

0'zbekiston

KONCHILIK XAVARNOMASI

2

№ 101

ILMIY-TEKNIK VA ISHLAB CHIQRISH JURNALI *Aprel - Iyun 2025*

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА



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

O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRARISH JURNALI

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

Ta'rischilar:

«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 quvvatlovchilar:

«Navoiy KMK» AJ

Bosh muharrir:

U.Z. Sharafutdinov

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sh.Sh. Alikulov

Texnik va badiiy muharrir:

F.Yu. Zairova

Bo'limlar bo'yicha tahrir hay'ati tarkibi: *geotexnologiya* – Rakishev B.R. (Qozog'iston), Shashenko A.N. (Ukraina), Zairov Sh.Sh. (O'zbekiston), Misliboev I.T. (O'zbekiston), Nosirov U.F. (O'zbekiston), Raimjanov B.R. (O'zbekiston), Umarov F.Ya. (O'zbekiston); *geologiya* – Snitka N.P. (O'zbekiston), Turesebekov A.X. (O'zbekiston), Hamroev I.O. (O'zbekiston); *boyitish va metallurgiya* – Dementyev V.E. (Rossiya), Abdurahmonov S.A. (O'zbekiston), Sanaqulov K. (O'zbekiston), Samadov A.U. (O'zbekiston), Xasanov A.S. (O'zbekiston), Ergashev U.A. (O'zbekiston), Yoqubov M.M. (O'zbekiston); *ilmiy va laboratoriya tadqiqotlari* – Mishina O.V. (Germaniya), Mustaqimov O.M. (O'zbekiston), Muxiddinov B.F. (O'zbekiston), Nurmurodov T.I. (O'zbekiston), Ro'ziev N.R. (O'zbekiston), Sagdiyeva M.G. (O'zbekiston), Xamidov X.I. (O'zbekiston); *elektroenergetika sanoati* – Tabakman I.B. (Kanada), Mahmudov A.M. (O'zbekiston); *ekologiya* – Vorobyov A.G. (Rossiya), Gulyamov B.V. (O'zbekiston), Raziqov Z.A. (Tojikiston), Rahmatov A.B. (O'zbekiston); *iqtisod* – Vorobyov A.E. (Rossiya), Djulibekov N.K. (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 shahri, Navoiy ko'chasi, 27 uy
«NKMK» AJ Innovatsion rivojlanish departamenti JaTYEBIM
Tel.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

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

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

F.Yu. Zairova

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

U.Z. Sharafutdinov

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 27.06.2025 y. imzolandi
A3 formatda. Adadi 100 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2025

Научно-технический и производственный журнал, издаётся с июля 1997 года, выходит четыре раза в год.

Учредители:

АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Навоийский государственный горно-технологический университет, Узбекский научно-исследовательский и проектно-исследовательский институт геотехнологии и цветной металлургии ООО «O'zGEORANGMETLIT»

При финансовой поддержке:

АО «Навоийский ГМК»

Главный редактор:

Шарафутдинов У.З.

Зам. главного редактора:

Аликулов Ш.Ш.

Технический и художественный редактор:

Заирова Ф.Ю.

Состав редколлегии по разделам: *геотехнология* – Ракишев Б.Р. (Казахстан), Шашенко А.Н. (Украина), Заиров Ш.Ш. (Узбекистан), Мислибоев И.Т. (Узбекистан), Носиров У.Ф. (Узбекистан), Раимжанов Б.Р. (Узбекистан), Умаров Ф.Я. (Узбекистан); *геология* – Снитка Н.П. (Узбекистан), Турсебеков А.Х. (Узбекистан), Хамроев И.О. (Узбекистан); *обогащение и металлургия* – Деметьев В.Е. (Россия), Абдурахмонов С.А. (Узбекистан), Санакулов К. (Узбекистан), Самадов А.У. (Узбекистан), Хасанов А.С. (Узбекистан), Эргашев У.А. (Узбекистан), Якубов М.М. (Узбекистан); *научно-лабораторные изыскания* – Мишина О.В. (Германия), Мустакимов О.М. (Узбекистан), Мухиддинов Б.Ф. (Узбекистан), Нурмуродов Т.И. (Узбекистан), Рузиев Н.Р. (Узбекистан), Сагдиева М.Г. (Узбекистан), Хамидов Х.И. (Узбекистан); *электроэнергетика* – Табакман И.Б. (Канада), Махмудов А.М. (Узбекистан); *экология* – Воробьев А.Г. (Россия), Гулямов Б.В. (Узбекистан), Разыков З.А. (Таджикистан), Рахматов А.Б. (Узбекистан); *экономика* – Воробьев А.Е. (Россия), Джулибеков Н.К. (Узбекистан)

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и информации. Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г. ISSN 2181-7383 рег. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Навои, 27
ИЦВНТ Департамента инновационного развития АО «НГМК»
Тел.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

Веб-сайт: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:

Заирова Ф.Ю.

Ответственный за публикацию и обновление электронной формы журнала:

Шарафутдинов У.З.

Отпечатано:

НГГТУ

210100, Навоийская область, Навои, ул. Галаба, 76В
Тел.: +998 (79) 223-23-32, +998 (79) 223-49-66

Подписано в печать 27.06.2025 г.
Формат А3. Тираж 100 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2025

ISSN 2181-7383



4 780010 201760 >

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

KONCHILIK ISHLARI / ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Махмудов А.М. Техничко-экономическая оценка эффективности совершенствования технологии добычи и использования оборудования в структуре комплексной механизации месторождений облицовочного камня..... 4

Заиров Ш.Ш., Эргашев Н.Х., Исаев Е.А., Сафарова М.Д. Оптимизация параметров контурного взрывания для снижения остаточных деформаций и повышения устойчивости бортов карьера..... 8

Косимов М.О., Кобилов Ш.Б., Мирзалиев Н.Н., Мирзалиева М.М. Уменьшение пылевыведения при транспортировке горной массы на Карахтайском месторождении..... 17

Нутфуллоев Г.С., Катанов И.Б., Кобилов Ш.Б., Ризаев А.А. Обоснование воздействия ударных волн и параметры разрушения массива скважинным зарядом с забойкой переменного агрегатного состояния..... 21

Очилов Ш.А., Заирова Ф.Ю., Сапаров М.А., Раимкулова С.М. Влияние интенсивности взрывного воздействия на механизмы формирования трещин в массиве горных пород..... 26

Тошов Ж.Б., Махмудов Ш.А., Махмудова Г.А. Исследование причин снижения производительности, выхода из строя технологических скважин и методов ремонтно-восстановительных работ..... 33

Курбанов Х.А., Исломов Р.И., Якубов Т.Ш. Интеграция фотограмметрических технологий в моделирование горных выработок: создание цифровых моделей и контроль точности..... 38

GEOLOQIYA-QIDIRUV ISHLARI / ГЕОЛОГОРАЗВЕДЧНЫЕ РАБОТЫ

Sharipov Sh.F., Fatxullayeva Z.M., Qurbonov A.V., Yandashev R.E. Markaziy Qizilqumdagi zamonaviy tuz ko'llarining hosil bo'lish geologiyasi va ularning geokimyoviy tarkibi bo'yicha kompleks tahlil natijalari..... 44

BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Санакулов К., Хамидов Х.И., Фузайлов О.У., Хамидов Р.А. Исследование форм нахождения золота в хвостах цианирования огарка для определения причин его потерь..... 50

Санакулов К., Хамидов Х.И., Ашуров О.Т., Саттарова Ш.Г. Изучение влияния предварительной ультразвуковой обработки на процесс флотационного обогащения золотосодержащей руды месторождения Даугызтау..... 56

Xasanov A.S. Texnologik chiqindilardan vismutni ajratib olish: kompleks yondashuv va texnologik yechimlar..... 60

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Курбанов М.А., Шарафутдинов У.З., Рузиев Б.Т., Салимов Ш.Г. Технологические подходы к вопросу водопользования при переработке сульфидных руд на примере ГМЗ-3 АО «НГМК»..... 64

Воробьев А.Е., Воробьев К.А. Связь формирования угля с его пористостью..... 70

Бердиев Д.М., Пушанов А.Н. Инновационная технология получения основы инструмента зубков горнодобывающих комбайнов методом обработки металлов давлением..... 75

Umarov F.Ya., Xudayberdiyev O.J., Roziqov R.J., Mexmonov M.R. Uranni tanlab eritmaga o'tkazishda ikki skvajinali holat uchun gidrodinamik jarayon..... 78

Мухиддинов Б.Ф., Истамов Х.Й., Турдиева О.Ж. Влияние содержания модифицированного крахмала на механические свойства экологических биоразлагаемых композитов на основе полиэтилена..... 81

ТЕХНОЛОГИЯ МАШИНОСТРОЕНИЯ / MASHINASOZLIK TEXNOLOGIYASI

Muminov R.O., Kaxharov O.O., Mahmudova M.F. Maydalash uskunalarining ishonchliligi va unumdorligini oshirish bo'yicha chora-tadbirlar ishlab chiqish..... 86

AVTOMATLASHTIRISH VA ELEKTROENERGETIKA / АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА

Пулатов В.Б., Хужакулов Н.Б., Ахмедов Ш.Ш., Гозиев О.С. Управление процессом самоизмельчения руды с использованием нечетких регуляторов с целью повышения переработки на Гидрометаллургическом заводе № 3 АО «НГМК»..... 91

Мухиддинов Д.П., Бойбутаев С.Б., Темиров Х.К., Темиров К.М. Интеллектуальная оптимизация процесса измельчения внедрением цифрового двойника..... 97

Давлатов Б.Р., Хайруллин Р.Р., Кадиров Ё.Б., Карпович Д.С. Контроль технологического процесса флотации с применением видеоаналитики..... 101

Ataqlulov L.N., Haydarov Sh.B., Raxmonov I.I. Tasmali konveyer roliklari o'qlariga buksa o'ratgan holda roliklar ishlash muddatini oshirish..... 105

Ишназаров О.Х., Кахаров С.К. Прогностическая модель износа и остаточного ресурса насосов ГРАТ-400/40 при перекачке медесодержащей пульпы..... 108

MEHNAT MUHOFAZASII, SANOAT XAVFSIZLIGI VA EKOLOGIYA (ESG) / ОХРАНА ТРУДА, ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЯ (ESG)

Разыков З.А., Мирбобоев Ш.Ж. Оценка процессов формирования химического состава пластовых вод на нефтяных месторождениях таджикской депрессии с использованием методов математического моделирования..... 114

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Джулибеков Н.К., Костаев У.У. Достижения и приоритеты устойчивого развития Навоийского горно-металлургического комбината..... 119

YANGI NASHRLAR / НОВЫЕ ИЗДАНИЯ

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке: Normet, KPMG, INTERTECH, Epiroc

Scientific, technical and industrial journal
Scientific, technical and industrial journal

The journal has been published since July 1997
The journal has been published since July 1997
comes out once every three months

Founders: Joint-stock company «Navoi Mining and Metallurgical Combine», Navoi State Mining and Technology University, Uzbek Research and Design Institute of Geotechnology and Non-Ferrous Metallurgy LLC «UzGEORANGMETLIT».

Chief Editor: **Sharafutdinov U.Z.**
Deputy Chief Editor: **Alikulov Sh.Sh.**
Technical and art editor: **Zairova F.Yu.**

Editorial Board: Vorobiev A.G. (Publishing house "Ore and Metals", Russia), Vorobiev A.E. (Grozny State Oil Technical University, Russia), Mishina O.V. (Engineering diverse GMBH, Germany), Dementiev V.E. (JSC "Irkutsk Research Institute of Noble and Rare Metals and Diamonds" Russia), Rakishev B.R. (Nazarbayev University, Kazakhstan), Razykov Z.A. (Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan), Tabakman I.B. (Wenco International Mining Systems, Canada), Shashenko A.N. (National Technical University "Dnipro Polytechnic", Ukraine), Abdurahmonov S.A. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), Gulyamov B.V. (State Committee for Industrial Safety of the Republic of Uzbekistan), Dzhulibekov N.K. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Zairov Sh.Sh. (Almalyk branch the National University of Science and Technology "MISI", Uzbekistan), Nurmurodov T.I. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Muhiddinov B.F. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Misliboiev I.T. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Makhmudov A.M. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Mustakimov O.M. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Nosirov U.F. (Almalyk branch the National University of Science and Technology "MISI", Uzbekistan), Raimzhanov B.R. (State Unitary Enterprise "Uzbek Scientific Research and Design and Survey Institute of Geology and Nonferrous Metallurgy "Uzgeorgantmetil", Uzbekistan), Rakhmatov A.B. (Republican specialized scientific and practical medical center for dermenovenerology and cosmetology, Uzbekistan), Sagdieva M.G. (State Enterprise "Institute of Mineral Resources", Uzbekistan), Sanakulov K.S. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Samadov A.U. (Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Uzbekistan), Khasanov A.S. (JSC "Almalyk Mining and Metallurgical Plant", Uzbekistan), Snitka N.P. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Turesebekov A.Kh. (Institute of Geology and Geophysics named after Kh.M. Abdullaev, Uzbekistan), Umarov F.Ya. (Almalyk branch the National University of Science and Technology (MISI), Hamidov X.I. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Ergashev U.A. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Yakubov M.M. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan).

The journal is registered in the Uzbek Agency for Press and Information. Registration certificate number 0033 from December 13, 2006 ISSN 2181-7383 reg. No. 01-22 / 37 S dated July 09, 2013.

At a reprint of materials reference to the journal is required.

The accuracy of the facts and the accuracy of the information are the responsibility of the authors.

Editorial address: 210100, Navoi, st. Navoi, 27, Innovation Center for the Introduction of New Technologies of the Department of Innovative Development of JSC «NMMC»

Tel.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

Web site: <http://www.gorniyvestnik.uz>; <http://uzjournals.edu.uz/gorvest>

Indexing: Ulrich's Periodicals Directory

Printed: Navoi State Mining and Technological University 210100, Navoi region, Navoi, Galaba street, 76V

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

CONTENTS

MINING WORK

- Zairov Sh.Sh., Ergashev N.H., Isaev E.A., Safarova M.D. Optimization of contour blasting parameters to reduce residual deformations and increase slope stability in open-pit mines..... 8
- Ochilov Sh.A., Zairova F.Yu., Saparov M.A., Raimqulova S.M. Of blast intensity on crack formation mechanisms in rock masses..... 26
- Toshov J.B., Makhmudov Sh.A., Makhmudova G.A. Investigating the causes of reduced productivity, failure of process wells and methods of workover operations..... 33

GEOLOGICAL EXPLORATION WORKS

- Sharipov Sh.F., Fatkullayeva Z.M., Qurbonov A.V., Yandashev R.E. Complex analysis of the geology and geochemical composition of modern saline lakes in central Kyzylkum..... 44

ENRICHMENT AND METALLURGY

- Sanakulov K., Khamidov Kh.I., Fuzaylov O.U., Khamidov R.A. Study of the forms of gold occurrence in cyanidation tailings of the slime to identify the causes of its losses..... 50
- Sanakulov K., Khamidov Kh.I., Ashurov O.T., Sattarova Sh.G. Study of the effect of preliminary ultrasonic treatment on the flotation enrichment process of gold-containing ore from the Daugyztau deposit..... 56

SCIENTIFIC AND LABORATORY RESEARCH

- Kurbanov M.A., Sharafutdinov U.Z., Ruziev B.T., Salimov Sh.G. Technological approaches to purification and reuse of wastewater from the gold mining industry on the example of GMP-3 of JSC «NMMC»..... 64

MECHANICAL ENGINEERING TECHNOLOGY

- Muminov R.O., Kaxxorov O.O., Mahmudova M.F. Development of measures to improve the reliability and productivity of crushing equipment..... 86

AUTOMATION AND ELECTRIC POWER ENGINEERING

- Davutov B.R., Khayrullin R.R., Kadirov Y.B., Karpovich D.S. Control of the flotation technological process using video analytics..... 101
- Ishnazarov O.Kh., Kakharov S.K. Prognostic model of wear and remaining service life of grat-400/40 pumps during copper-bearing slurry transportation..... 108

LABOR PROTECTION, INDUSTRIAL SAFETY, AND ENVIRONMENTAL SCIENCE (ESG)

- Razykov Z.A., Mirboboev Sh.Zh. Evaluation of the formation processes of the chemical composition of reservoir waters in oil fields of the tajik depression using mathematical modeling methods..... 114

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ В СТРУКТУРЕ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ



Махмудов А.М.,
профессор кафедры
«Горная электромеханика» НГГТУ, к.т.н.

