bu esa umumiy energiya yo'qotishlari tarkibida tojlanishning rolini kuchaytiradi. Yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalaridagi va nimstansiyalardagi umumiy isroflari quyidagi 1-jadvalda keltirilgan.

1-jadva

Elektr energiyasi yo'qotishlarining umumiy va tarkibiy qismlari

Ortiqcha yuklanish rejimlaridagi isroflar, %	64
Tojlanish jarayonidagi isroflar, %	20
Nimstansiyada joylashgan kuch transformatorining salt ishlashdagi isroflar, %	8
Nimstansiyada joylashgan reaktor blokidagi isroflar, %	2
O'lchov transformatorlari va yuqori kuchlanishdan cheklagich qurilmalaridagi umumiy isroflar, %	3
Kondensator qurilmalaridagi umumiy isroflar, %	3

Natijalar tahlili shuni ko'rsatdiki, monitoring orqali aniqlangan joriy va integral energiya yo'qotishlari an'anaviy hisobiy baholashlarga nisbatan yuqori aniqlikka ega bo'lib, real ekspluatatsiya sharoitlaridagi tasodifiy tebranishlar va atmosferaviy omillar ta'sirini hisobga olish imkonini beradi. Yuklama yo'qotishlari bilan tojlanish yo'qotishlari o'rtasidagi nisbat kuchlanish darajasiga bog'liq holda o'zgarib, ma'lum diapazonda umumiy yo'qotishlarning minimumi shakllanishi aniqlangan. Bu holat yuqori kuchlanishli liniyalar uchun optimal ish kuchlanishini tanlashda monitoring natijalariga tayangan holda yondashish zarurligini tasdiqlaydi. Yuklama yo'qotishlarini hisoblashda operativ hisoblash usuli qo'llanilib, uning mohiyati elektr energiyasi yo'qotishlarini ifodalovchi quyidagi (7-formula) orqali hisoblanadi.

$$\Delta W = 3 \cdot \sum_{i=1}^n R_i \sum_{j=1}^m I_{ij}^2 \cdot \Delta t_{ij} \quad (7)$$

Ushbu davr doirasida tojlanish yo'qotishlarini tasodifiy jarayon deb hisoblash mumkin bo'lib, uning xususiyatlari taqsimot funksiyasi va korelyatsion funksiyasi bilan belgilanadi. Tahlil natijalari shuni ko'rsatdiki, ko'rib chiqilayotgan metodika bir necha yuz soat davom etgan tajriba uchastkalaridagi tojlanish yo'qotishlarini o'lchash natijalariga asoslangan bo'lib, bu aniq yetarli emasligi quyidagi (8-formulada) keltirildi.

Tojlanish jarayonidagi quvvat yo'qotishlarining o'rtacha yillik ko'rsatkichlari

Kuchlanish, kV	Fazadagi o'tkazgichlar soni	O'tkazgichning ko'ndalang kesim yuzasi (AP)	O'tkazgich radiusi, mm	Isroflar, Vt/m		P ₂ /P ₁ munosabatlari
				P ₁ bo'yicha	P ₂ bo'yicha	
1150	8	330/39	12	32	49,5	1,5
750	5	240/56	11,2	13	25	1,9
500	3	330/43	12,6	9	11,6	1,3
330	2	300/39	12	3,8	4	1,05
220	1	300/39	12	1,6	2	1,25

$$\Delta P_t = \Delta P_k \left(\frac{U}{U_n}\right)^5 \quad (8)$$

Muhokama natijalariga ko'ra, tojlanish yo'qotishlarini real vaqt rejimida baholash elektr energetika tizimlarining barqarorligini oshirish, reaktiv quvvatni boshqarish strategiyalarini takomillashtirish hamda energiya samaradorligini ta'minlash uchun muhim axborot manbai bo'lib xizmat qiladi. Olingan natijalar yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarini ekspluatatsiya qilishda energiya yo'qotishlarini kamaytirishga qaratilgan ilmiy asoslangan qarorlar qabul qilish imkoniyatlarini kengaytiradi. Tojlanish jarayonidagi quvvat yo'qotilishlari 2-jadvalda keltirilgan.

Tojlanish yo'qotishlari elektr energiyasini uzatish jarayonida tojlanish zaryadining paydo bo'lishi natijasida yuzaga keladigan energiya yo'qotishlari bo'lib, tojlanish zaryadi bu keskin noaniq maydonlarda yuzaga keladigan mustaqil gaz zaryadining xarakterli shakli hisoblanadi. O'zgaruvchan tokni uzatishda qovushqoqlik tizimi elektr ta'minoti tizimlarining ishonchligini oshirish va elektr energiyasini uzatish vaqtida yo'qotishlarni kamaytirish vazifalarini bajaradi. Biroq boshqa ob-havo sharoitlarida ayniqsa yomg'ir, nam qor, tuman va muzlama kabi katta energiya isroflariga olib keluvchi og'ir sharoitlarda tojlanishning boshlang'ich kuchlanishi pasayadi va natijada umumiy tojlanish hodisasi kuzatiladi. 220, 500 kV va undan yuqori nominal kuchlanishlarda tojlanishdagi energiya isroflarini kamaytirish maqsadida diametri katta, ammo kesim yuzasi kichik bo'lgan simlardan foydalanish maqsadga muvofiq bo'ladi. O'tkazgichlar tuzilishini optimallashtirishda qo'llash uchun mo'ljallangan ko'rsatkichlarni aniqlashni quyidagi (9-formula) orqali amalga oshiramiz. Ma'lum bir iqlim mintaqasi uchun har bir ob-havo guruhi davomiyligini hisobga olgan holda, liniyaning birlik uzunligiga nisbatan tojlanishdagi o'rtacha yillik quvvat yo'qotishlarini hisoblash imkonini (10-formula) yordamida bajariladi. Tojlanish natijasida yuzaga keladigan katta yo'qotishlar holatida kuchlanishni pasaytirish orqali tarmoqdagi yo'qotishlarni sezilarli darajada kamaytirish mumkin.

$$\frac{\Delta P_{ki}}{\epsilon_0 \omega U_0^2} = A_i \left(\frac{U_f}{U_0}\right)^{N_i} \quad (9)$$

$$\Delta P_t = 27.8 \cdot 10^{-10} U_f^2 \sum_{i=1}^N A_i \cdot \left(\frac{U_f}{U_0}\right)^{N_{i-2}} \cdot \psi_i \quad (10)$$

Yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish yo'qotishlarining iqtisodiy ko'rsatkichlari 3-jadvalda ko'rsatilgan.