Ushbu ishda qoziq shaklidagi asbob-uskunalar yordamida tosh bloklarini qazib olishga tayyorlashning tavsiya etilgan texnologiyalarini qo'llash samaradorligi ko'rib chiqilgan. Tadqiqot natijalariga ko'ra, shpurlar burg'ilashning bir birlik hajmi portlovchi bo'lmagan buzuvchi vositalar (PBV) yordamida bloklarni ajratish texnologiyasiga nisbatan 15-36 % ga kamayadi. Bu esa sarf materiallariga bo'lgan xarajatlarning kamayishiga va mahsulot tannaxsining pasayishiga olib keladi. 1 m³ blok uchun tannarx taxminan 63 800 so'mni tashkil etadi. Burg'ilash ishlarining hajmini va sarf materiallari xarajatlarini kamaytirish hisobiga iqtisodiy samaradorlik 1 m³ blok uchun 14 800 so'mga teng bo'ladi. Yillik 13 200 m³ blok qazib olish hajmida umumiy yillik iqtisodiy effekt 195,36 million so'mni tashkil etadi.

Kalit so'zlar: omillar, buzish, metodika, energiya sarflar, o'chamlar, bog'liqlik, asbob.

В работе рассматривается эффективность применения рекомендованных технологий подготовки блоков камня к выемке с использованием клиновидного инструмента. Показано, что удельный объем буровых работ снижается на 15-36 % по сравнению с технологией отделения блоков с применением невзрывных разрушающих средств (НРС), что приводит к уменьшению затрат на расходные материалы и снижению себестоимости продукции. Себестоимость одного кубического метра блока составляет около 63 800 сумов. Экономический эффект от снижения объемов буровых работ и затрат на материалы достигает 14 800 сумов на 1 м³, что при годовом объеме добычи 13 200 м³ обеспечивает общий экономический эффект в размере 195,36 млн сумов в год.

Ключевые слова: факторы, разрушение, методика, энергозатраты, параметры, зависимость, инструмент.

На месторождениях облицовочного камня выбор способа подготовки горных пород к выемке, определение оптимальных параметров системы разработки, а также формирование структуры комплексной механизации осуществляются с учётом целого ряда факторов. К числу основных из них относятся прочность пород на сжатие ($\sigma_{сж}$), удельная трещиноватость массива ($U_{тр}$) и направления развития систем естественных трещин в горной породе (φ). Указанные характеристики существенно влияют как на технологию подготовки массивов к выемке, так и на эффективность последующих операций по отделению блоков [1-2].

Каждый способ подготовки блоков камня к выемке, наряду с параметрами системы разработки, определяется определёнными техническими характеристиками применяемого оборудования.

В первую очередь это касается средств основного технологического процесса — отделения моноблока из массива. Выбор оборудования осуществляется исходя из возможности его эффективного применения в конкретных горно-геологических условиях, а также в зависимости от требуемого качества получаемого блочного сырья [3-5].

Следует учитывать, что разработка месторождений облицовочного камня имеет ряд особенностей, главной из которых является штучный характер основной продукции. В отличие от массовых горных работ, здесь, основным результатом является получение

отдельных блоков с заданными размерами и качеством поверхности. Кроме того, выход товарных блоков по отношению к общей массе добытого материала относительно невелик и, как правило, составляет всего 25-40 %. Это обстоятельство существенно влияет на экономику проекта и предъявляет повышенные требования к рациональному использованию ресурсов.

В связи с этим, при выборе структуры комплексной механизации добычи необходимо учитывать не только вопросы эффективного отделения и транспортировки блоков, но и аспекты рационального использования производственных отходов. Применение отходов, образующихся в процессе добычи, позволяет повысить общий коэффициент использования полезного ископаемого, снизить затраты на рекультивацию нарушенных земель и повысить экологическую устойчивость производства. Комплексный подход к проектированию механизации разработки месторождений облицовочного камня способствует увеличению эффективности добычи, улучшению качества продукции и снижению производственных затрат.

Для обоснования технологии подготовки блоков к выемке, а также выбора рационального состава оборудования в структурной цепочке «массив – конечная продукция», обеспечивающего достижение наилучших технико-экономических показателей при разработке месторождений облицовочного камня, были разработаны и введены специальные критерии оценки. Эти критерии направлены

на объективную характеристику качества выполняемых работ и позволяют определить пути дальнейшего совершенствования принимаемых технологических решений и средств механизации.

К числу основных критериев отнесены такие показатели, как скорость выполнения отработки по контурным лентам, стоимость единичных технологических операций, производительность труда рабочих, надёжность функционирования оборудования, удобство его технического обслуживания, а также ряд других факторов, определяющих общее качество производственного процесса. Учёт этих характеристик обеспечивает всестороннюю оценку эффективности применения оборудования на различных этапах разработки месторождения [6-9].

В целях комплексной характеристики функционирования систем комплексной механизации введены интегральные критерии, включающие степень технического совершенства машин и механизмов, уровень трудоёмкости ведения технологических процессов, степень прогрессивности применяемого комплекта оборудования, а также величину приведённых удельных затрат. Степень прогрессивности оборудования определяется его соответствием современным требованиям по производительности, надёжности, энергоэффективности и экологической безопасности.

Применение предложенной системы критериев позволяет осуществлять обоснованный выбор наиболее эффективных технологических решений и оптимального комплекса оборудования для конкретных горно-геологических условий. Это, в свою очередь, способствует повышению эффективности разработки месторождений облицовочного камня, увеличению выхода товарной продукции и снижению совокупных производственных затрат. Для производства горных работ при определенной технологии ведения добычных работ и средств механизации необходимо затратить энергию, которая расходуется на преодоление сопротивления рабочих органов машин и для совершения полезной работы. Расход первой части энергии учитывается коэффициентом полезного действия, то есть передачи энергии от источника к рабочим органам (α) и коэффициентом полезного действия самих рабочих органов (η), который показывает степень совершенства оборудования (K) [10-11].

$$K = \alpha \eta \quad (1)$$

Расход второй части зависит от выбранной технологии подготовки горных пород к выемке и других процессов, которые обуславливаются свойствами горной породы и массива и характеризуют степень трудности работы, то есть удельное энергопоглощение основных и вспомогательных работ. В производственных процессах при добыче блоков камня удельное энергопоглощение (ϵ_1) характеризует степень трудности разработки, которая выражается сопротивлением породы (W), оказываемым рабочему органу машины. При этом технологические параметры учитываются через путь (δ), который рабочий орган преодолевает, и производит некоторый объем продукции (V) с заданным качеством

$$\epsilon_m = W\delta/V \text{ кгм/м}^3 \quad (2)$$

Общие энергозатраты комплекта оборудования структурной цепочки «массив-продукция» состоят из суммы технологических энергозатрат по процессам и оценивают степень её совершенства.

$$\epsilon_T^{об} = \sum_i^n \epsilon_{Ti} \quad (3)$$

где ϵ_{mi} – энергетические затраты по процессам добычи облицовочного камня и переработки отходов производства (бурение шпуров, отделение монолитов камня, разделка монолитов, погрузка блоков, транспортировка блоков и процессов уборки и переработки отходов).

При двухстадийной буроотрывной технологии разработки облицовочного камня основные энергетические затраты (до 80 %) приходятся на процессы бурения, отделение блоков камня от массива и на выемке – погрузке его.

Энергетические затраты на процессы бурения:

$$\epsilon_T^б = \left[K \frac{\sigma_{с.ж.}^2}{2E\gamma} \lg n^1 + K_2^1 \frac{l_{ун}}{2} \right] N \quad (4)$$

где $n=d_{ун}/d_r$ – степень измельчения при бурении;

$N=V_{бур}/V_{б1}$ – удельный объём бурения;

$$V_{cp}^k = \frac{\Pi d_{cp}^3}{6} \text{ – средний объём куска;}$$

$V_{бур} = n_{ун} l_{ун} S_{ун}$ – объём бурения;

$$V_{cp}^k = \frac{\Pi d_{cp}^3}{6} \text{ – средний диаметр круга.}$$

Прогрессивность сочетания комплекта оборудования определяется структурой связи между ними, уровнями механизации и автоматизации:

$$K_M = \frac{A_M}{A_M + A_p} \quad (5)$$

где K_M – коэффициент механизации;

A_M – объём работ, выполняемый с помощью средств механизации, M^3 ;

A_p – объём ручных работ, M^3 .

За критерии эффективности комплекта оборудования структурной цепочки принимаются приведенные удельные затраты по процессам (S_{yo}), которые должны стремиться к минимальному значению:

$$S_{yo} = \sum_{i=1}^n C_i + E_n \frac{\sum_{i=1}^n K_i}{Q_k^{ГМ}} \rightarrow \min \quad (6)$$

где $\sum_{i=1}^n C_i$ – сумма себестоимости горной массы по процессам, $сум/м^3$;

E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

$\sum_{i=1}^n K_i$ – сумма капитальных затрат на приобретение и монтаж оборудования по процессам, сум;

$Q_k^{ГМ}$ – производительность комплекта оборудования по блокам камня.

Необходимо отметить, что на карьерах блочного камня при формировании структур комплексной механизации сочетание комплекта должно осуществляться с количественным резервом оборудования, процессом бурения, отбойки и погрузки блоков, качественным резервом, т.е. резервом по производительности машин и механизмов транспорта, уборки и переработки отходов производства.

Расчёт экономической эффективности разработанной технологии добычи блоков камня управлением разрушающими усилиями выполнен в соответствии с «Методикой определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений».

Годовой экономический эффект от применения предлагаемого способа подготовки блоков камня к выемке инструментом внутришпурового радиально-бокового ударно-клинового воздействия определяется по формуле:

$$\Delta = [(C_1 - C_2) - E(K_1 - K_2)] \cdot V_{Г} \text{ сум/год}, \quad (7)$$

где C_1, C_2 – общие эксплуатационные затраты до и после внедрения способа, $сум/м^3$;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

K_1, K_2 – удельные капитальные затраты до и после внедрения способа, $сум/м^3$;

$V_{Г}$ – годовой объём добываемых блоков камня, M^3 .

Таблица 1

Комплектация оборудования и эксплуатационные затраты

№	Вид оборудования и материалов	Марка зарубежного аналога	Необходимое количество, шт.	Характеристики	Ориентировочная стоимость, тыс. у.е.
1.	Компрессор	MCV -- 10000	4	– дизельный двигатель; – расход воздуха 10000 л/мин; – рабочее давление 0,7 Мпа	636,3
2.	Высоконапорные шланги	Ø 25,4 мм Ø 38,1 мм	300 м 150 м		8,9
3.	Станок строчечного бурения	Spherical	3	– горизонтальное и вертикальное бурение; – длина направляющих рельс 3 м; комплектуется перфоратором ТУ85 Д массой 26 кг; – расход воздуха 4500 л/мин; – рабочее давление 0,7 Мпа; – диаметр бурения 800 мм; – глубина бурения до 15 м; – общая масса 159 кг	148,2
		GM/2	2	– горизонтальное и вертикальное бурение; – длина направляющих рельс 4 м; – комплектуется двумя перфораторами ТУ85 Д массой по 26 кг каждый; – расход воздуха 8200 л/мин; – рабочее давление 0,7 Мпа	161,8
4.	Станок строчечного бурения для сплошного выбуривания щелей длиной до 4 м	GM/2	1	– глубина бурения 4 м; – масса 350 кг; – диаметр бурения 90 мм; – общий расход воздуха 6200 л/мин; – рабочее давление 0,7 Мпа	141,9
5.	Станок для заточки буровых коронок	Jasco			13,3
6.	Дерриккран		1	– грузоподъемность 25-30 т	643,6
7.	Электрогенератор		1	– мощность 100-120 кВт	118,6
8.	Блоковоз		1	– грузоподъемность 25-30 т	265,4
9.	Погрузчик вилочный		1	– мощность 110-170 кВт	80,0
10.	Гидроклиновая установка, фирма	Darda Porsfeld (ФРГ)	1		84,8

Эксплуатационные затраты определяются из статей затрат на непосредственные расходные материалы, оплаты труда с учетом социальных страхований, на вспомогательные материалы и на накладные расходы по базовому и разработанному технологю, которые внедрены на предприятиях АО «Газганмарор».

Эффективность рекомендованных технологий определяется удельным объемом буровых работ на единицу и увеличением выхода блоков камня на 6-9 %. При использовании отделения блоков камня с использованием клиновидного инструмента основные затраты приходятся на процесс бурения шпуров, которые на 15-36 % меньше, чем способ отделения блоков камня с помощью невзрывных разрушающих средств (НРС). Уменьшаются удельные затраты на материалы. Себестоимость единицы блоков камня составляет около 63800 сумов за 1 м³ блока.

Удельные капитальные затраты по базовой и рекомендованной технологии определяются затратами на оборудования и практически одинаковы.

Экономический эффект технологии добычи блоков камня управлением разрушающими усилиями при 13200 м³ годовом объеме добычи блоков камня составляет:

$$\Delta = [(78600 - 63800) - 0,15(34027 - 34027)] \cdot 13200 = 195\,360\,000 \text{ сум/год.}$$

Для обоснования технологии подготовки блоков к выемке, а также для обоснованного выбора количества и качества оборудования, применяемого в структурной цепочке «массив – конечная продукция», были разработаны и введены специальные комплексные критерии оценки. Данные критерии направлены на всестороннюю и объективную оценку качества выполнения технологических операций, а также позволяют выявлять направления дальнейшего совершенствования технических средств и процессов добычи облицовочного камня. Их использование способствует оптимизации производственного процесса, повышению эффективности применения оборудования и улучшению конечных технико-экономических показателей разработки месторождений.

К числу основных комплексных критериев отнесены такие показатели, как скорость выполнения отработки приконтурных лент, стоимость выполнения данных операций, производительность труда рабочих на всех этапах технологической цепочки, степень технического совершенства применяемых машин и механизмов, показатель трудности ведения работ при различных процессах добычи, степень прогрессивности выбранного комплекта оборудования, а также величина приведенных удельных затрат. Дополнительно учитываются такие параметры, как удобство эксплуатации и технического обслуживания оборудования, его надёжность в работе, устойчивость к отказам и технологическая гибкость при различных горно-геологических условиях.

Эффективность предложенных технологий подготовки и выемки блоков камня определяется в первую очередь удельным объемом буровых работ, приходящимся на единицу готовой продукции, а также увеличением выхода товарных блоков по сравнению с традиционными методами. Так, при внедрении более совершенных технологий с применением клиновидного инструмента для отделения блоков камня наблюдается увеличение выхода качественных блоков на 6-9 %, что значительно улучшает экономические показатели всей разработки.

При использовании технологии отделения блоков клиновидными инструментами основные затраты приходятся на процесс бурения

ния шпуров. Однако объём буровых работ при этом оказывается существенно ниже: на 15-36 % меньше по сравнению со способом отделения блоков с использованием невзрывных разрушающих средств (НРС). Это приводит к значительному снижению расхода материалов, в частности буровых штанг, инструментов, а также энергоресурсов.

Как следствие, уменьшаются удельные затраты на основные материалы, используемые в процессе добычи. В результате себестоимость единицы готовой продукции – 1 м³ облицовочного камня составляет порядка 63 800 сумов. При этом, экономический

эффект, достигнутый только за счёт снижения объёмов буровых работ и сокращения расходов на расходные материалы, составляет около 14 800 сумов на каждый 1 м³ блока.

Таким образом, при годовом объёме добычи в размере 13 200 м³ блоков общий ожидаемый экономический эффект достигает величины 195,36 миллиона сумов/год. Данный показатель свидетельствует о высокой эффективности применения предложенной технологии и обоснованности использования комплексной системы критериев для выбора оптимального варианта механизации процессов добычи облицовочного камня.

Библиографический список:

1. Каркашадзе Г.Г. Механическое разрушение горных пород. – М.: изд. МГГУ, 2004. – 222 с.
2. Кутузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. – М.: Недра, 1973. – 311 с.
3. Махмудов А. Теоретическое исследование способа подготовки горных пород к выемке на основе ударного действия // «Горный вестник Узбекистана». – Навои, 2022. – №2 (89). – С. 13-16. DOI:10.54073/GV.2022.2.89.003.
4. Махмудов А. Исследования массива и основных параметров системы разработки сложноструктурных месторождений облицовочного камня Узбекистана // Наука и инновационное развитие. 3/2022. – Ташкент: ГУП «Издательско-полиграфический дом инновационного развития», 2022. – С. 54-63.
5. Makhmudov A. Energy parameters for fracturing rocks with wedge-shaped tools // Наука и инновационное развитие. 1/2023. – Ташкент: ГУП «Издательско-полиграфический дом инновационного развития», 2023. – С. 10-16, <https://dx.doi.org/10.36522/2181-9637-2023-1-2>.
6. Махмудов А. Исследование энергетических параметров разрушения горных пород клиновидным инструментом // «Горный вестник Узбекистана». – Навои, 2023. – №2 (93). – С. 23-27. DOI:10.54073/GV.2023.2.93.005.
7. Николаевский В.Н. Динамическая прочность и скорость разрушения // Удар, взрыв и разрушение. Сер. Механика. Новое в зарубежной науке. – М.: Мир, 1981.
8. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород: – Москва: МГГУ, 1995. – 450 с.
9. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. – Алма-Аты: Баспагер, 1998. – 210 с.
10. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 231 с.
11. Тошов Ж.Б., Махмудов А.М. и др. Определение удельной нагрузки на переднюю грань реза // Узбекский журнал проблемы механики. – Ташкент, 2005. – № 3. – С. 98-100.

HT-250-01; HT-250 M

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
ТОКАРНЫЙ СТАНОК



NMZ
ЭВАНКАЗ ЭКСПАНДИНГ И ИНВЕСТИЦИИ

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ОСТАТОЧНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ И ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА



Заиров Ш.Ш.,
начальник сектора
научных исследований, инноваций и
подготовки научно-педагогических
кадров АФ НИТУ «МИСИС»,
д.т.н., профессор



Эргашев Н.К.,
заместитель начальника
ПТО рудника «Ауминзо-Амантой»
Северного РУ АО «НГМК»



Исаев Е.А.,
главный горняк
ООО «Ахангаранцемент»



Сафарова М.Д.,
докторант кафедры
«Горное дело» НГГТУ

Maqolada konturli portlatish parametrlari hamda tog' jinslari va portlovchi moddalarning fizik-mexanik xususiyatlari o'rtasidagi asosiy bog'liqliklar ko'rib chiqilgan. Massivning zichligi, mustahkamlik xususiyatlari, uzunlama to'liqin tezligi va portlovchi moddalar parametrlarining skvajina diametri, zaryadning chiziqli massasi hamda konturli skvajinalar orasidagi masofaga ta'siri tahlil qilingan. Konturli portlatish ishlarining parametrlarini optimallashtirish imkonini beradigan umumlashtirilgan qonuniyatlar aniqlangan. Bu esa karer bortlarining barqarorligini oshirish, qoldiq kuchlanishlarni kamaytirish va kontur ortidagi portlatishlar zararini kamaytirishga xizmat qiladi. Tadqiqot natijalari ochiq kon ishlarida burg'ilash va portlatish ishlarini samarali va xavfsiz olib borishni ta'minlashga qaratilgan.

Kalit so'zlar: konturli portlatish, skvajina diametri, zaryadning chiziqli massasi, skvajinalar orasidagi masofa, portlovchi modda zichligi, detonatsiya tezligi, tog' jinsi mustahkamligi, uzunlama to'liqin tezligi, parametrlarni optimallashtirish, energiya konsentratsiyasi, karer bortlarining barqarorligi, qoldiq kuchlanishlar, massivni yemirish, kon ishlarining xavfsizligi, iqtisodiy samaradorlik, kontur ortidagi tog' jinslar, skvajina zaryadi radiusi, portlash to'liqini, burg'ilash va portlatish ishlari, fizik-mexanik xususiyatlar.

В статье рассмотрены основные зависимости между параметрами контурного взрывания и физико-механическими характеристиками горных пород и взрывчатых веществ. Проанализировано влияние плотности, прочностных характеристик массива, скорости продольной волны, а также параметров взрывчатых веществ на диаметр скважины, линейную массу заряда и расстояние между контурными скважинами. Установлены обобщенные закономерности, позволяющие оптимизировать параметры взрывных работ для повышения устойчивости бортов карьера, минимизации остаточных напряжений и снижения разрушения законтурных пород. Результаты исследования направлены на повышение эффективности и безопасности ведения буровзрывных работ в условиях открытых горных разработок.

Ключевые слова: контурное взрывание, диаметр скважины, линейная масса заряда, расстояние между скважинами, плотность взрывчатого вещества, скорость детонации, прочность горных пород, скорость продольной волны, оптимизация параметров, энергетическая концентрация, устойчивость бортов карьера, остаточные напряжения, разрушение массива, безопасность горных работ, экономическая эффективность, законтурные породы, радиус скважинного заряда, взрывная волна, буровзрывные работы, физико-механические свойства.

Контурное взрывание является одним из ключевых технологических процессов, определяющих эффективность горных работ, безопасность эксплуатации карьера и экономическую эффективность добычи полезных ископаемых.

В условиях увеличения глубины карьеров возрастает необходимость в оптимизации параметров буровзрывных работ (БВР) с целью контроля остаточных напряжений в законтурном массиве, снижения зоны разрушения и повышения устойчивости откосов бортов.

Особую значимость приобретает разработка научно обоснованных методик выбора схем зарядов, дифференциации их мощности и использования экранирующих щелей, что позволяет минимизировать зону пластической деформации и контролировать характер разрушения горных пород.

Внедрение цифровых технологий, численного моделирования и геомеханического мониторинга способствует повышению точности прогнозирования поведения массива после взрыва, что критически важно для обеспечения устойчивости бортов карьера.

В связи с этим необходимо уделять особое внимание решению вопросов, связанных с оптимизацией параметров БВР, снижением остаточных напряжений в законтурном массиве, совершенствованием методов управления процессами разрушения и внедрением автоматизированных систем проектирования.

Оптимальный диаметр контурных скважин является ключевым параметром при проектировании БВР, т.к. он определяет интенсивность разрушения массива, степень остаточных напряжений и эффективность контурного взрывания.

В результате проведенных исследований рассмотрены закономерности изменения диаметра контурной скважины в зависимости от плотности заряда взрывчатых веществ (ВВ), физико-механических характеристик пород и детонационных свойств применяемых ВВ. Плотность заряжения ВВ оказывает значительное влияние на выбор диаметра скважины, т.к. от нее зависит объемная концентрация энергии и характер распространения взрывной волны. Зависимость диаметра контурной скважины $d_{к.с.}$ от плотности заряда $\rho_{вв}$ может быть выражена следующим образом [1]:

$$d_{к.с.} = K_1 \cdot \rho_{зв}^{\alpha_1}, \text{ м}; \quad (1)$$

где $d_{к.с.}$ – диаметр контурной скважины, м;

$\rho_{зв}$ – плотность заряда ВВ, кг/м³;

K_1 – эмпирический коэффициент, зависящий от типа горной породы;

α_1 – показатель степени, зависящий от энергетических характеристик ВВ.

С увеличением плотности заряда ВВ растет интенсивность взрыва, что требует увеличения диаметра контурных скважин для предотвращения чрезмерного разрушения законтурного массива.

Плотность породы определяет коэффициент упругости и степень затухания ударных волн. Соответствующая зависимость диаметра скважины от плотности породы $\rho_{г.п.}$ может быть представлена уравнением [1]:

$$d_{к.с.} = K_2 \cdot \rho_{г.п.}^{\alpha_2}, \text{ м}; \quad (2)$$

где $\rho_{г.п.}$ – плотность горной породы, кг/м³;

K_2 – коэффициент, учитывающий тип и трещиноватость породы;

α_2 – эмпирический показатель.

Более плотные породы требуют более крупных контурных скважин, поскольку они обладают высокой волновой устойчивостью, что снижает эффективность расщепления вдоль предконтурной линии.

Прочность породы на сжатие $\sigma_{сж}$ определяет необходимую концентрацию энергии взрыва для ее разрушения. Связь предела прочности с диаметром контурной скважины можно описать зависимостью [1]:

$$a = 1,41 d_c \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \left(\frac{\rho_o c^2}{5 \sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{8}}} \quad (3)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие, Мпа.

В твердых породах с высоким пределом прочности на сжатие, необходимо увеличение диаметра контурных скважин для обеспечения равномерного разрушения вдоль контура карьера.

Скорость распространения продольной волны $v_{п.в.}$ характеризует упругие свойства массива. Взаимосвязь между диаметром скважины и $v_{п.в.}$ можно представить выражением [2]:

$$d_{к.с.} = K_4 \cdot v_{п.в.}^{\alpha_4}, \text{ м}; \quad (4)$$

где $v_{п.в.}$ – скорость продольной волны, м/с;

K_4 – коэффициент, учитывающий тип горных пород;

α_4 – показатель степени, зависящий от структуры массива.

Более высокая скорость $v_{п.в.}$ соответствует более плотному и монолитному массиву, что требует увеличения диаметра контурных скважин для обеспечения предсказуемого разрушения.

Скорость детонации v_0 определяет уровень концентрации энергии в заряде и скорость передачи импульса разрушения. Связь диаметра скважины с v_0 выражается соотношением [2]:

$$d_{к.с.} = K_5 \cdot v_0^{\alpha_5}, \text{ м}; \quad (5)$$

где v_0 – скорость детонации ВВ, м/с;

K_5 – эмпирический коэффициент;

α_5 – показатель степени.

Высокоскоростные ВВ (например, эмульсионные составы) требуют увеличения диаметра контурных скважин, поскольку такие заряды создают более резкий импульс разрушения, способный усилить остаточные напряжения в массиве.

При контурном взрывании на открытых горных работах важно учитывать напряженное состояние стенок контурных скважин, вызванное действием продуктов детонации ВВ. Чрезмерные напряжения могут привести к неконтролируемому разрушению массива, увеличению зоны остаточных деформаций и нарушению устойчивости предельного контура карьера.

При контурном взрывании диаметр заряда обычно значительно меньше диаметра зарядной полости, что приводит к формированию воздушного промежутка между стенками скважины и заряда. Это существенно снижает динамическое воздействие на массив, уменьшает разрушение законтурных пород и позволяет более эффектив-

но контролировать напряженно-деформированное состояние пород в зоне взрыва.

Отношение объема контурного заряда v_3 к объему зарядной полости v_c на 1 м длины скважины выражается следующим соотношением [2]:

$$\frac{V_3}{V_c} = \left(\frac{r_3}{r_c} \right)^2, \quad (6)$$

где V_3 – объем заряда в скважине, м³;

V_c – объем всей зарядной полости (скважины), м³;

r_3 – радиус заряда, м;

r_c – радиус скважины, м.

Уравнение (6) показывает, что относительный объем заряда в скважине определяется только соотношением радиусов заряда и скважины. Если заряд занимает всю полость скважины ($r_3 = r_c$), то $V_3 / V_c = 1$, что характерно для массовых взрывов. Если заряд уменьшен (например, для контурного взрывания), то $V_3 / V_c < 1$, что снижает динамическое воздействие.

При увеличении воздушного промежутка (r_3 / r_c уменьшается) давление продуктов детонации снижается, что уменьшает риск избыточного разрушения контурных пород. Оптимальное значение r_3 / r_c для контурного взрывания обычно составляет 0,5-0,7.

Для высокомоощных ВВ (например, эмульсионных) требуется больший воздушный промежуток, чтобы снизить давление на стенки скважины. Для медленно детонирующих ВВ (например, АНФО) можно уменьшать воздушный промежуток.

Преобразуя (5) получим:

$$P_c = P_D \left(\frac{r_3}{r_c} \right)^{2\gamma}, \quad (7)$$

Отсюда радиус заряда контурной скважины определится как:

$$r_3 = r_c \left(\frac{P_c}{P_D} \right)^{\frac{1}{2\gamma}}, \quad (8)$$

Среднее давление продуктов детонации рассчитывается по формуле:

$$P_D = \frac{\rho_{ВВ} D^2}{8}, \quad (9)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ, кг/м³;

D – скорость детонации ВВ, м/с.

Формула (9) показывает, что давление продуктов детонации зависит от двух ключевых параметров ВВ – его плотности и скорости детонации.

Чем выше плотность заряда, тем больше энергии выделяется при детонации. Для АНФО $\rho_{ВВ} \approx 800$ кг/м³, для эмульсионных ВВ – 1100-1300 кг/м³. Более плотные ВВ создают большее давление, что требует оптимизации удельного расхода ВВ.

Скорость детонации D определяет интенсивность ударного воздействия. Для низкоскоростных ВВ ($D = 2000-3000$ м/с) создается мягкое разрушение. Для высокоскоростных ВВ ($D = 5000-7000$ м/с) формируется резкий импульс, способный вызвать избыточное разрушение законтурных пород. Давление продуктов детонации увеличивается пропорционально квадрату скорости детонации (D^2). Удвоение скорости детонации приводит к четырехкратному увеличению давления P_D . Подставляя формулы для P_c и P_D в (8) найдем радиус заряда контурной скважины.

Подставляя выражения для давления продуктов детонации P_D и предельного давления на стенки контурной скважины P_c , можно получить аналитическую зависимость для радиуса заряда r_3 в контурной скважине:

$$r_3 = 1,75 \frac{(\rho_o c^2)^{\frac{1}{2}}}{(\rho_{ВВ} D^2)^{\frac{1}{8}} \sigma_{сж}^{\frac{1}{4}}} r_c, \quad (10)$$

или

$$r_s = 1,75 \frac{(\rho_o c^2)^{\frac{1}{3}} (\rho_o c^2)^{\frac{1}{4}}}{(\rho_{BB} D^2)^{\frac{1}{3}} \sigma_{сж}^{\frac{1}{4}}} r_c, \quad (11)$$

В выражении (11) содержатся множители, учитывающие акустическую жесткость породы относительно ВВ и коэффициент динамичности среды, которые играют ключевую роль в перераспределении энергии взрыва и формировании остаточных напряжений.