Loyiha qilinayotgan amaliyotda hozirgi vaqtgacha yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalaridagi tojlanish natijasidagi o'rtacha quvvat yo'qotishlari kuzatilmog'da. Ko'pincha tarmoqning ma'lum ish rejimida aktiv quvvatning tojlanishdagi yo'qotishlarini hisobga olish uchun o'rtacha yillik qiymatlar qo'llaniladi, ular turli qo'llanmalar

tavsiyalariga muvofiq olindi. Lekin havo elektr uzatish liniyalarining aniq ob-havo sharoitlari, liniyaning tuzilishi va ish rejimi parametrlarini hisobga olmaydi. Meteorologiya stansiyalari tomonidan olib borilgan ob-havo monitoringi natijalarini umumlashtirish asosida olingan o'rtacha yillik ob-havo sharoitlari davomiyligi haqidagi ma'lumotlar 4-jadvalda keltirilgan

3-jadval

220-500 kV kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalaridagi energiya yo'qotishlarining umumiy ma'lumotlari

Kuchlanish, kV	O'tkazgich markasi	Energiya yo'qotishlarini iqtisodiy qiymati, kVt s/km		
		Yoz fasli uchun	Qish fasli uchun	Umumiy yil uchun
220	APB-300	7312	10223	17535
330	2xAPB-240	9443	12989	22341
500	3xAPB-400	6963	8600	15563
750	4xAPB-500	20623	27292	47915

4-jadval

O'rtacha yillik ob-havo sharoitlarining davomiyligi ko'rsatkichlari

Shahar	Yaxshi ob-havoda	Namlik yuqori havoda	Quruq qor havoda	Tuman havoda	Yomg'irli havoda	Muzli havoda
Navoiy	5030	715	381	497	401	1717
Zarafshon	4980	695	295	380	395	1690

Yog'ingarchilik intensivligi 1 mm/soat bo'lgan holatda 500 kV kuchlanishli havo elektr uzatish liniyasi (4-jadvalga asosan) o'tuvchi hududda yomg'ir davomiyligi yiliga 401 soatni tashkil etadi. Intellekual elektr tarmoqlarini yaratish ularning holatini to'liq va maqsadga yo'naltirilgan monitoringisiz bajarish imkoni mavjud emas. Elektr energetika tarmoqlarini boshqarishning asosiy maqsadi-energiyani tejash va elektr ta'minotining ishonchligini ta'minlashdan iborat. Energiya tejash masalasini hal etishning samarali yo'llaridan biri elektr energetika tizimlarining ish rejimlarini kuchlanish va reaktiv quvvat koeffitsientlari bo'yicha optimallashtirishdir. Shu sababli, energiya tizimi tugunlaridagi optimal kuchlanish darajasi tojlanish yo'qotishlari bilan yuklama yo'qotishlarining o'zaro nisbatiga bog'liq bo'ladi. Yaxshi ob-havo sharoitida yuklama yo'qotishlari tojlanish yo'qotishlariga nisbatan ustun bo'lsa, yomon ob-havo (qor, yomg'ir, muzlamalar)da tojlanish yo'qotishlari 1-2 martaga ortishi mumkin. Yuqorida ko'rib chiqilayotgan liniya uchun yaxshi ob-havo sharoitidagi tojlanish yo'qotishlari 1200 kVt ni tashkil etadi. Tojlanish yo'qotishlarini aniqlashdagi elektr jihozlaridagi xatolikning maksimal qiymati 229 kVt bo'lib, bu yaxshi ob-havoda tojlanish natijasidagi quvvat yo'qotish qiymatining 19 % ni tashkil etadi. Yaxshi ob-havo sharoitida tojlanish yo'qotishlari hisobiy o'lchangan kuchlanish qiymati va hisoblangan sig'im miqdori asosida aniqlanadi. Ushbu parametrlarni aniqlashdagi

xatoliklar ancha katta ekanligini hamda yaxshi ob-havoda tojlanish yo'qotishlarining qiymati eng yuqori mumkin bo'lgan qiymatdan ikki daraja kichikligini inobatga olgan holda, tojlanish yo'qotishlarini hisoblashdagi 19 % xatolik miqdori to'laqonli qabul qilinsa maqsadga muvofiq degan xulosaga kelish mumkin. Yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalaridagi umumiy quvvat yo'qotishlarini kamaytirish maqsadida kuchlanish o'zgarishining mumkin bo'lgan diapazonini aniqlash uchun har bir liniyada tojlanish yo'qotishlari va o'tkazgichlardagi yo'qotishlar nisbati turlicha bo'lgan holatlarda yo'qotishlarni tahlil qilish mumkin. 750 va 500 kV kuchlanishli elektr uzatish liniyalari uchun tojlanish va o'tkazgichlardagi yo'qotishlar bog'liqliklari keltirilgan. Bu yerda tojlanish yo'qotishlari kuchlanishning beshinchi darajasiga proporsional, yuklama yo'qotishlari esa kuchlanishning kvadratiga teskari proporsional ekanligini hisobga olamiz. Shunday qilib, umumiy yo'qotishlarning kuchlanishga bog'liqligi (11-formula) orqali aniqlanadi.

$$P_{\Sigma}(U) = P_t \cdot \left(\frac{U}{U_{o'r}}\right)^5 + P_{o'r} \cdot \left(\frac{U_{o'r}}{U}\right)^2 \quad (11)$$

Yuklamali rejimlardagi liniya oxirdagi kuchlanish bilan bog'liq tojlanish isroflarini (12-formula) yordamida aniqlaymiz.

$$P_{\Sigma}(U_{2opt}) = P_{o'r2} \cdot \left(\frac{U_{2opt}}{U_2}\right)^5 + P_{2opt} \cdot \left(\frac{U_2}{U_{2opt}}\right)^2 \quad (12)$$