Второй множитель в выражении (11) представляет собой кубический корень из отношения акустических жесткостей горной породы и ВВ, который можно записать следующим образом:

$$\left(\frac{Z_m}{Z_{BB}} \right)^{\frac{1}{3}}, \quad (12)$$

где $Z_m = \rho_m c_m$ – акустическая жесткость горной породы (зависящая от её плотности ρ_m и скорости распространения продольных волн c_m);

$Z_{BB} = \rho_{BB} D$ – акустическая жесткость ВВ (определяемая плотностью ВВ ρ_{BB} и скоростью детонации D).

Чем больше отношение Z_m / Z_{BB} , тем хуже передача энергии взрыва в массив.

В этом случае большая часть энергии остается в продуктах детонации, что требует увеличения радиуса заряда для компенсации недостатка передачи энергии в породу.

В породах с высокой акустической жесткостью (граниты, кварциты) взрывные волны плохо передаются, поэтому радиус заряда должен быть больше для обеспечения эффективного разрушения. В слабых породах (известняки, песчаники) Z_m / Z_{BB} меньше, что способствует более эффективному проникновению энергии в массив, позволяя уменьшить радиус заряда.

Учитывая вышеизложенное, диаметр заряда контурной скважины определится из зависимости:

$$d_s = 1,75 \frac{(\rho_o c^2)^{\frac{1}{3}} (\rho_o c^2)^{\frac{1}{4}}}{(\rho_{BB} D^2)^{\frac{1}{3}} \sigma_{сж}^{\frac{1}{4}}} d_{ш}, \text{ м.} \quad (13)$$

На рис. 1-5 показаны факторы, влияющие на изменение диаметра контурного заряда при взрывных работах.

Таким образом, оптимизация диаметра контурной скважины на основе комплексного учета свойств породы и характеристик ВВ позволяет максимизировать эффективность разрушения, минимизировать остаточные напряжения в массиве и повысить устойчивость бортов карьера, что важно для безопасности и экономической эффективности горных работ.

Проведенный анализ работ [3-9] позволил установить, что линейная масса заряда q_L изменяется в зависимости от следующих параметров:

- радиус скважинного заряда r_s . Определяет концентрацию энергии в массиве. С увеличением r_s возрастает линейная масса заряда, но при этом требуется корректировка плотности заряжения для предотвращения избыточного разрушения;

- предел прочности горных пород на сжатие $\sigma_{сж}$. Чем прочнее массив, тем выше его сопротивляемость взрывной нагрузке, что требует увеличения массы заряда для достижения заданного уровня дробления. В плотных и массивных породах линейная масса заряда должна быть выше, чем в трещиноватых и слабых породах;
- скорость детонации промышленных ВВ D влияет на интенсивность высвобождения энергии. Для высокоскоростных ВВ требуется уменьшение линейной массы, чтобы избежать избыточного динамического воздействия;

- плотность ВВ $\rho_{вв}$. Определяет энергетическую емкость заряда. При увеличении плотности ВВ можно снижать линейную массу заряда, сохраняя необходимый уровень разрушения;
- скорость продольной волны в горной породе $v_{п.в.}$ определяет способность массива передавать взрывную волну. В породах с

высокой $v_{п.в.}$ ударное воздействие распространяется эффективнее, что позволяет оптимизировать линейную массу заряда;

- плотность взрывающей горной породы ρ_m . Чем выше ρ_m , тем больше энергии требуется для дробления массива. В плотных породах линейная масса контурного заряда должна быть выше, чем в рыхлых и пористых.

На основании анализа зависимостей [9] установлена обобщенная закономерность, описываемая следующей функцией:

$$q_L = f(r_s, \sigma_{сж}, D, \rho_{BB}, v_{п.в.}, \rho_m). \quad (14)$$

Данная зависимость позволяет адаптировать параметры контурного взрывания к различным горно-геологическим условиям, обеспечивая контролируемое разрушение массива и защиту законтурных пород.

Оптимизация линейной массы заряда позволяет снизить динамическое воздействие на предельный контур, исключая нежелательное разрушение массива. Корректировка параметров БВР в зависимости от свойств породы и ВВ обеспечивает максимальную эффективность дробления. Контроль за остаточными напряжениями в массиве предотвращает появление разрушительных сейсмических эффектов и вторичных деформаций. Экономическая эффективность – снижение расхода ВВ за счет точного подбора линейной массы заряда без потери качества дробления.

Обобщенная закономерность изменения линейной массы контурного заряда в зависимости от радиуса скважинного заряда, механических характеристик пород и параметров ВВ позволяет разработать оптимальные режимы контурного взрывания, минимизировать разрушение законтурных пород и повысить устойчивость бортов карьера.

Линейная масса заряда контурной скважины определяется по формуле:

$$q_L = \pi r_s^2 \rho_{BB}. \quad (15)$$

Преобразуя данное выражение, получим:

$$q_L = 9,6 \left(\frac{\rho_o c^2}{\rho_{BB} D} \right)^{\frac{2}{3}} \left(\frac{\rho_o c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{2}} r_c^2 \rho_{BB} \quad (16)$$

На рис. 6-11 представлены факторы, влияющие на изменение линейной массы контурного заряда при взрывных работах.

При взрывном разрушении горных пород в результате детонации заряда в скважине формируется сложное напряженное состояние массива, где тангенциальные напряжения (σ_θ) играют ключевую роль в процессе деформирования и разрушения породы. Величина тангенциальных напряжений вблизи скважины радиусом r_s в зависимости от расстояния r от оси скважины, определяется по формуле:

$$\sigma_\theta = P \left(\frac{r_c}{r} \right)^2 \quad (17)$$

где σ_θ – тангенциальное напряжение в породе, Па;

P – давление продуктов детонации на стенки скважины, Па;

r_c – радиус взрывной скважины, м;

r – текущее расстояние от центра скважины, м.

По мере удаления от центра скважины тангенциальные напряжения быстро уменьшаются, что объясняется диссипацией энергии взрыва в массиве. Вблизи стенок скважины ($r \approx r_c$) напряжения максимальны, что инициирует первичное разрушение породы.

При увеличении диаметра скважины величина σ_θ возрастает, т.к. большее количество энергии высвобождается в массиве.

Это требует коррекции параметров буровзрывных работ, чтобы предотвратить избыточное разрушение.

Чем выше давление P , тем интенсивнее взрывное воздействие и выше напряжения в массиве. Для высокоскоростных ВВ P выше, что требует уменьшения заряда или применения разнесенных схем взрывания.

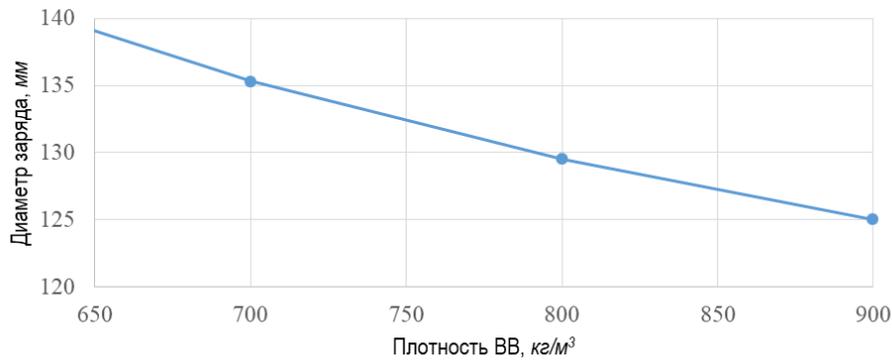


Рис. 1. Влияние плотности ВВ на изменение диаметра контурного заряда

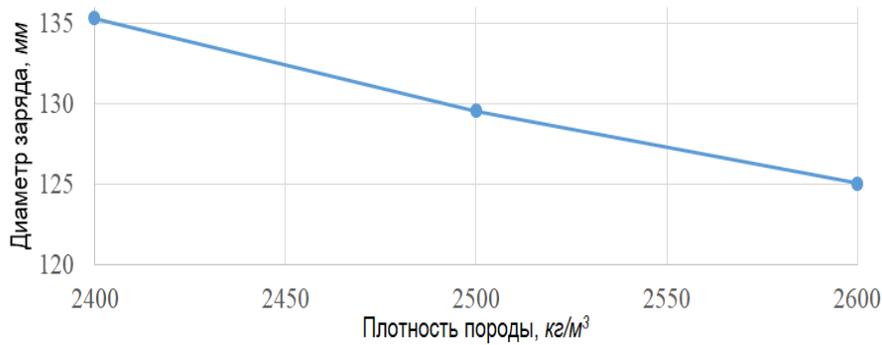


Рис. 2. Зависимость диаметра контурного заряда от плотности горных пород

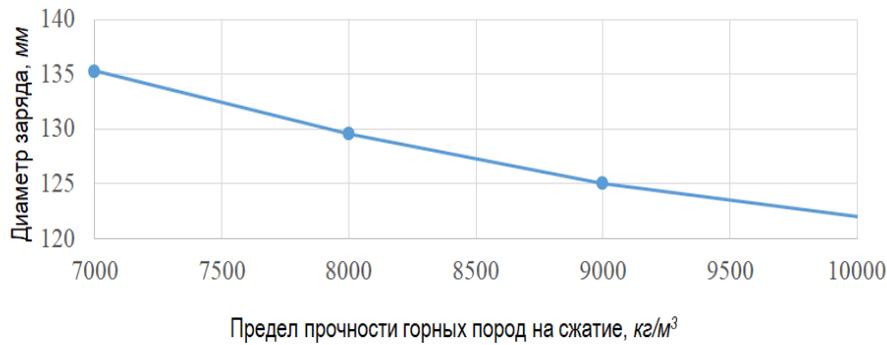


Рис. 3. Влияние предела прочности горных пород на сжатие на диаметр контурного заряда

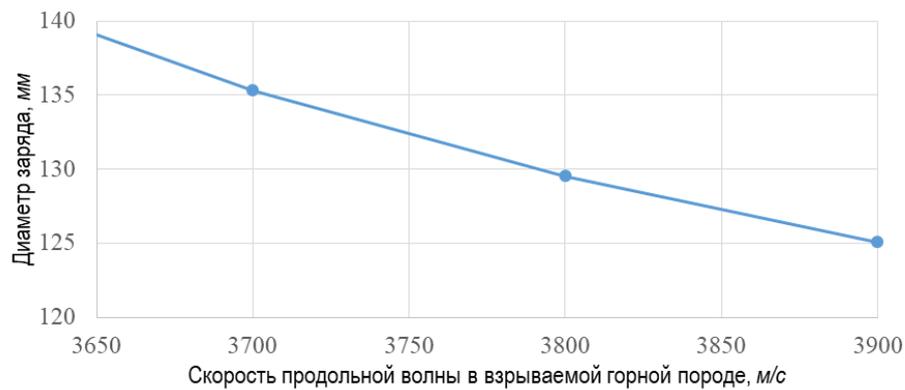


Рис. 4. Влияние скорости продольной волны в горной породе на диаметр контурного заряда

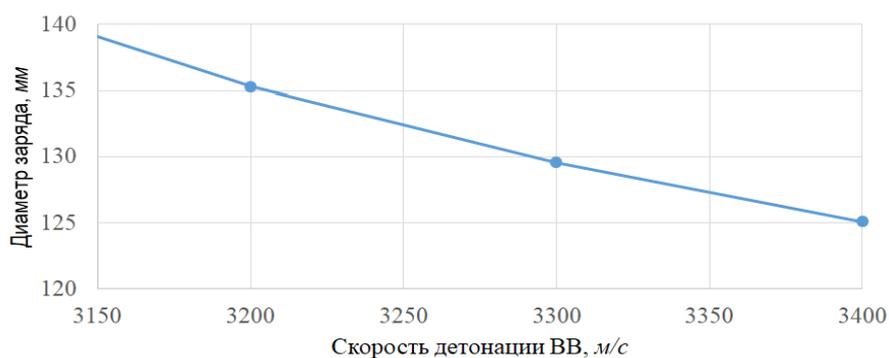


Рис. 5. Влияние скорости детонации ВВ на изменение диаметра контурного заряда

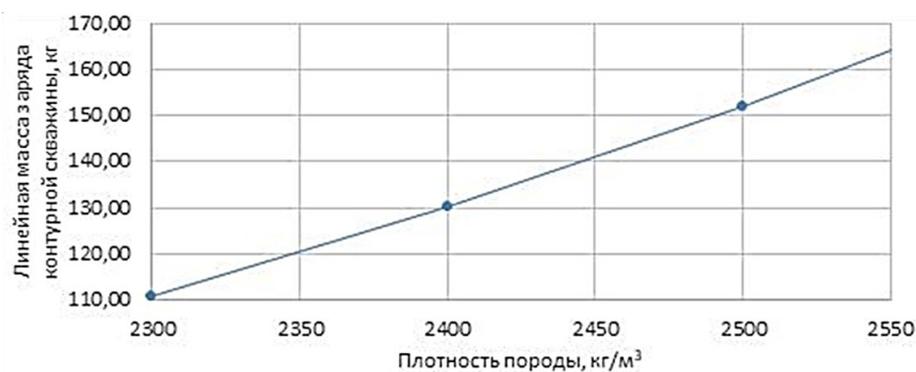


Рис. 6. Влияние плотности горных пород на изменение линейной массы заряда контурной скважины

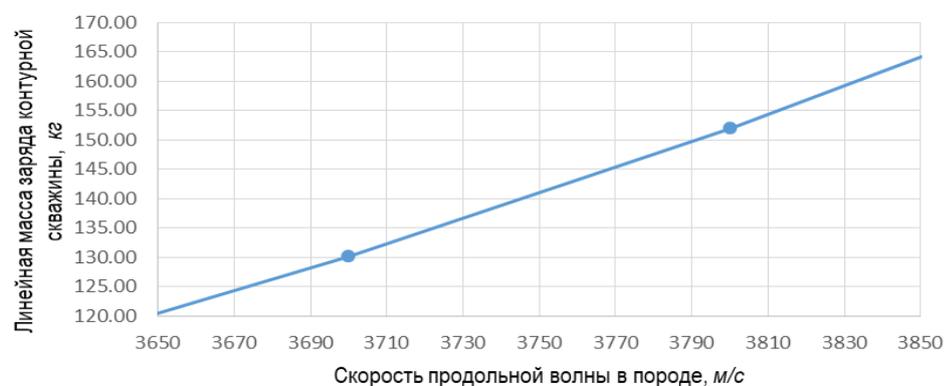


Рис. 7. Влияние скорости продольной волны в горной породе на изменение линейной массы контурного заряда

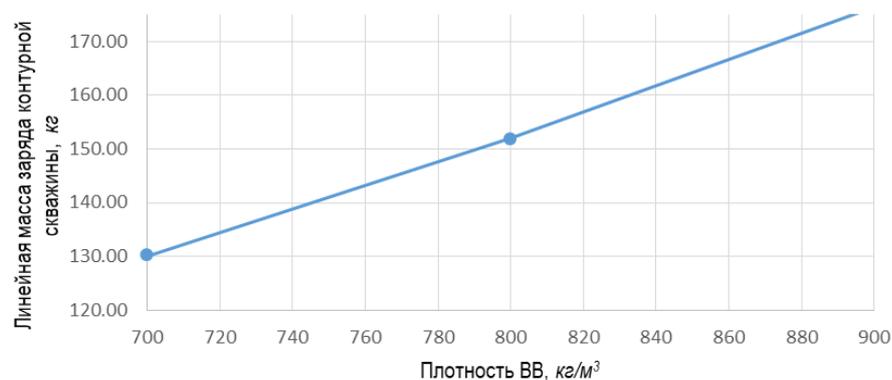


Рис. 8. Влияние плотности взрывчатого вещества на изменение линейной массы контурного заряда



Рис. 9. Влияние скорости детонации промышленных ВВ на изменение линейной массы контурного заряда

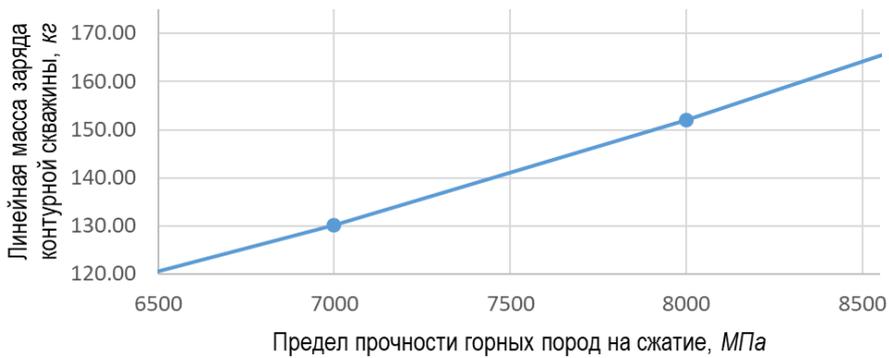


Рис. 10. Влияние предела прочности горных пород на сжатие на изменение линейной массы контурного заряда

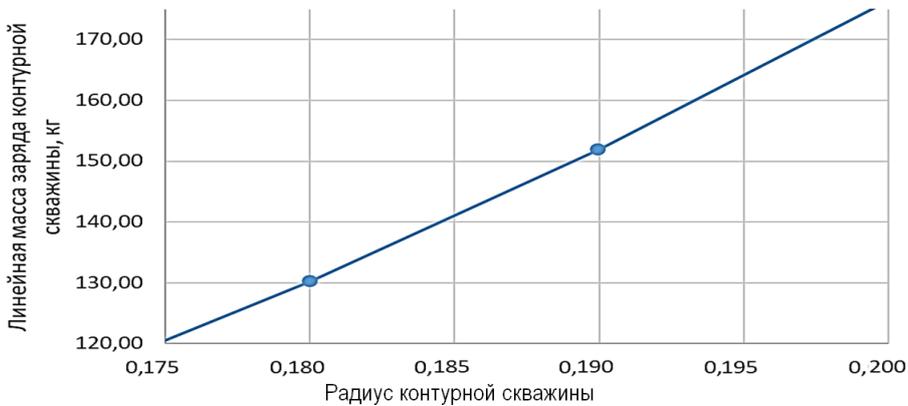


Рис. 11. Влияние радиуса контурной скважины на изменение линейной массы контурного заряда



Рис. 12. Влияние плотности взрывааемых горных пород на изменение расстояния между контурными скважинами

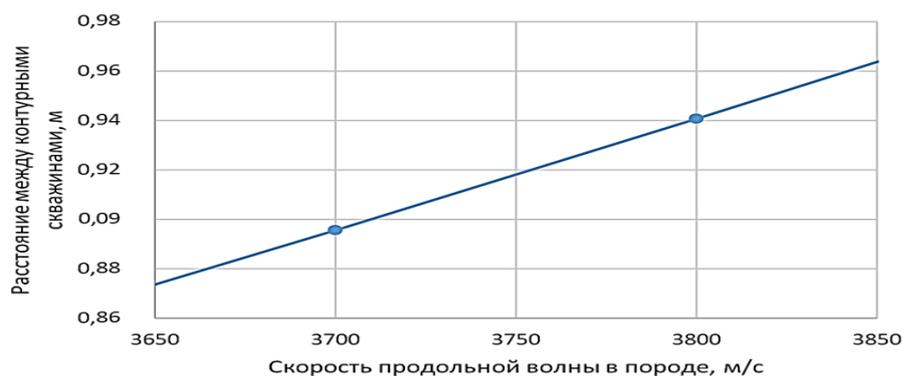


Рис. 13. Влияние скорости продольной волны в горной породе на изменение расстояния между контурными скважинами

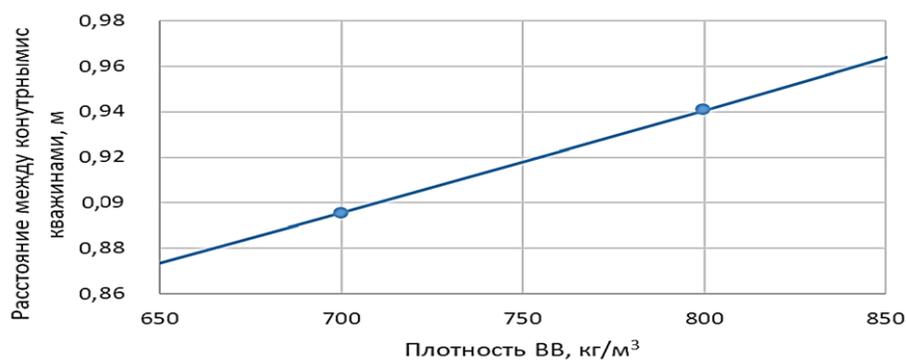


Рис. 14. Влияние плотности промышленных ВВ на изменение расстояния между контурными скважинами

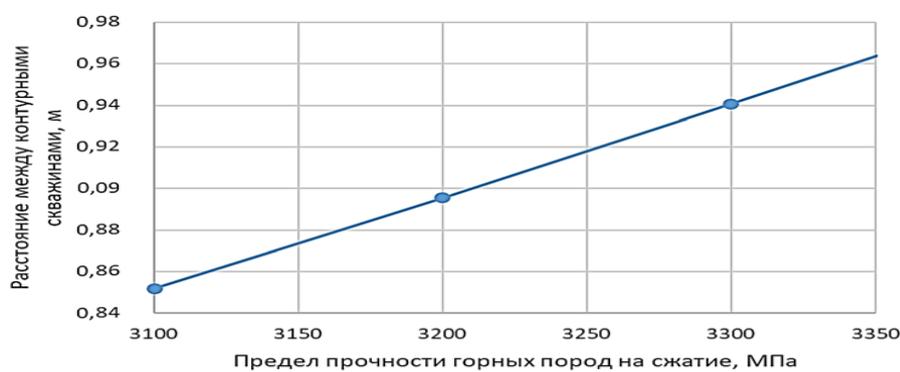


Рис. 15. Влияние предела прочности горных пород на сжатие на изменение расстояния между контурными скважинами

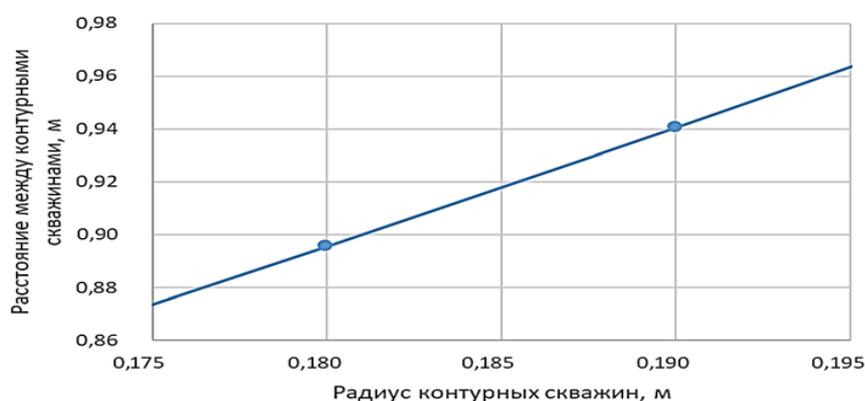


Рис. 16. Влияние радиуса контурных скважин на изменение расстояния между ними

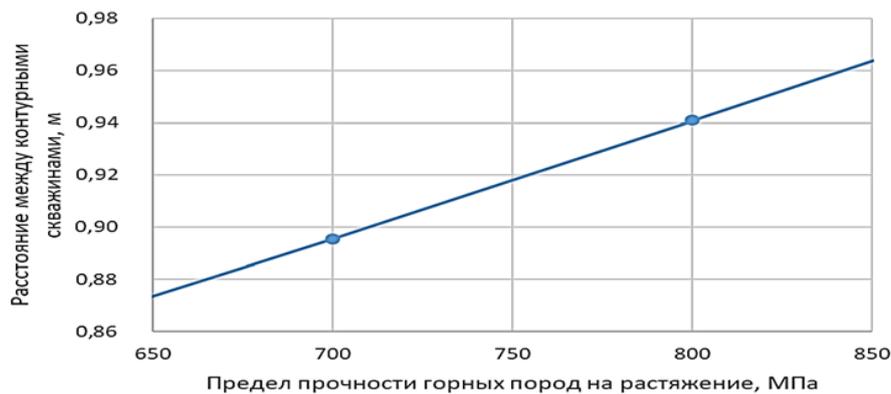


Рис. 17. Влияние предела прочности горных пород на растяжение на изменение расстояния между контурными скважинами

Формула (17) описывает закономерность изменения тангенциальных напряжений в массиве при взрыве заряда в скважине.

Учитывая условие ограничения напряжений на стенках контурной скважины:

$$\sigma_{\theta} = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{4}} \left(\frac{r_c}{r} \right)^2 \quad (18)$$

Трещинообразование происходит, если в точке, расположенной на половине расстояния между соседними скважинами

$$\left(r = \frac{a}{2} \right)$$

тангенциальные напряжения σ_{θ} достигают или превышают половину предела прочности породы на растяжение σ_p , что выражается следующим условием:

$$\sigma_{\theta} = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{4}} \left(\frac{2r_c}{a} \right)^2 \quad (19)$$

где σ_{θ} – тангенциальное напряжение в массиве, Па;

σ_p – предел прочности породы на растяжение, Па;

a – расстояние между соседними контурными скважинами, м;

Если напряжение σ_{θ} в зоне между контурными скважинами превышает критическое значение, происходит инициация трещины, распространяющейся в сторону соседней скважины. В противном случае массив сохраняет целостность, что может ухудшить каче-

ство контурного взрывания. В слабых и трещиноватых породах σ_p ниже, что способствует быстрому образованию трещин даже при умеренных напряжениях. В плотных и монолитных породах необходимо создавать более высокие тангенциальные напряжения для трещинообразования.

Расстояние между контурными скважинами при методе предварительного щелеобразования определится из зависимости:

$$a = 1,41 d_c \sqrt[8]{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{8}}} \quad (20)$$

На рис. 12-17 представлены факторы, влияющие на изменение расстояния между контурными скважинами при взрывных работах.

Таким образом, проведенные исследования показали, что эффективная оптимизация параметров контурного взрывания – таких как диаметр и линейная масса заряда, а также расстояние между контурными скважинами – требует комплексного учёта физических и механических свойств горных пород и характеристик ВВ.

Установленные зависимости позволяют целенаправленно управлять процессом разрушения массива, минимизировать остаточные напряжения, ограничить зону воздействия и обеспечить формирование устойчивого предельного контура, что способствует повышению безопасности, устойчивости бортов карьера и общей эффективности БВР при разработке месторождений.

Библиографический список:

- Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург. – № 1, 2016. – С. 34-39.
- Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Применение метода физического моделирования при экспериментальных измерениях волн напряжений при взрыве разнопрочных горных пород // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2009. – № 2. – С. 51-55.
- Бибик И.П., Заиров Ш.Ш., Очилов Ш.А., Норинов С.С., Раимкулова С.М., Караманов А.Н. Основные тенденции развития методов ведения буровзрывных работ на глубоких карьерах // Международная научно-практическая конференция «Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики». – Алматы, 14-15 марта 2024. – С. 157-160.
- Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Совершенствование взрывных работ при контурном взрывании в обводненных породах на карьерах // Материалы научно-практической конференции «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли». – Навои, 21 октября 2011 г. – С. 59-61.
- Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Кариев Ж.Х., Мустафаев М.М. Управление процессом разрушения горных пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов на карьерах // Материалы VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». – Навои, 14-16 мая 2013. – С. 58.
- Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании // Сборник научных статей республиканской научно-практической конференции на тему: «Современные проблемы рационального недропользования». – Ташкент, 26 сентября 2013. – С. 64-66.
- Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Теоретические исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – № 3. – С. 23-30.
- Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш., Шарипов Л.О., Эргашев Н.Х. Управление состоянием массива горных пород для обеспечения устойчивости бортов карьеров // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2024. – № 4. – С. 54-58.
- Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Методика исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера. – Навои, 2015. – 50 с.

OPTIMIZATION OF CONTOUR BLASTING PARAMETERS TO REDUCE RESIDUAL DEFORMATIONS AND INCREASE SLOPE STABILITY IN OPEN-PIT MINES

¹Zairov Sh.Sh., Head of the Sector of Scientific Research, Innovations, and Training of Scientific and Pedagogical Personnel, Doctor of Technical Sciences, Professor. E-mail: sheer-z@mail.ru

²Ergashev N.H., Deputy Head of the Technical Department of the Auminzo-Amantoy Mine, Central Ore Administration.

³Isaev E.A., Chief Mining Engineer.

⁴Safarova M.D., PhD student at the Department of Mining Engineering.

¹Almalyk Branch of the National University of Science and Technology «MISIS». Almalyk, Uzbekistan.

²JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Uzbekistan.

³LLC «Ahangarancement». Ahangaran, Uzbekistan.

⁴Navoi Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan.

The article examines the key relationships between contour blasting parameters and the physico-mechanical properties of rocks and explosives. The influence of density, strength characteristics of the rock mass, longitudinal wave velocity, and explosive parameters on borehole diameter, linear charge weight, and spacing between contour holes is analyzed. Generalized dependencies are established, enabling the optimization of blasting parameters to improve slope stability, minimize residual stresses, and reduce damage to the rock beyond the contour. The results of the study aim to enhance the efficiency and safety of blasting operations under open-pit mining conditions.

Keywords: contour blasting, borehole diameter, linear charge weight, spacing between boreholes, explosive density, detonation velocity, rock strength, longitudinal wave velocity, parameter optimization, energy concentration, pit slope stability, residual stress, rock mass destruction, mining safety, economic efficiency, off-contour rocks, borehole charge radius, blast wave, drilling and blasting operations, physico-mechanical properties.

Bibliographic list:

1. Norov Yu.D., Bibik I.P., Zayirov Sh.Sh. Management of effective parameters of blasting operations according to the criterion of the quality of blasted rock mass // Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal. – Yekaterinburg. – No. 1, 2016, pp. 34-39.
2. Bibik I.P., Zayirov Sh.Sh. Application of the physical modeling method in experimental measurements of stress waves during the explosion of heterogeneous rock masses // Gornyy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2009. – No. 2, pp. 51-55.
3. Bibik I.P., Zayirov Sh.Sh., Ochilov Sh.A., Norinov S.S., Raimkulova S.M., Karamanov A.N. Main trends in the development of methods for conducting blasting operations at deep quarries // International scientific and practical conference «Resource-saving technologies in the mineral-industrial mega-complex in the conditions of sustainable economic development». – Almaty, March 14-15, 2024, pp. 157-160.
4. Norov Yu.D., Zayirov Sh.Sh., Nutfullaev G.S. Improvement of blasting operations in contour blasting of water-saturated rocks at quarries // Materials of the scientific and practical conference «Innovative technologies in the mining and metallurgical industry». – Navoi, October 21, 2011, pp. 59-61.
5. Norov Yu.D., Zayirov Sh.Sh., Karsheev Zh.Kh., Mustafaev M.M. Management of the rock destruction process during contour blasting to obtain stable bench slopes in quarries // Materials of the VI International scientific and technical conference on the topic: «Modern techniques and technologies of the mining and metallurgical industry and ways of their development». – Navoi, May 14-16, 2013. – 58 p.
6. Norov Yu.D., Zayirov Sh.Sh., Urinov Sh.R. Development of a methodology for calculating the effective parameters of borehole charges of explosives in contour blasting // Collection of scientific articles of the republican scientific and practical conference on the topic: «Modern problems of rational subsoil use». – Tashkent, September 26, 2013, pp. 64-66.
7. Norov Yu.D., Zayirov Sh.Sh. Theoretical studies on the action of explosions of contour borehole charges of explosives in the near-contour zone of the quarry // Gornyy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2015. – No. 3, pp. 23-30.
8. Nasirov U.F., Zayirov Sh.Sh., Sharipov L.O., Ergashov N.Kh. Management of the rock mass state to ensure the stability of quarry slopes // Gornyy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2024. – No. 4, pp. 54-58.
9. Norov Yu.D., Zayirov Sh.Sh. Methodology for studying the action of explosions of contour borehole charges of explosives in the near-contour zone of the quarry. – Navoi, 2015. – 50 p.