Baholash yakunlangandan so'ng, nafaqat liniyadagi yo'qotish qiymatlari, balki tarmoqlarni chegaralovchi tugunlarda baholangan kuchlanish qiymatlari ham saqlanadi. Shuningdek, optimallashtirish jarayonida yo'qotish qiymati kuchlanish o'zgarishiga qarab quyidagi formula orqali o'zgarishini (13-formula) orqali aniqlanadi.

$$P_{ij,joriv} = 0.5 \cdot P_{ij,o'lchov} \cdot \left(\frac{U_{ij}}{U_{i,bah}}\right)^5 + 0.5 \cdot P_{ij,o'lch.} \cdot \left(\frac{U_{j,jor}}{U_{j,bah}}\right)^5 \quad (13)$$

Yuqorida alohida elektr uzatish liniyalari ish rejimi ko'rib chiqilgan edi. Energiya tizimini umumiy holda tahlil qilishda mazkur hududning barcha liniyalaridagi yo'qotishlarni hisobga olish zarur. Shu bois, energiya tizimi tugunlarida optimal kuchlanish darajalarini hisoblashda ko'rib chiqilayotgan energiya hududining barcha uzatish liniyalari bo'yicha tojlanish yo'qotishlari va yuklanish yo'qotishlari hisobga olinishi lozim. Liniyalarda tojlanish yo'qotishlari minimal bo'lgan holatda, ya'ni hududda yaxshi ob-havo kuzatilsa, tarmoqda kuchlanishni oshirish maqsadga muvofiq bo'lib, bu tarmoqda quvvat yo'qotishlarini sezilarli darajada 7,5 MVt ga, ya'ni umumiy yo'qotishlarning 5,1 % ga kamaytirish samarasini beradi. Shuningdek, agar shuntli reaktor o'rniga boshqariluvchi shuntli reaktor o'rnatilganida, rejimni optimallashtirish samarasi yana 6,5 % ga oshib, 8 MVt qiymatiga yetar edi. Kuchlanishni tartibga solish orqali liniyada rejimni optimallashtirish hisob-kitoblari, kuchlanish chegaralari hisobga olinmagan holda, quyidagilarni ko'rsatdi: Agar liniya yaxshi ob-havo sharoitida bo'lsa, tojlanishdagi yo'qotishlar eng kam bo'lib, liniyaning optimal kuchlanishi ekspluatatsiya kuchlanishidan ancha yuqori, ya'ni 1,2–1,25 marta ko'p bo'ladi. Agar liniya yomon ob-havo sharoitida bo'lsa, tojlanishdagi yo'qotishlar katta bo'ladi va liniyaning optimal kuchlanishi ekspluatatsiya kuchlanishidan ancha past, ya'ni 0,5–0,85 martaga teng bo'ladi. 5-jadvalda elektr uzatish liniyalarida yo'qotishlarni minimallashtiruvchi optimal kuchlanish qiymatini hisoblash natijalari keltirilgan.

Tarmoqda kuchlanishni tartibga solish elektr stansiyalari va reaktiv

quvvat manbalari kuchlanishini o'zgartirish orqali amalga oshiriladi, ularning o'zgarish diapazoni 6-jadvalda ko'rsatilgan.

5-jadval

Ta'minlovchi liniyadagi isroflarni kamaytirish vaqtidagi optimal kuchlanishni hisoblash ko'rsatkichlari

Tojlanish jarayonidagi davomiy ortib boradigan isrof, soat	2,33
Liniya oxirida kuchlanishning o'rtacha qiymati, kV	750,04
Liniya oxirida aktiv quvvatning o'rtacha qiymati, MVt	656,03
Liniya oxirida reaktiv quvvatning o'rtacha qiymati, MVar	147,09
Tojlanishdagi o'rtacha aktiv quvvati, MVt	14,65
Yuklama yo'qotishlaridagi o'rtacha isrof, MVt	10,49
Liniyadagi aktiv quvvat isrofining umumiy yig'indisi, MVt	25,14
Liniya oxirida optimal kuchlanishning o'rtacha qiymati, kV	627,45
Liniyadagi kuchlanish isrofining umumiy yig'indisi, kV	21,60
Liniyadagi umumiy quvvatning pasayishi, MVt	3,54

6-jadval

Reaktiv quvvat manbalarining kuchlanishni tartibga solish bo'yicha keltirilgan ma'lumotlari

№	Taqsimlash tarmoq tuguni	Q _{min} (Var)	Q _{max} (Var)	
1	5202 MVar	1-blok tizimi	-880,6	1111,9
2	5253 MVar	2-blok tizimi	-290	800
3	5254 MVar	3-blok tizimi	-340	800
4	5256 MVar	4-blok tizimi	-340	800
5	5630 MVar	5-blok tizimi	-924	768
6	9284 MVar	6-blok tizimi	-9986	9986

Natijalar shuni ko'rsatadiki, barcha nimstansiyalarda kuchlanish qiymatlari yaxshilandi. Elektr energiyasini ishlab chiqarish nuqtasidan, yuklama markazlaridan uzoqda, talabning o'zgarishi, ob-havo sharoiti, taqsimlash transformatorlari fazalariga muvozanatsiz yuklama bilan birgalikda foydalanish nuqtasiga uzatish uchun energiya tizimining murakkabligi iste'molchilar tomonidan va elektron uskunalaridan foydalanish kabi omillar, yetkazib beriladigan elektr energiyasining sifatini pasaytirishga olib keladi. Shuntli reaktor bilan boshqariladigan nimstansiyalarda kuchlanishni rostlash imkonini hisoblash holati 7-jadvalda keltirildi.

7-jadval

Shuntli reaktor bilan boshqarilishda reaktoring holati

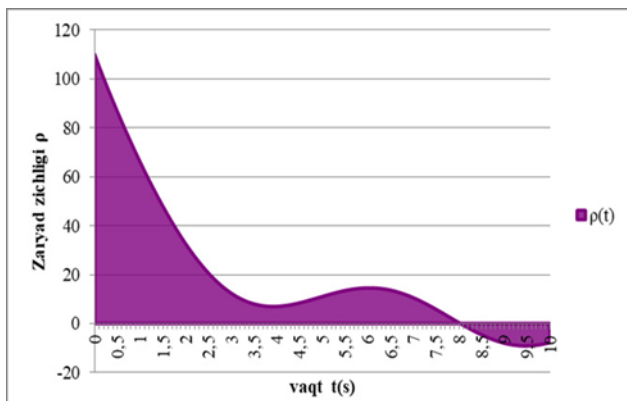
№	Taqsimlash tuguni	Reaktor (MVar)	Berilgan rejimlardagi holatlari	
1	5015 MVar	1-blok tizimi	180	Holati yoniq
2	5015 MVar	2-blok tizimi	180	Holati o'chiq
3	5250 MVar	3-blok tizimi	180	Holati yoniq
4	5425 MVar	4-blok tizimi	180	Holati yoniq

Ma'lumotlariga ko'ra, O'zbekistonda oxirgi 10 yil davomida quruq muz davrining o'rtacha davomiyligi yiliga 1381 soatni tashkil etadi. Shu bilan, agar biz ko'rib chiqilayotgan tarmoqlar ish rejimlarini quruq davrda optimallashtirganida, yillik elektr energiyasi yo'qotishlarini tejash miqdori quyidagi darajada bo'lishi mumkin edi.

500/220 kV tarmoq uchun: 1381 soat × 53,6 MVt = 74 021,6 MVt•soat

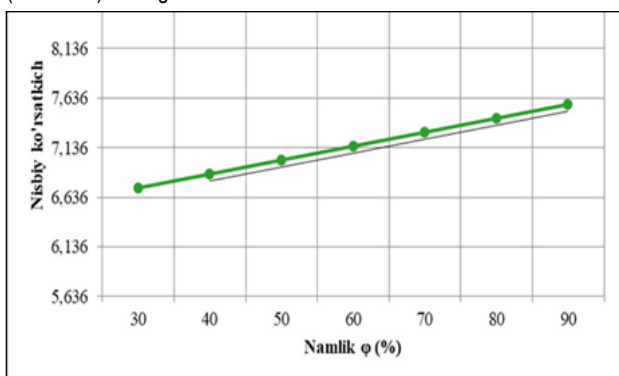
110 kV tarmoq uchun: 1381 soat × 20,2 MVt = 27 896,2 MVt•soat

Yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida tojlanish jarayonlarini modellashtirish va monitoring asosida baholashda muhim diagnostik axborot manbai bo'lib u quyidagicha 1-rasm asosida shakllandi.



1-rasm. Rekombinatsiya va muvozanat bosqichi

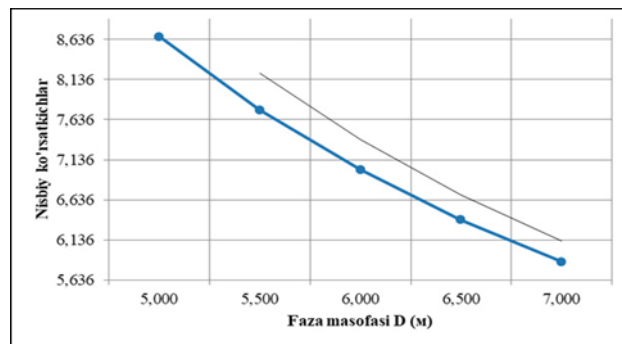
Bunda vaqt bo'yicha zaryad zichligi $p(t)$ ning o'zgarish qonuniyati tasvirlangan. Grafikdan ko'rinadiki, boshlang'ich vaqt momentida zaryad zichligi yuqori qiymatga ega bo'lib, vaqt o'tishi bilan eksponentsial xarakterga yaqin tarzda keskin kamayadi. Bu holat muhitda zaryad tashuvchilarning rekombinatsiyasi, ionlarning neytrallanishi hamda elektr maydon ta'sirida zaryadlarning tarqalishi jarayonlari bilan izohlanadi. Vaqtning keyingi oralig'ida $p(t)$ qiymatlarida mahalliy maksimum kuzatilishi zaryadlarning ikkilamchi ionlanish yoki qayta taqsimlanish jarayonlari bilan bog'liq bo'lishi mumkin. So'ngra zaryad zichligi nolga yaqinlashib, manfiy qiymatlar sohasiga o'tishi kuzatiladi, bu esa qarama-qarshi ishorali zaryadlarning ustunlashuvi yoki kompensatsiyalovchi jarayonlarning kuchayganligini ko'rsatadi. Ushbu dinamik xarakteristika tojlanish hodisasi sharoitida zaryadlarning vaqt bo'yicha notekis taqsimlanishini va nolinear elektromagnit jarayonlar mavjudligini tasdiqlaydi. Nam havoda havo zichligi kamayib, havo ionizatsiyasining chegarasi pasayadi. Shu sababli, namlikning yuqori bo'lishi tojlanishni yengillashtiradi. Bunday holat ayniqsa yomg'irli kunlarda yoki shudring tushgan vaqtlarda aniq seziladi. Nam havo tozalanmagan izolyatorlarda ozon va azot oksidlarining paydo bo'lishi bilan birga energiya yo'qotishlarni oshirishi (2-rasmda) keltirilgan



2-rasm. Nisbiy ko'rsatkichlar va namlikning tojlanish hodisasiga bog'liqligi

Bunda muhit namligi ϕ (%) o'zgarishiga bog'liq holda nisbiy ko'rsatkichning o'zgarish tendensiyasi ifodalangan. Grafikdan ko'rinib turibdiki, namlik 30 % dan 90 % gacha oshgan sari nisbiy ko'rsatkich deyarli chiziqli qonuniyat asosida ortib boradi. Xususan, $\phi \approx 30\%$ da nisbiy ko'rsatkich taxminan 6,65 atrofida bo'lsa, namlik 50–60 % oralig'ida bu qiymat 7,05–7,15 gacha yetadi. Namlikning yanada ortishi ($\phi \approx 70\text{--}80\%$) sharoitida nisbiy ko'rsatkich 7,25–7,40 qiymatlar oralig'ida kuzatiladi. Maksimal namlikka yaqin holatda, ya'ni $\phi \approx 90\%$ da esa nisbiy ko'rsatkich taxminan 7,5–7,6 qiymatga yetishi qayd

etilgan. Elektr maydonining intensivligi (E) fazalar orasidagi masofa (D), o'tkazgich diametri (d) va havo zichligi koeffitsiyenti (δ) bilan belgilanadi. Bu omillar o'rtasidagi muvozanat buzilganda, ya'ni maydon kuchlanishi havo izolyatsiyasining kritik qiymatidan oshganda, tojlanish hodisasi vujudga kelgan fazalar orasidagi masofa qanchalik kichik bo'lsa, elektr maydonining o'zaro ta'siri shunchalik kuchli bo'ladi (3-rasm).