HT-250-01; HT-250 M

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
ТОКАРНЫЙ СТАНОК



АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

УМЕНЬШЕНИЕ ПЫЛЕВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВКЕ ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРАХТАЙСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ



Косимов М.О.,
доцент кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ «МИСИС»,
к.э.н.



Кобилев Ш.Б.,
и. о. доцента кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ «МИСИС»,
PhD



Мирзалиев Н.Н.,
инженер-проектировщик
ООО «O'zGEORANGMETLITI»



Мирзалиева М.М.,
инженер по НИР
АФ НИТУ «МИСИС»

Maqolada Qoraxtoy konida tog' jinlarini tashishda chang ajralishini kamaytirish usullari tahlil qilinadi, yuqori changlilik atrof-muhitga va mehnat sharoitlariga salbiy ta'sir ko'rsatadi. Tadqiqot an'anaviy usullar (suv bilan sug'orish, tuz eritmalari) va innovatsion usullar (polimer modifikatorlar, masalan, «Akropol GSA»)ni solishtiradi, ularning afzalliklarini aniqlaydi: yangi usullar changni 80 % ga pasaytiradi, yo'llarning eskirishini minimallashtiradi va uzoq muddatli samara beradi. Mualliflar kompleks yondashuvning zarurligini ta'kidlaydi, bunda transport yo'llarini optimallashtirish, muntazam ishlov berish va zamonaviy reagentlardan foydalanish kiradi, bu sharoitlari o'xshash boshqa konlarga ham qo'llanilishi mumkin.

Kalit so'zlar: changni bosish, chang darajasi, tog'-kon ishlari, tashish, modifikator, ekologik xavfsizlik, samaradorlik.

В статье анализируются методы снижения пылевыделения при транспортировке горной массы на Карахтайском месторождении, где высокая запылённость негативно влияет на экологию и условия труда. Исследование сравнивает традиционные способы (полив водой, солевые растворы) с инновационными (полимерные модификаторы, например, «Акропол ГСА»), выявляя их преимущества: последние обеспечивают снижение пыли на 80 % с более длительным эффектом, минимизируя износ дорог. Авторы подчеркивают необходимость комплексного подхода, включающего оптимизацию маршрутов, регулярную обработку и внедрение современных реагентов, что может быть применено и на других месторождениях со схожими условиями.

Ключевые слова: пылеподавление, запылённость, горные работы, транспортировка, модификатор, экологическая безопасность, эффективность.

Процесс транспортировки горной массы сопровождается значительным выделением пыли, что создает экологические риски и ухудшает условия труда.

Эффективное управление процессами пылеподавления является одной из ключевых задач при добыче и транспортировке горной массы на открытых горных разработках. Пыль, образующаяся в процессе транспортировки, не только ухудшает условия труда работников, но и отрицательно сказывается на окружающей среде, загрязняя воздух и почвы. В связи с этим разработка и внедрение эффективных методов уменьшения пылеобразования при транспортировке горной массы является важным этапом в повышении экологической и промышленной безопасности.

Актуальность данной работы заключается в решении ключевой проблемы пылеобразования на Карахтайском месторождении, что важно с точки зрения экологии, экономической эффективности и социального воздействия на окружающий мир.

Внедрение эффективных технологий пылеподавления позволяет снизить вредное влияние на окружающую среду, улучшить условия труда и минимизировать затраты, соответствуя принципам устойчивого развития.

Учитывая сложные геолого-гидрогеологические условия месторождения, предлагаемые методы обладают высокой практической значимостью и могут быть применены в аналогичных проектах. Исследование вносит вклад в развитие строительной индустрии и ведения горных работ на месторождениях открытой разработки, обеспечивая техническую и экологическую оптимизацию производственных процессов.

Месторождение «Карахтай» расположено на южных склонах Чаткальского хребта, составляющих сырьевую базу ООО «Ахангаранцемент», как карбонатный компонент при производстве портландцемента.

В административном отношении месторождение известняков «Карахтай» расположено в пределах Ахангаранского района Ташкентской области Республики Узбекистан, в 75 км юго-восточнее г. Ташкента и в 10 км северо-восточнее г. Ахангаран. Ближайшая железнодорожная станция Ахангаран железной дороги Ташкент-Ангрен расположена в 10 км к югу от месторождения. В 20 км к юго-западу от г. Ахангаран расположен г. Алмалык – крупный горнодобывающий и промышленный узел.

Карахтайское месторождение известняков представлено пятью участками (рис. 1).

Рассмотрим мировую практику борьбы с пылью.

Одним из ключевых факторов, способствующих значительным выбросам пыли, является транспортировка горной массы с использованием автосамосвалов. Для минимизации пылеобразования применяются как базовые, так и дополнительные меры пылеподавления:

- регулирование интервалов движения между транспортными средствами для предотвращения турбулентного подъема пыли;
- смачивание или связывание пыли в верхнем слое дорожного покрытия с использованием различных химических добавок, которые способствуют удержанию мелкодисперсных частиц;
- снижение скорости движения автотранспортных средств, что уменьшает механическое воздействие на дорожное покрытие и снижает уровень поднятой пыли;

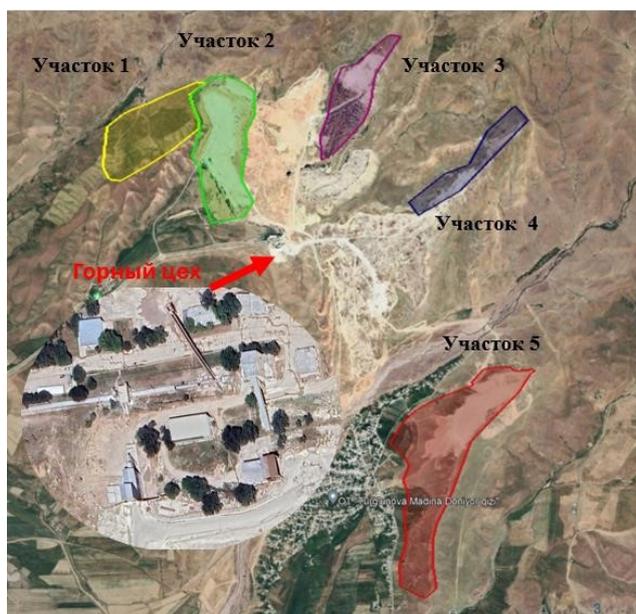


Рис. 1. Обзорная административная карта района работ

– удаление изношенного слоя покрытия с помощью машин, оснащенных аспирационными системами, которые эффективно собирают частицы размером до 5 мм. Этот метод нашёл широкое применение в карьерах строительных материалов в таких странах, как Швеция и Финляндия, но в угольной промышленности используется реже;

– снижение уровня пыли из кузова самосвалов путём их накрытия защитными кожухами или уменьшения площади открытой поверхности пылящего груза.

Перед применением пылеподавляющих средств важно провести тщательную подготовку автомобильной дороги. Для этого используются такие машины, как:

- грейдеры для выравнивания поверхности;
- катки для уплотнения дорожного покрытия;
- автоцистерны для распыления воды с добавлением пылеподавляющих веществ, которые увлажняют поверхность дороги, создавая слой, препятствующий пылеобразованию.

Комплексный подход к подготовке и применению пылеподавляющих мероприятий позволяет существенно снизить уровень загрязнения воздуха, улучшить условия труда и минимизировать негативное воздействие на окружающую среду. Работы проводятся в сухую погоду, предварительно полностью устраняя дефекты дорожного покрытия, т.е. все неровности и выбоины должны быть заделаны. С дороги удаляются крупные частицы, не подходящие для дорожного покрытия. Дорога должна иметь уклон, чтобы вода могла стекать и не образовывались застойные зоны, которые могут повредить покрытие. После подготовки дорожного покрытия применяются пылеподавляющие средства. На время обработки дороги движение транспорта запрещено. Процесс обработки занимает до 24 ч в зависимости от используемого объёма средств [1].

Полив автодорог водой снижает концентрацию пыли в кабине транспорта в 2-2,5 раза [2].

Однако через 30 мин эффективность увлажнения снижается до 30-40 %, что подтверждают исследования НИИОГР [3].

Интересные результаты получены в США на угольных разрезах в Северной Дакоте [4]. При нанесении 0,6 л воды на 1 м² концентрация пыли в воздухе уменьшалась на 95 % в первые 30 мин.

В другом эксперименте при расходе 2,1 л/м² уровень загрязнения снижался на 74 % через 3-4 ч.

Эффективность увлажнения зависит от типа дорожного покрытия, интенсивности движения и погодных условий. Например, если дорогу увлажнять каждый час, запылённость сокращается на 40 %, а при поливе каждые 30 мин – на 55 % [5].

Таким образом, применение вышеуказанных пылеподавляющих мер, особенно с учётом регулярности увлажнения, значительно снижает пылевую нагрузку на окружающую среду.

Использование воды для борьбы с пылью на автодорогах является лишь краткосрочным решением и не обеспечивает долговременного эффекта. Регулярный полив водой приводит к ряду отрицательных последствий, таких как:

- разрушение дорожного покрытия, что сокращает его срок службы в целом;
- ускоренный износ транспортных средств из-за контакта с увлажненной и загрязненной поверхностью автомобильной дороги;
- увеличение тормозного пути автомобилей, что повышает риск аварийных ситуаций, а также снижение скорости движения транспорта, что уменьшает эффективность перевозок.

Все это приводит к дополнительному росту затрат предприятия на восстановительные работы и ремонт дорожной инфраструктуры и техники [6].

В районах с высокой относительной влажностью воздуха (60-65 % и выше) эффективным решением является применение гигроскопических солей для пылеподавления. Эти вещества способны поглощать влагу из окружающего воздуха, создавая защитный слой, который предотвращает образование пыли [7]. Однако при низкой влажности гигроскопические соли теряют свои свойства, что делает их менее эффективными. Это требует частой обработки дорог, особенно в жаркую и сухую погоду.

Кроме того, во время дождей соли вымываются с поверхности дорог, вызывая коррозию металлических элементов транспортных средств. Для снижения этого негативного эффекта требуется добавление ингибиторов коррозии, что значительно увеличивает общие расходы на пылеподавление.

Таким образом, выбор средств борьбы с пылью должен учитывать климатические условия, чтобы обеспечить максимальную эффективность и минимизировать производственные издержки.

Для пылеподавления также активно применяются полимерные добавки, эффективность которых изучена лишь частично. Однако результаты отдельных исследований позволяют сделать выводы об их полезности:

- в одном эксперименте, проведённом на производственном объекте, концентрация пыли через 4 недели после обработки полимером снизилась на 74-81 %. Тем не менее, спустя 5 недель снижение составило всего 3-14 %, что свидетельствует о постепенном уменьшении эффективности со временем;

- в другом исследовании, проведённом на общественной грунтовой дороге, полимерные добавки продемонстрировали эффективность на уровне 94-100 % в течение первой недели после обработки. Однако через 11 месяцев эти показатели упали до 37-65 %, что также указывает на постепенное снижение долговечности [8].

Полимерные добавки имеют ряд ключевых преимуществ:

- они не способствуют коррозии металлических поверхностей транспорта или инфраструктуры;
- не обладают токсическими свойствами, что делает их безопасными для окружающей среды;
- обеспечивают долговременное снижение уровня пыли при благоприятных условиях.

Анализ проблемы и проведённые работы по решению данной проблемы.

Оценка и расчёт выбросов от неорганизованных источников на месторождении «Карахтай» осуществлялся с использованием расчётных (расчётно-аналитических) методов [9]. Результаты расчётов приведены в табл. 1 и 2.

На Карахтайском месторождении в настоящее время существует одна поливомоечная машина на базе «КрАЗ-63221» с цистерной вместимостью 10 т, которая используется для пылеподавления на дорожных участках.

Данная поливомоечная машина разделяет весь участок дороги на четыре части (рис. 2), каждая из которых поливается отдельным проездом. Машина выходит в смену на 7-8 ходок, чтобы полностью охватить всю требуемую площадь.

Протяженность всей дороги, требующей полива, составляет 8,5 км, а ширина дороги для полива 6 м.

Общая площадь, подлежащая поливу, достигает 51000 м², что требует значительных усилий для эффективного и равномерного распределения воды по поверхности.

Нормативный расход воды на пылеподавление определяется из расчёта 0,5 л на 1 м². Площадь дороги и промплощадки, подлежащая поливу, составляет около 51000 м², при повторном поливе 102000 м² в смену.

При частоте полива 180 дней в год (с учётом дождливых дней), расход воды на пылеподавление составит 102 м³/сут или 18360 м³/год. Таким образом, данная машина выполняет свою задачу, но при таком объёме работ и ограниченных ресурсах возникает необходимость в повышении эффективности пылеподавления.

Проблема, с которыми сталкивается Карахтайское месторождение, является ограниченная мощность текущего оборудования. Поливомоечная машина на базе «КрАЗ-63221», хоть и выполняет свою функцию, работает с некоторыми ограничениями по времени и объёму, что может приводить к недостаточному поливу в условиях высокой интенсивности работы и перевозки горной массы. Здесь важным является необходимость повышения частоты полива и использования дополнительных средств для оптимизации расхода воды.

Решение вопроса.

Учитывая климатические условия и интенсивность работы на месторождении, важно внедрить современные методы пылеподавления, которые обеспечивают длительный эффект при минимальных затратах воды и ресурсов.

Одним из наиболее перспективных решений является применение модификаторов пыли «Акропол ГСА», которые обладают способностью связывать частицы пыли, образуя прочный защитный слой на поверхности автодорог.

«Акропол ГСА» представляет собой концентрированный жидкий однокомпонентный модификатор, готовый к использованию, предназначенный для долговременного подавления пыли на различных типах природных и техногенных грунтов. После обработки продолжает эффективно абсорбировать вновь появляющуюся пыль.

Антипылевой эффект проявляется в течение нескольких минут после обработки и сохраняется в течение 12 месяцев.

Достоинства применения модификатора «Акропол ГСА»:

- не имеет цвета и запаха;
- не содержит масел, нефтепродуктов;
- не содержит растворителей, а также не токсичен;
- не влияет на рост живых организмов и растений;
- не образует пены при нанесении методом полива или распыления;
- не снижает коэффициент сцепления колес с дорогой;
- не способствует коррозии металлических деталей;
- не образует пленку на обработанной поверхности;
- не препятствует диффузии водяных паров;
- негорючий, пожаро- и взрывобезопасен;
- связывает пыль с размером частиц от 2 мкм.

Для эффективного пылеподавления на Карахтайском месторождении предлагается использовать раствор, состоящий из 3,5 % жидкости «Акропол ГСА» и 96,5 % технической воды. После смешивания раствора можно приступать к поливу дорог.