3-rasm. Faza masofasi bo'yicha nisbiy maydon ko'rsatkichining tojlanish hodisasiga bog'liqligi.

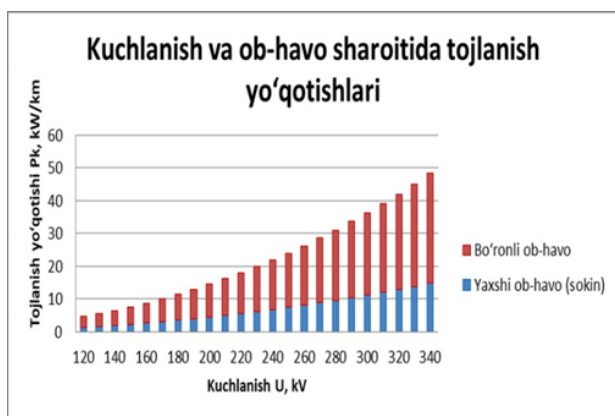
Bunda gorizontal o'q bo'yicha faza masofasi D (m) qiymatlarining 5000 m dan 7000 m gacha o'zgarishi, vertikal o'q bo'yicha esa nisbiy maydon ko'rsatkichining qiymatlari aks ettirilgan. Grafik tahlili faza masofasi ortib borishi bilan nisbiy maydon ko'rsatkichida barqaror pasayish tendensiyasi mavjud ekanini ko'rsatadi. Son qiymatlariga muvofiq, $D \approx 5000$ m da nisbiy maydon ko'rsatkichi taxminan 8,5–8,6 atrofida bo'lib, faza masofasi 5500 m ga yetganda ushbu qiymat 7,6–7,7 darajasigacha kamayadi. $D \approx 6000$ m sharoitida nisbiy ko'rsatkich 7,0–7,1 qiymatlar oralig'ida joylashadi. Faza masofasi yanada oshirilib, 6500 m da mazkur ko'rsatkich 6,4–6,5 ga tushadi va $D \approx 7000$ m da esa 5,8–5,9 qiymatga yaqinlashishi kuzatiladi. Vertikal o'q bo'yicha ko'rsatkichning kamayishi faza o'tkazgichlari o'rtasidagi masofa ortishi natijasida elektr maydoni kuchlanishining zaiflashishi va maydon chiziqlarining keng fazoda tarqalishi bilan izohlanadi. Gorizontal o'q bo'yicha faza masofasining o'sishi o'zaro elektromagnit ta'sirning pasayishiga olib kelib, maydon konsentratsiyasini kamaytiradi. Shu tariqa, grafik ma'lumotlari faza masofasini oshirish nisbiy maydon ko'rsatkichini samarali ravishda pasaytirishini texnik-ilmiy jihatdan asoslab beradi va yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarini loyihalashda mazkur parametrlarning muhimligini ko'rsatishi 8-jadvalda keltirilgan.

8-jadvalda faqat sezilarli bo'lgan tojlanish natijasidagi birligiga nisbatan quvvat yo'qotishlarining o'zgarish diapazonlari keltirilgan. Masalan, AP-240 markali o'tkazgich uchun, o'tkazgichning katta radiusi sababli tojlanish yo'qotishlari qiymatini hisobga olish shart emas. Shuningdek, ushbu ustunlar va o'tkazgichlar kombinatsiyasi tojlanish natijasidagi aktiv quvvat yo'qotishlariga olib keladi. Havo liniyalarining geometrik parametrlari bilan bir qatorda, tojlanish natijasidagi aktiv quvvat yo'qotishlariga ta'sir qiluvchi asosiy omillar-ob-havo sharoitlarining davomiyliigi va turi hisoblanadi (4-rasm).

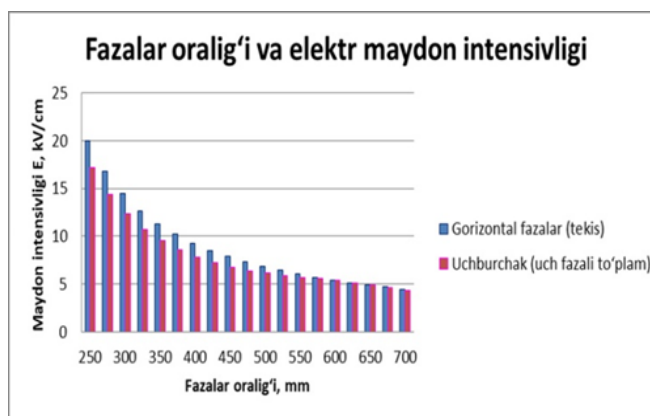
Bunda yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasi natijasida yuzaga keladigan quvvat yo'qotishlarining kuchlanish darajasiga va ob-havo sharoitlariga bog'liqligi tasvirlangan. Grafikdan ko'rinadiki, kuchlanishning 120 kV dan 340 kV gacha oshishi bilan tojlanish yo'qotishlari nolinear xarakterda ortib boradi. Ayniqsa, kuchlanish ma'lum kritik qiymatlardan oshgach, tojlanish intensivligining keskin kuchayishi natijasida yo'qotishlar tez sur'atlarda oshishi kuzatiladi. Yuqori kuchlanishli elektr uzatish liniyalarida fazalar oralig'i o'zgarishining elektr maydon intensivligiga ta'siri turli fazalar joylashuv sxemalari uchun taqqoslab ko'rsatilishi (5-rasmda) keltirilgan.

O'tkazgich markalari bo'yicha tojlanish jarayonidagi yuqotishlar

Havo liniyalarida tojlanish natijasida yuzaga keladigan aktiv quvvat yo'qotishlari: kuchlanish sinfi va o'tkazgich turi bo'yicha (kVt/km)					
Nominal kuchlanish sinfi, kV	O'tkazgich markasi	Yaxshi ob-havo, kVt/km	Quruq qorli, kVt/km	Yomg'irli, kVt/km	O'ta sovuq, kVt/km
110	AP-70	0.022–0.080	0.088–0.393	0.311–1.345	1.250–4.487
110	AP-95	0.022–0.057	0.094–0.243	0.270–0.915	1.160–3.388
110	AP-120	0.027–0.047	0.117–0.183	0.329–0.675	1.422–2.652
110	AP-150	0.038	0.157	0.474–0.476	2.010–2.015
220	AP-185	0.18–0.32	0.75–1.35	2.10–3.60	9.0–13.5
220	AP-210	0.16–0.28	0.65–1.20	1.90–3.20	8.0–12.5
220	AP-240	0.14–0.25	0.55–1.05	1.70–2.90	7.0–11.0
220	AP-300	0.12–0.22	0.48–0.95	1.50–2.60	6.2–10.0
500	AP-400	2.6–3.3	9.5–12.5	30–40	78–95
500	AP-500	2.2–2.9	8.3–11.0	27–36	70–88
500	AP-600	1.9–2.5	7.5–10.0	24–32	62–80



4-rasm. Kuchlanish darajasi va ob-havo sharoitlariga bog'liq holda yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish yo'qotishlarining o'zgarishi



5-rasm. Fazalar oralig'i va fazalar joylashuviga bog'liq holda elektr maydon intensivligining o'zgarishi

Grafikdan ko'rinadiki, fazalar oralig'ining 250 mm dan 700 mm gacha oshishi bilan elektr maydon intensivligi E qiymatlari monoton ravishda kamayib boradi. Bu holat fazalar orasidagi elektr maydonning o'zaro ta'siri susayishi va maydon chiziqlarining kengroq fazoviy hududga taqsimlanishi bilan izohlanadi.

Xulosalar. O'lchash natijalari real vaqt rejimida elektr energiyasi yo'qotishlarini tarkibiy qismlarini (yuklanish yo'qotishlari, tojlanishdagi yo'qotishlar va quvvatlarning yo'qotishlari) aniqlash imkoniyatini ko'rsatadi. Bu esa yo'qotishlarni kamaytirish maqsadida yuqori kuchlanishli havo liniyalari ish rejimida optimallashtirishni amalga oshirish va elektr energiyasini sezilarli darajada tejash imkonini beradi. Shuningdek, energiya tizimida kuchlanish darajalari bo'yicha rejimni optimallashtirish, joriy tojlanish quvvati yo'qotishlari hisobga olinmasdan amalga oshirilishi mumkin emasligi isbotlangan. Yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish hodisasi- elektr maydoni konfiguratsiyasi, muhitning elektr-fizik xususiyatlari, atmosfera omillari va o'tkazgich-izolyatsiya yuzasining geometrik

parametrlari o'zaro ta'sirida shakllanadigan murakkab elektrofizik jarayon ekanligi aniqlandi. Tadqiqot natijalari ko'rsatadiki, tojlanishning intensivligi va energetik oqibatlari mahalliy iqlim sharoitlari, ayniqsa cho'l hududlarida, klassik modellarda qabul qilingan tavsiflardan tubdan farq qilishi, cho'l muhitining aerosol zichligi, past namlik, yuqori harorat va past atmosfera bosimi havoning ionlanish jarayonini pasaytirishi, natijada tojlanishning boshlanish kuchlanishi (U_0) 5–12 % ga kamayishi keltirildi. Shu bilan birga, fazalarni kengaytirish, izolyatsiya yuzasini tozalash va konstruktiv elementlarni optimallashtirish kabi tadbirlar ham yuqori samara ko'rsatishi aniqlandi. Tajriba ma'lumotlari va modellash natijalari shuni ko'rsatadiki, meteoparametrlarni (namlik, bosim, shamol, ifloslanish) dinamik hisobga olmagan real-taym algoritmlarda tojlanish yo'qotishlarining bahosi yetarlicha aniq bo'lmaydi. Shuning uchun elektr uzatish liniyalari uchun meteoadaptiv hisob modellarini joriy etish, ya'ni har bir klimatik holat uchun U_0 , E_{max} va P_k qiymatlarini qayta hisoblab, avtomatlashtirilgan tarzda optimal ekspluatatsiya

strategiyalarini ishlab chiqish energetika tizimining barqaror ishlashida muhim ahamiyat kasb etadi. Tadqiqotlar natijasida quyidagilarni keltiramiz:

-tojanish jarayonidagi joriy yo'qotishlarni hisoblash algoritmi, uni uzoqlikli integrallashtirilgan hisoblash dasturiy kompleksida qo'llaganda, havo namligi yuqori bo'lganda tojanish yo'qotishlariga sezgir emas. Shu bois, uzoqlikli integrallashtirilgan hisoblash dasturiy kompleksi algoritimga yuqorida ko'rsatilgan yo'qotishlarni hisobga olish imkonini beruvchi tuzatishlar kiritish taklif qilindi.

-uzoqlikli integrallashtirilgan hisoblash dasturiy kompleksi algoritmlari orqali tojanish yo'qotishlarini aniqlashdagi xatoliklarni tahlil qilish, uzun elektr uzatish liniyalaridagi o'tkazgichlarida yuklanish yo'qotishlarini hisoblashda havo liniyalarining to'lqin xususiyatlarini inobatga olgan aniqroq formulani qo'llash maqsadga muvofiqligini ko'rsatdi.

-yaxshi ob-havo sharoitida 250 kmdan uzun elektr uzatish liniyalarida kuchlanish o'zgarishlarining tojanishdagi quvvat yo'qotishlariga ta'sirini hisobga olish maqsadida, uzoqlikli integrallashtirilgan hisoblash dasturiy kompleksi algoritimga aktiv va reaktiv quvvatga bog'liq tuzatish koeffitsiyenti kiritildi.

-500 kV yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalari uchun yuklanishdan kelib chiqadigan yo'qotishlarni aniqlashdagi elektr jihozlaridagi xatolikni hisoblash natijalari shuni ko'rsatdiki, yuklanish yo'qotishlarini hisoblashda eng katta xatolikni o'tkazgichning haroratini aniqlashdagi xatolik tashkil qiladi. Ushbu xatolikning umumiy yuklanish yo'qotishlariga nisbati 4 % ni tashkil etadi.