Таблица 1

Количественная характеристика пылевыделения участка 5

Наименование	Количество часов	Отработка	г/с	т/год
Автосамосвал	6600	известняк/ мергель	40,27	956,8
Автосамосвал	6600	известняк/ мергель	40,02	950,3
Автосамосвал	6600	известняк/ мергель	40,1	951,5
Автосамосвал	6600	известняк/ мергель	40,08	951,4
Автосамосвал	6600	вскрыша	8,78	209,77
Автосамосвал	6600	вскрыша	8,86	210,58
Экскаватор	6600	известняк/ мергель	0,18	4,03
Экскаватор	6600	вскрыша	0,21	5,05
Погрузчик	6912	известняк/ мергель	0,05	1,24
Бур. станки	2835	–	0,0044	0,046
Бульдозер	6160	–	0,08	1,7
Камнедробилка	6912	известняк	0,035	0,79
Отвал	8760	вскрыша	0,217	5,34
Отвал	8760	мергель	0,35	8,61
Всего:			179,236	4257,156

Таблица 2

Количественная характеристика пылевыделения участка 2

Наименование	Количество часов	Отработка	г/с	т/год
Автосамосвал	3520/3080	вскрыша + известняк	34,11	390,851
Автосамосвал	3520/3080	вскрыша + известняк	34,007	389,748
Автосамосвал	3520/3080	вскрыша + известняк	33,57	384,68
Экскаватор	3520/3080	вскрыша + известняк	0,141	3,35
Бульдозер	6160	–	0,1	2,36
Бур. станки	1728	–	0,0022	0,013
Отвал	8760	вскрыша	0,86	19,81
Отвал	8760	мергель	0,63	15,24
Всего:			103,42	1206,05



Рис. 2. Участки поливной дороги

Таблица 3
Количественная характеристика пылевыведения участка 5 после применения модификатора

Наименование	Количество часов	Отработка	г/с	т/год
Автосамосвал	6600	известняк/мергель	8,054	191,36
Автосамосвал	6600	известняк/мергель	8,004	190,06
Автосамосвал	6600	известняк/мергель	8,02	190,3
Автосамосвал	6600	известняк/мергель	8,016	190,28
Автосамосвал	6600	вскрыша	1,756	41,954
Автосамосвал	6600	вскрыша	1,772	42,116
Экскаватор	6600	известняк/мергель	0,18	4,03
Экскаватор	6600	вскрыша	0,21	5,05
Погрузчик	6912	известняк/мергель	0,05	1,24
Бур. станки	2835	–	0,0044	0,046
Бульдозер	6160	–	0,08	1,7
Камнедробилка	6912	известняк	0,035	0,79
Отвал	8760	вскрыша	0,217	5,34
Отвал	8760	мергель	0,35	8,61
Всего:			36,7484	872,876

Таблица 4
Количественная характеристика пылевыведения участка 2 после применения модификатора

Наименование	Количество часов	Отработка	г/с	т/год
Автосамосвал	3520/3080	вскрыша + известняк	6,822	78,1702
Автосамосвал	3520/3080	вскрыша + известняк	6,8014	77,9496
Автосамосвал	3520/3080	вскрыша + известняк	6,714	76,936
Экскаватор	3520/3080	вскрыша + известняк	0,141	3,35
Бульдозер	6160	–	0,1	2,36
Бур. станки	1728	–	0,0022	0,013
Отвал	8760	вскрыша	0,86	19,81
Отвал	8760	мергель	0,63	15,24
Всего:			22,0706	273,8288

Общий расход раствора на всю протяженность составит - 25500 л. Общий расход модификатора при первичной обработке – 893 л. Расход модификатора на 1 м² - 0,0175 л/м². При повторной обработке потребуется 268 литров модификатора, где расход на 1 м² составит - 0,0058 л/м².

В сезон количество обработок составит 3 раза, в то время как эффективность на пылеподавление в период достигнет 80%.

Ожидаемая эффективность на пылеподавление приведена в табл. 3 и 4.

Выводы:

1. Использование воды для борьбы с пылью на автодорогах является лишь краткосрочным решением и не обеспечивает долговременного эффекта (разрушение дорожного покрытия, ускоренный износ транспортных средств из-за контакта с увлажненной и загрязненной поверхностью дороги, увеличение тормозного пути автомобилей, что повышает риск аварийных ситуаций, что приводит к дополнительному росту затрат предприятия на восстановительные работы и ремонт дорожной инфраструктуры и техники).

2. Применение гигроскопических солей для пылеподавления возможно в тех районах, где относительная влажность воздуха составляет 60–65 % и выше. Эти вещества способны поглощать влагу из окружающего воздуха, создавая защитный слой, который предотвращает образование пыли. Но, при низкой влажности гигроскопические соли теряют свои свойства, что делает их менее эффективными.

В таких случаях требуется частая обработка дорог, особенно в жаркую и сухую погоду. А во время дождей соли вымываются с поверхности дорог, вызывая коррозию металлических элементов транспортных средств.

3. Для снижения вышеперечисленных факторов требуется добавление различных ингибиторов коррозии, что значительно увеличивает общие расходы на пылеподавление.

Таким образом, при выборе средств для борьбы с пылью в первую очередь принимаются во внимание местные климатические условия, после чего подбираются оптимальные пропорции пылеподавляющих составов, обеспечивающие наибольшую эффективность при минимальных затратах на производство.

Библиографический список:

1. Методическое пособие по расчёту выбросов от неорганизованных источников в промышленности строительных материалов: материалы открытого доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200032408>.
2. Amponsah-Decosta F., Annegam H.J. Assessment of fugitive dust emissions from an opencast coal mine // Journal of the Mine Vent Soc of South Africa 51(1), 1998, pp. 5-11.
3. Кулин А.Н. Разработка комплекса мероприятий по снижению пылевыведения на угольных разрезах: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. – Челябинск: НИИОГР, 1995. – 53 с.
4. Skorseth K., Selim A.A. Gravel roads, maintenance and design manual // South Dakota Local Transportation Assistance Program, U.S. Department of Transportation, Federal Highway Administration, 2000.
5. Rosbury K.D., Zimmer R.A. U.S. USBM. Cost effectiveness of dust control used on unpaved haul roads, Vol. 1 results, analysis, and conclusions // Open File Report. Department of the Interior, Bureau of Mines 106-85. 1983.
6. Методическое пособие по расчету выбросов от неорганизованных источников в промышленности строительных материалов: материалы открытого доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200032408>.
7. Торегельдин М.М. Анализ проблемы борьбы с пылеобразованием на карьерных автодорогах // Сб. науч. тр. II Междунар. науч.-практич. конф. «Интеграция современных научных исследований в развитие общества». – Кемерово: Западно-Сибирский научный центр, 2017. – С. 14-16.
8. Long-term effectiveness of dust suppressants to reduce PM10 emissions from unpaved roads / J.A. Gillies, J.G. Watson, C.F. Rogers, D. DuBois, J.C. Chow // Journal of Air & Waste Man Assoc 49(1), 1999. – С. 3-16.
9. Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан от 15 декабря 2005 года № 105 «Приказ об утверждении инструкции по проведению инвентаризации источников загрязнения и нормированию выбросов загрязняющих веществ в атмосферу для предприятий Республики Узбекистан».

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ УДАРНЫХ ВОЛН И ПАРАМЕТРЫ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА СКВАЖИНЫ ЗАРЯДОМ С ЗАБОЙКОЙ ПЕРЕМЕННОГО АГРЕГАТНОГО СОСТОЯНИЯ



Нутфуллоев Г.С.,
начальник
учебно-методического управления
АФ НИТУ «МИСИС»,
д.т.н., доцент



Катанов И.Б.,
профессор кафедры
ОГД КузТГУ им. Т.Ф. Горбачева
(Российская Федерация, г. Кемерово),
д.т.н.



Кобилев Ш.Б.,
и.о. доцента кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ «МИСИС»,
PhD



Ризаев А.А.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело»,
АФ НИТУ «МИСИС»

Burg'ilash-portlatish ishlari texnologiyasining tahlili va quduqlarni tiqinlash uchun qo'llaniladigan materiallar to'g'risidagi ma'lumotlar shuni ko'rsatdiki, qattiq tiqin yetarlicha yopish qobiliyatiga ega emas, gel hosil qiluvchi moddalarning suvli eritmaları asosidagi ko'pikli tiqinlar esa yetarlicha barqaror emas, chunki ulardan suyuqlik oqib tushganda pufakchalar devorlari buzilganda hajmning bir qismini yo'qotadi. Penogelning pufakchali tuzilishi devorlariga qattiqlikni ta'minlash uchun elektrolit-koagulyator bilan polimerlanadigan kompozit material qo'shilgan uch komponentli gel hosil qiluvchi tarkib taklif etildi, bu esa qattiq ko'pikli tuzilishni hosil qiladi. Bundan tashqari, bunday tarkib yuqori yopish ta'sirining samaradorligi bo'yicha ma'lum bir yangilikka ega. O'zgaruvchan agregat holatli penogelning amaliy ahamiyati skvajina konstruksiyasida skvajinaning portlovchi modda bilan zaryadlanmagan qismini 0,75 l_{iq} gacha to'ldirish maqsadga muvofiqi bilan skvajina zaryadidan foydalanish taklifidan iborat. Maqolada skvajinali zaryad portlashidan hosil bo'lgan zarba to'linigining tog' jinslari massivi va o'zgaruvchan agregat holatdagi ko'pikli tiqin bilan o'zaro ta'sirining fazoviy-vaqt parametrlarini asoslash keltirilgan. Havo va suvning hajmiy nisbati o'zgarganda, kompozitning miqdori o'zgarmaganda, ko'pikning zichligi 520 dan 220 kg/m³ gacha o'zgarishi ko'rsatilgan. Ushbu ko'rsatkichlar ko'pik gel zarrachalarining siqilish paytida siljish tezligining o'zgarishiga ta'sir qilishi aniqlandi, bu mos ravishda 3000 dan 2000 m/s gacha o'zgaradi, ammo tog' jinsi zarrachalarining siljish tezligi bilan deyarli bir xil va taxminan 0,022 s ni tashkil qiladi. Natijada, kuchlanish to'linigining tangensial tashkil etuvchisi tufayli quduq devorining buziladigan jinsi ko'pikli tiqin bilan to'ldirilgan quduq bo'shlig'iga siljiydi va zaryadlash kamerasidagi detonatsiya mahsulotlarini bir xil tog' massasi bilan yopadi. Detonatsiya mahsulotlarining zaryadlash kamerasida qullanish vaqti ko'pik zichligining o'rganilgan oralig'ida 0,025-0,030 s ni tashkil qiladi, bu burg'ulash mayda toshidan yasalgan tiqin bilan solishtirganda 3-5 baravar ko'p, bu uning samaradorligini oshirishni ta'minlaydi.

Kalit so'zlar: massiv, tog' jinsi, quduq, zaryad, portlash, bosim, kuchlanish, tiqin, ko'pik, zichlik, tezlik, siljish, vaqt.

Анализ технологии буровзрывных работ и сведения о применяемых материалах для забойки скважин показали, что твёрдая забойка не обладает достаточной запирающей способностью, а пеногелевые забойки на основе водных растворов гелеобразующих веществ недостаточно устойчивы, т. к. теряют часть объёма при разрушении стенок пузырьков при стекании с них жидкости. Для обеспечения жёсткости стенкам пузырьковой структуры пеногеля предложен трехкомпонентный гелеобразующий состав с добавкой полимеризующегося электролитом-коагулятором композитный материала, формирующий жёсткую вспененную структуру. Причём такой состав обладает определенной новизной по эффективности повышенного запирающего действия. Практическое значение пеногеля переменного агрегатного состояния состоит в предложении по использованию в конструкции скважинного заряда с целесообразностью заполнения до 0,75 l_{заб} пространства незаряженной взрывчатой веществом части скважины. В статье приводится обоснование пространственно-временных параметров взаимодействия ударной волны от взрыва скважинного заряда с массивом горных пород и пеногелевой забойкой переменного агрегатного состояния. Показано, что при изменении соотношения объемного содержания воздуха и воды при неизменном количестве композита плотность пеногеля варьируется в пределах от 520 до 220 кг/м³. Установлено, что эти показатели влияют на изменение скорости смещения частиц пеногеля при его сжатии, которые соответственно изменяются с 3000 до 2000 м/с, но практически не изменяют время до момента их выравнивания со скоростью смещения частиц породы, которое практически одинаково и составляет около 0,022 с. В результате, за счёт тангенциальной составляющей волны напряжений разрушаемая порода стенки скважины смещается в пространство скважины, заполненное пеногелевой забойкой и запирает продукты детонации в зарядной камере однородной горной массой. Время запираения продуктов детонации в зарядной камере в исследованном интервале плотности пеногеля составляет 0,025-0,030 с, что в 3-5 раз больше по сравнению с забойкой из буровой мелочи, что обеспечит её повышенную эффективность.

Ключевые слова: массив, порода, скважина, заряд, взрыв, давление, напряжение, забойка, пеногель, плотность, скорость, смещение, время.

Карьеры горнодобывающей промышленности характеризуются значительным многообразием горно-геологических условий разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом, предопределяющим подготовку горной массы к выемке взрывом скважинных зарядов. Для дробления горных пород постоянно требуется поиск рациональной конструкции скважинных зарядов. В основе поиска лежит научная концепция, в которой заложена

идея, реализуемая на принципе увеличения времени воздействия продуктов детонации на разрушаемый массив горных пород и базирующаяся на известных теоретических и экспериментальных исследованиях взаимодействия заряда со средами различной плотности.

Твёрдая забойка скважин из буровой мелочи недостаточно эффективна, т. к. выбрасывается из устьев скважин всего через 7-9 мс

Таблица 1

Объёмное содержание компонентов в пеногеле

№	Объёмное содержание компонентов, доли ед.			Плотность ρ_0 , (кг/м ³)
	α_1	α_2	α_3	
1.	0,5	0,4	0,1	520,6
2.	0,6	0,3	0,1	420,7
3.	0,7	0,2	0,1	320,8
4.	0,8	0,1	0,1	220,9

Таблица 2

Показатели для обоснования пространственно-временных параметров дробления породы скважинным зарядом с пеногелевой забойкой

Показатели	Величина
Радиус скважины (заряда) r_0 , м	0,125
Длина колонки сплошного заряда ВВ $l_{зар}$, м	9,9
Длина забоечного пространства $l_{заб}$, м	8,1
Масса сплошного заряда ВВ в скважине Q_3 , кг	724
Плотность взрывчатого вещества Эмульгит-30 $\rho_{вв}$, кг/м ³	1350
Скорость детонации взрывчатого вещества D , м/с	4100
Плотность воздуха ρ_1 , кг/м ³	1,2
Плотность воды ρ_2 , кг/м ³	1000
Плотность композитного материала ρ_3 , кг/м ³	1200
Плотность породы ρ , кг/м ³	2600
Плотность буровой мелочи $\rho_{об.м.}$, кг/м ³	1950
Скорость звука в породе c_p , м/с	4500
Скорость звука в воздухе c_1 , м/с	320
Скорость звука в воде c_2 , м/с	1500
Скорость звука в композитном материале c_3 , м/с	2500
Атмосферное давление P_0 , Па	$1,01 \cdot 10^5$
Показатель изэнтропии взрывчатого вещества k	3
Коэффициент Пуассона μ	0,28
Показатели изэнтропии:	
– воздуха, k_1	1,4
– воды k_2	3
– твёрдого k_3	3

после детонации заряда, т. е. практически одновременно с разрушаемой породой, потому что, массовые скорости частиц разрушаемого массива и буровой мелочи практически соизмеримы [1-2].