-Hisoblash natijalari shuni ko'rsatdiki, 500 kV kuchlanishi nimstansiya tarmog'ida shuntlovchi reaktorlarni boshqariluvchi shuntlovchi reaktorlarga almashtirish orqali rejimni optimallashtirish samarasi o'rtacha 10 % ga oshishi mumkin.

Bibliografik ro'yxat:

- Ibodullayev M.I., **Tovboyev A.N.**, Yesenbekov A.K., Nazarov A.I. Avtoparametrik tebranishlarni tahlil qilishda chastota-energiya munosabatlari // «O'zbekiston Konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali. – Navoiy, 2017. № 2. 165-167 betlar.
1. **Tovboyev A.N.**, Norqulov A.O., Tog'ayev I.B. The equation of motion of subharmonic fluctuations in three-phase chains with three-phase ferromagnetic elements. International Journal of Advanced Studies in science, technology and technology. -India, copyright to the IJARSET volume 6. № 10. October 2019. 11207-11210 pt.
 2. **Tovboyev A.N.**, Tog'ayev I.B., Nodirov G'.Y. Statistical analysis of power waste in 6-10 kV tension overhead electrical transmission lines // International Journal of Advanced Research in Science Engineering and Technology. -India, volume 9. № 11. November 2022. 2-7 pt.
 3. Савина Н.В., Мясоэдов Ю.В. Систематические исследования потер электроэнергии при работе распределительных электрических сетей // Вестник ИргТУ. -Москва, 2012. № 1. 142-148 стр.
 4. **Mavlonov J.A.**, Mardonov D.Sh. "Rudani yanchuvchi tegirmonlarni elektr energiya samaradorligini oshirish usullari" // «O'zbekiston Konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali.– Navoiy, 2022. № 3.102-104 betlar.
 5. **Tovboyev A.N.**, Baynazarov G.G., Jumayev Z.I. Analysis of third-order subharmonic oscillations in three-phase chains with a divided ferromagnetic element. International Journal of Advanced Studies in science, technology and technology.- India, copyright to the IJARSET volume 6. № 12. December 2019. 12229-12233 pt.
 6. **Tovboyev A.N.**, Ibadullayev M.I., Murodov H.Sh., Narzullayev B.Sh. Yuqori kuchlanishli elektr tarmoq va tizimlarida subgarmonk ferrezonans. «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali. – Navoi, 2020. №4. 110-113 betlar
 7. **Tog'ayev I.B.**, Tursunova A.A., Eshmirzayev M.A. Monitoring of overhead power lines// Problems and scientific solutions.- Australia, volume 6. № 2. October 2022. 267-271 pt.
 8. **Tog'ayev I.B.**, Isoqulov D.SH., Turniyozov Z.A. Monitoring of air power lines with an assessment of their condition // Central Asian Research Journal For Interdisciplinary Studies (CARJIS).- India, volume 2. № 5. May 2022. 2181-2454 pt



TURAPOV MIRALI KAMALOVICH



2026 yil 11 mart kuni geologiya-mineralogiya fanlari doktori, professor, Rossiya tabiiy fanlar akademiyasi akademigi Turapov Mirali Kamalovich tavalludining 75 yilligi hamda ilmiy-ishlab chiqarish faoliyatining 50 yildan ortiq vaqt bo'ldi.

Turapov Mirali Kamalovich 1969 yil Toshkent Davlat Universiteti (hozirgi O'zbekiston Milliy Universiteti), Geologiya fakultetiga o'qishga kirgan. Universitetni 1974 yil qizil diplom bilan tugatgan.

Turapov Mirali Kamalovich 1974 yilda O'rta Osiyo geologiya va mineral xom ashyo ilmiy tekshirish institutiga (САИГИМС) hozirgi "Mineral resurslar instituti" davlat muassasasiga laborant sifatida o'z ish faoliyatini boshlagan. Keyinchalik kichik ilmiy xodim, ilmiy xodim, katta ilmiy xodim, yetakchi ilmiy xodim, bo'lim boshlig'i lavozimlarida ishlab, 1990-1996 yillarda shu institutda ilmiy kotib lavozimida ishlagan.

Turapov Mirali Kamalovich 1991-1994 yillar O'zbekiston Respublikasi Geologiya va mineral resurslar Davlat Qo'mitasi huzuridagi maxsus ilmiy kengash ilmiy kotibi vazifasida, 2017-2020 yillarda Toshkent Davlat Texnika Universiteti, "Mineral resurslar instituti" DK, "Geologiya va geofizika instituti" DK va O'zbekiston Milliy Universiteti huzuridagi ilmiy kengash raisi o'rinbosari vazifasida ishlagan.

O'rta Osiyo, jumladan Chotqol Qurama xududida joylashgan qo'rg'oshin va rux konlariga (Chakchar, Lashkerek, Uchquloch, Zambarak, Oltintopgan) konlari xosil bo'lish qonuniyatlariga va ularning fazosida polimetall ma'danlarning joylashishiga qaratilib ma'danlashuvni nazorat qiluvchi geologik omillarni o'rganishga qaratildi. Uchquloch, Qorason va Zambarak konlarida ilmiy-tadqiqot ishlari olib borib, ularni qo'rg'oshin va rux zahiralarni kengaytirishga imkon berdi. Ularning yon atroflarida ma'danga istiqbolli maydonlar ajratildi.

Turapov Mirali Kamalovich ilmiy-tadqiqot ishlar doirasidan O'zbekistondagi Chodak, Qizilolma, Ko'chbuloq, Kouldi, Muruntov, Dougiztov, Omontoytov oltin konlarining xosil bo'lish qonuniyatlarini hamda oltin ma'danining joylashish sharoitlarini kompleks tadqiqotlar usulida o'rganish natijasida birinchi bor bu konlarning ko'p faktorli modellarini yaratdi (geologik, strukturaviy, magmatik, mineralogik, kimyoviy, tektonofizik, morfologik).

Olib borilgan ishlar natijasi Tog'-kon sanoati va geologiya vazirligiga joriy qilinib, olib borilgan geologik-qidiruv ishlarning samaradorligini oshirishga imkon berdi. Oltin va polimetall konlarda ilmiy-tadqiqot olib borishda, ularni nazorat qiluvchi strukturalarni va ular bilan bog'liq ma'danlashuvni o'rganishda tektonofizika usullar (eksperiment) keng qo'llanildi. Natijada birinchi bor konlarni hosil bo'lishida va ma'dan joylashishida yer qobig'ini kuchlanishi va deformatsiya sharoitlarini o'rgandi. Yangi tektonofizik mezonlar ishlab chiqilib bashoratlashda keng qo'llanildi. Ajratilgan oltinga istiqbolli maydonlar (Qizilqum

hududida) Tog'-kon sanoati va geologiya vazirligi investorlarga ajratilgan ma'danlar ro'yxatiga kiritilgan.

Olib borilgan ko'p ilmiy-tadqiqot izlanishlar 2003-2011 yilda yangi ilmiy yo'nalishni ishlab chiqishga imkon berdi. Bu yo'nalish konlarni xosil bo'lishidan avval va shakillanish davridagi geodinamik xolatini o'rganishga qaratilgan. Ya'ni o'sha davrdagi kon maydonini harakatga keltiruvchi tashqi kuchlar natijasida hosil bo'lgan geodinamikaning va uning ta'sirida strukturalarni ma'danlashuvga ta'sirini o'rganishga qaratilgan. Bu uslub Tog'-kon sanoati va geologiya vazirligi qoshidagi korxonalariga metodik uslub sifatida joriy qilingan.

Turapov Mirali Kamalovich 1982 yilda geologiya-mineralogiya fanlari nomzodi ilmiy darajasini, 1991 yil Bishkek shahri, A.M. Adishev nomidagi Geologiya instituti huzuridagi birlashgan (Qirg'iziston, Qozog'iston va O'zbekiston) maxsus kengashida geologiya mineralogiya fanlari doktori ilmiy darajasini oldi. 2015 yil 18 noyabrda O'zbekiston Respublikasi Oliy Attestatsiya Komissiyasi tomonidan professorlik unvoniga loyiq deb topildi. Rossiya tabiiy fanlar akademiyasining 2010 yil 15 apreldagi № 59 qaroriga asosan Rossiya tabiiy fanlar akademiyasi akademigi sifatida saylandi.

Turapov Mirali Kamalovich o'z mehnat faoliyatida 2 ta fan doktori va 18 ta fan namzodini yetishtirib, 10 ta monografiya, 170 dan ortiq ilmiy maqola va tezislar muallifi hisoblanadi.

Turapov Mirali Kamalovich hozirgi kunda "Mineral resurslar instituti" DM da bosh ilmiy xodimi lavozimida faoliyat yuritib kelmoqda, shu bilan birga "Mineral resurslar instituti" DM va "Geologiya va geofizika instituti" DMda faoliyat ko'rsatib kelayotgan ilmiy kengashlar a'zosi hisoblanadi. Qattiq foydali qazilmalar geologiyasi, ularni qidirish va razvedka qilish (tektonika va geodinamika; seysmotektonika, tektonofizika (eksperimental tektonika); metallogeniya, konlarning hosil bo'lishida va ularda ma'danlashishida geologik-strukturaviy sharoit va bashoratlash) kabi yo'nalishlarda o'z ilmiy faoliyatini olib bormoqda.

Ustoz Mirali Kamalovich Turapovga chin dildan mustahkam sog'liq, oilaviy farovonlik, uzoq umr va kelgusidagi ijodiy faoliyatida ulkan muvaffaqiyatlar tilaymiz.

**Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti,
Geologiya-qidiruv va kon-metallurgiya fakulteti jamoasi**

**"Milliy texnologik tadqiqotlar universiteti "MISIS"ning
Olmaliq shahridagi filiali ma'muriyati**

Barcha shogirtlari

ЭКСПЕРТЫ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОСТЬ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Multimec MF 100

Система быстросъемных кассет – идеальное решение в подземных горных работах требующих быструю замену функциональности самоходной машины для разных задач (мобильная мастерская, генератор, бетоно-насос и т.д.)



C100 КАССЕТА-МАСТЕРСКАЯ

- > Кассета может использоваться автономно, Если шасси (Multimec) используется в других работах
- > Опционально может оборудоваться дизель-генератором

Кассета-мастерская включает в себя:

- > Сварочный аппарат
- > Рабочая зона со столешницей
- > Заточной, обжимной станок для РВД
- > Компрессор, генератор, моечная машина
- > Стандартный набор инструментов и т.д.



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.

Представительство в Республике Узбекистан,
г. Ташкент, 100084, проспект А. Темура, 95 А.
Тел.: +998 78 140 91 91
Факс: +998 78 140 92 92



KPMG в Узбекистане – компания «Большой четверки»

Самый быстрорастущий офис KPMG в Центральной Азии и Кавказе. Международная сеть фирм, предоставляющих аудиторские, налоговые и консультационные услуги.

Целью своей деятельности KPMG видит превращение профессиональных знаний в реальную экономическую выгоду в интересах своих клиентов, сотрудников и международных рынков капитала.

Количество сотрудников компании составляет 320 человек.

Аудит



Аудит финансовой отчетности, подготовленной в соответствии с Международными стандартами финансовой отчетности (МСФО, ОПБУ США)



Услуги, связанные с аудитом



Услуги в области учета и отчетности

Налоговое и юридическое консультирование

- Налогообложение юридических лиц
- Юридическое консультирование
- Услуги частным клиентам
- Налогообложение физических лиц и консультации

Консультационные услуги

- Инвестиции и рынки капитала
- Управленческое консультирование
- Консультирование по управлению рисками

Social Media Contacts



KPMG Uzbekistan



kpmg_uzbekistan



KPMG Uzbekistan



KPMG Career CA

Ташкент, Международный бизнес-центр,
проспект Амира Темура, 107-Б,
11-й этаж, блок А
Телефон: +998 78 147 77 44
Факс: +998 78 147 77 44
Электронная почта: info@kpmg.co.uz

kpmg.co.uz



Simba E7

Буровые установки «Epiroc» для промышленного бурения при проведении подземных горных работ.