В работах [3-5] установлено, что более интенсивно ударные волны затухают в низкоплотных, газожидкостных средах и, в частности, пеногелях, состоящих из вспененного гелеобразующего компонента и электролита коагулятора [6-9]. При использовании пеногелевой забойки вдоль образующей стенки скважины происходят откольные явления, характеризующиеся массовой скоростью частиц и их смещением, направленным в сторону полости незаряженной ВВ части скважины, заполненной пеногелевой забойкой, что и предопределяет её эффективность. Однако все исследованные пеногели имеют один основной недостаток, который состоит в недостаточной их устойчивости. Через 3-4 ч даже пеногелевые составы с nano добавками [10-11] начинают терять способность сохранять первоначальный объём. Поэтому была предложена низкоплотная, пористая забойка переменного агрегатного состояния, которая представляет собой пеннистую пузырьковую структуру с жёсткими стенками, между которыми находится некоторое количество жидкости [12].

Наиболее перспективным направлением при создании способов взрыва является определение пространственно-временных параметров взрывной волны, распространяющейся по массиву после взрыва и теоретическое обоснование механизма записания продуктов детонации в зарядной камере при помощи низкоплотной, пористой забойки переменного агрегатного состояния.

Метод исследования. Плотность пеногеля, как многокомпонентной среды, определяется суммой произведений плотности и объёмного содержания каждого компонента [13-15]:

$$\rho = \alpha_1 \cdot \rho_1 + \alpha_2 \cdot \rho_2 + \alpha_3 \cdot \rho_3, \quad (1)$$

где $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ – объёмное содержание воздуха, воды и твёрдого;

ρ_1, ρ_2, ρ_3 – плотность воздуха, воды и твёрдого.

Долевое объёмное содержание компонентов в пеногеле, включая воздух и воду, может изменяться в довольно широких пределах. При этом содержание твёрдого компонента, представленного жесткими пленками (стенками пузырьков), считается постоянным (табл. 1).

Разрушающее действие взрыва от скважинного заряда характеризуется разрушением массива ударными волнами, волнами напряжений и фугасным действием продуктов детонации. Действие ударных волн завершается в объёме около 1 % от общего объёма дробления горных пород взрывом. Поле напряжений формируется в массиве горных пород под действием прямых волн сжатия, распространяющихся в направлении от заряда ВВ к открытой поверхности. Напряжение создаётся начальным давлением в скважине после детонации заряда ВВ. Время воздействия напряжения определяется временем разрушения массива волнами напряжений и возникновением трещин. Время записания газообразных ПД в скважине определяется временем вылета забойки. Поскольку и в том, и другом случае, газообразные ПД, расширившиеся при взрыве, разрушают массив до начала истечения их в атмосферу, то общее время действия импульса взрыва на массив определяется тем значением времени, которое меньше.

Для обоснования эффективности пеногелевой забойки переменного агрегатного состояния используем фактические параметры БВР карьера «Кальмакыр» и «Ёшлик-1», входящие в состав АО «Алмалыкский ГМК» (табл. 2).

Результаты исследований. На рис. 1 представлен скважинный заряд в виде колонки сферических, сосредоточенных зарядов радиусом r_0 . На границе раздела сред «ВВ-массив» и «ВВ-забойка» ударная волна в массиве образует зону смятия, переходящую в зону трещинообразования. Лучи, проведённые из центра торцевой части сосредоточенного, сферического заряда через точки сопряжения границы зоны смятия с образующей стенки скважины, являются направлениями формирования трещин, образование которых вызвано действием тангенциальной составляющей волны сжатия.

При аналитическом описании процессов, происходящих при детонации ВВ в массиве горных пород и для упрощения решения уравнений распространения ударных волн, обычно принимают допущение о совпадении изотермы, изэнтропии и ударной адиабаты [16, 17]. Для определения начального напряжения на границе «ВВ-среда» использовались уравнения состояния ВВ, среды, законы сохранения массы, импульса и энергии. Действие волн напряжений рассмотрено в акустическом приближении.

Начальное напряжение на фронте волны в упругом приближении определено по формуле [1, 17]:

$$\sigma_0 = \frac{2\rho c_p \rho_{вв} D^2}{(\rho c_p + \rho_{вв} D)(k+1)} = 7,7 \cdot 10^9 \text{ Па} \quad (2)$$

Максимальная радиальная составляющая сжимающих напряжений в массиве:

$$\sigma_{r \max} = \frac{\sigma_0}{r^{-(2-\gamma)}} \quad (3)$$

где γ – показатель степени затухания волны:

$$\gamma = \frac{\mu}{1-\mu} = 25$$

r_n, r_k – относительный радиус действия волны напряжений в начале и окончании зоны трещинообразования:

$$\bar{r}_n = \frac{2r_0}{r_0} = 2; \quad \bar{r}_k = \frac{R}{r_0} = 32,33, \quad (5)$$

где R – радиус зоны трещинообразования [15]:

$$R = 1,25 \sqrt{\frac{Q_{BB} Q_{\Pi}}{\rho c_p}} = 4,04 \text{ м}, \quad (6)$$

где Q_{Π} – потенциальная энергия ВВ:

$$Q_{\Pi} = \frac{10^4 \cdot (0,0126 \rho c_p - 1,7)}{(k-1) \rho_{BB}} = 5,46 \cdot 10^5, \text{ Дж / кг} \quad (7)$$

В начале зоны трещинообразования максимальная радиальная составляющая сжимающих напряжений в массиве будет равна $\sigma_{r\max}^- = 2,29 \cdot 10^9 \text{ Па}$, а в конце зоны $\sigma_{r\max}^- = 1,57 \cdot 10^7 \text{ Па}$.

Тангенциальная составляющая волны напряжений от торца заряда [17]:

$$\sigma_{\theta i} = \sigma_{\theta i \max}^- \frac{\mu}{1-\mu}. \quad (8)$$

На расстоянии $r_n=2$ от заряда, т. е. в начале смещения породы в канал скважины, тангенциальная составляющая волны напряжений будет $\sigma_n = 5,725 \cdot 10^8 \text{ Па}$, а на расстоянии $r_k = 32,33$, т. е. окончании смещения породы в канал скважины $\sigma_{rk} = 4,394 \cdot 10^6 \text{ Па}$.

Когда результирующее напряжение тангенциальной составляющей волны σ_r на стенку скважины будет удовлетворять условию $\sigma_r > \sigma_p$ (где σ_p – предел прочности породы на растяжение) образуется трещина, а порода между трещиной и скважиной будет претерпевать смещение в полость скважины, заполненной пеногелевой забойкой.

Массовая скорость смещения частиц v_r в сторону полости незаряженной ВВ части скважины под действием тангенциальной составляющей σ_r пропорциональна:

$$\frac{\sigma_r}{\sigma_{\tau}} = \frac{v_r}{v_{\tau}}$$

Массовая скорость смещения массива [17]:

$$v_{ri} = \frac{\sigma_{ri \max}^-}{\rho c_p} \quad (9)$$

Максимальная массовая скорость частиц массива в радиальном направлении в начале зоны трещиноватости составит $v_{ri}=195,73 \text{ м/с}$, а в конце зоны $v_{min}=48,93 \text{ м/с}$.

а) Скорость смещения v , м/с

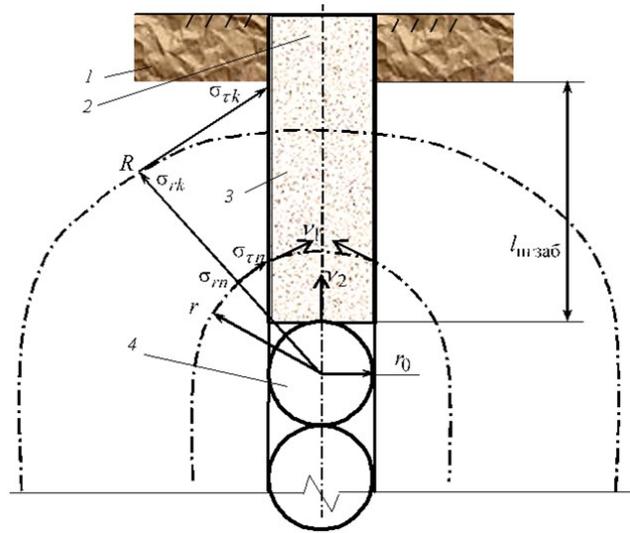
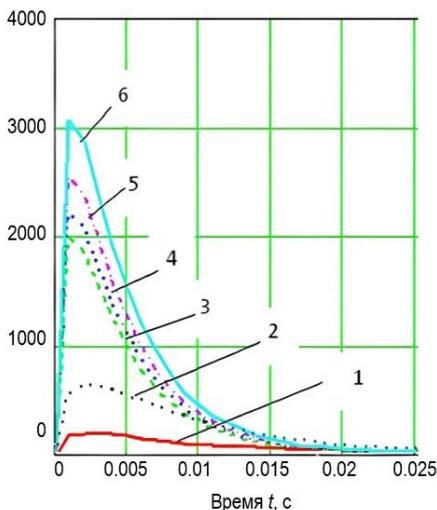


Рис. 1. Схема развития процесса смещения породы и пеногелевой забойки при взрыве скважинного заряда: 1 – зона интенсивной трещиноватости; 2 – пеногелевая забойка переменного агрегатного состояния; 3 – зона смещения породы из стенки скважины; 4 – заряд ВВ; r_0 – радиус заряда; r – радиус зоны смятия; R – радиус зоны трещинообразования; $\sigma_r, \sigma_{rk}, \sigma_{\theta}, \sigma_{\theta k}$ – радиальные и тангенциальные составляющие волны сжатия в начале и на границе зоны трещинообразования; $l_{пз\text{ заб}}$ – длина пеногелевой забойки; v_1 – направление скорости смещения стенки скважины; v_2 – направление скорости смещения пеногелевой забойки

Таблица 3
Пространственно-временные показатели пеногеля

№ п/п	Плотность ρ_0 , кг/м ³	Максимальная скорость смещения $v_2 \cdot 10^3$, м/с	Акустическая жёсткость $A \cdot 10^{-4}$, кг/м ³ ·м/с	Время сжатия $t_{сж} \cdot 10^{-9}$, с
1.	520,6	2,01	4,45	1,84
2.	420,7	2,23	3,91	1,62
3.	320,8	2,56	3,28	1,36
4.	220,9	3,09	2,49	1,03

б) Скорость смещения $l_g v$, м/с

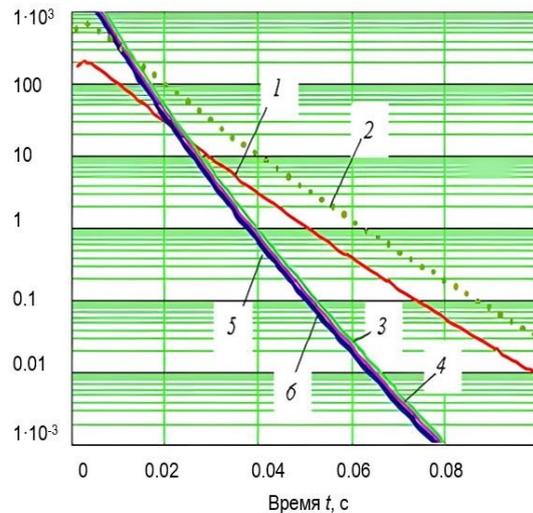


Рис. 2. Изменение скоростей смещения при разрушении породы скважинным зарядом с пеногелевой забойкой: а – общий вид; б – по логарифмической шкале; 1 – в породе; 2 – в забойке из буровой мелочи; 3, 4, 5, 6 – в пеногелевой забойке в зависимости от её плотности

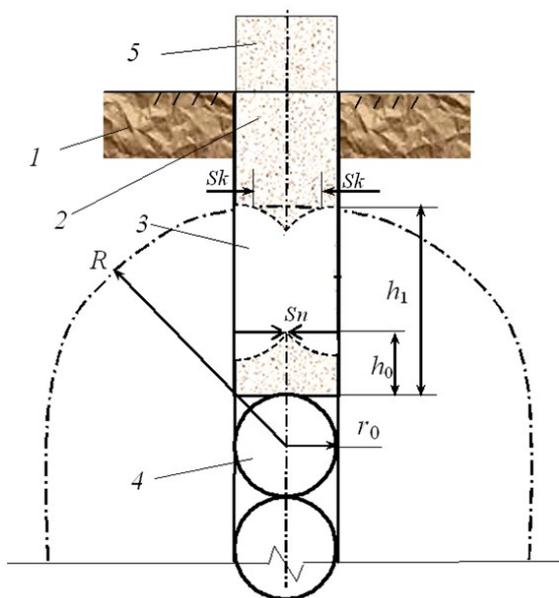


Рис. 3. Схема запирания канала скважины разрушенной породой при взрыве скважинного заряда: 1 – зона интенсивной трещиноватости; 2 – пеногелевая забойка переменного агрегатного состояния; 3 – зона запирания скважины; 4 – заряд ВВ; 5 – пеногель, выдавленный из устья скважины; r_0 – радиус заряда; R – радиус зоны трещинообразования; h_0 – высота сжатия пеногелевой забойки; h_1 – расстояние до границы запирания; S_n – смещения частиц породы при выравнивании скоростей; S_k – смещения частиц породы при критической скорости

Аналогично максимальная массовая скорость частиц массива в тангенциальном направлении в начале зоны трещиноватости составила $v_{rk} = 1,5$ м/с, а в конце зоны трещиноватости $v_{rk} = 0,6376$ м/с.

Максимальную массовую скорость частиц в пеногелевой забойке переменного агрегатного состояния, как многокомпонентной среде, в которой содержится некоторое количество воздуха, жидкости и твёрдого в виде скелета из полимеризованной смолы, определено по формуле М.Г. Ляхова [14-16]:

$$v_2 = \frac{P_{cp} - P_0}{\rho_0} \left\{ \frac{1 - \alpha_1 (P_{cp} / P_0)^{-1/k} - \alpha_2 \left[k_2 (P_{cp} - P_0) / \rho_2 c_2^2 + 1 \right]^{-1/k_2}}{\alpha_3 \left[k_3 (P_{cp} - P_0) / \rho_3 c_3^2 + 1 \right]^{-1/k_2}} \right\} \quad (10)$$

где P_{cp} – среднее начальное давление:

$$P_{cp} = \frac{\rho_{BB} D^2}{2(k+1)} \quad (11)$$

Среднее начальное давление учитывает неравномерность детонации заряда в реальных условиях $P_{cp} = 2,837 \cdot 10^9$ Па.

При воздействии ударной волны на границе «ВВ-забойка» пузырёк пеногеля сжимается за время [15]:

$$t_{ck} = \frac{2AR_{\Pi} \left[1 - \left(\frac{P_0}{P_{cp}} \right)^{k_1} \right]}{3(P_{cp} - P_0)} \quad (12)$$

где R_{Π} – радиус пузырька ($R_{\Pi} = 0,0005$ м);

A – акустическая жёсткость пеногеля, кг/м³·м/с.

Количество пузырьков в сжимаемом объёме пеногеля составило $N = 3r_0^2 h_0 / 4R_{\Pi}^3 = 3,516 \cdot 10^7$ шт., тогда время сжатия пеногеля, тормозящего распространения ударной волны по каналу скважины определяем по формуле:

$$t_{сжпг} = t_{сж} \cdot N.$$

Акустическая жёсткость является одним из факторов, влияющих на время сжатия пеногеля, и зависит от соотношения объёмного содержания компонентов [15]:

$$A = \left[\frac{(\alpha_2 \rho_2 + \alpha_3 \rho_3) \cdot \left[\left(\frac{\alpha_2}{\rho_2 c_2} \right) + \left(\frac{\alpha_3}{\rho_3 c_3} \right) \right]}{1 - \alpha_1} \right]^{0,5} \quad (13)$$

Основные расчётные пространственно-временные параметры пеногеля в зависимости от его плотности приведены в табл. 3.

Изменение скорости смещения и напряжения во времени подчиняются экспоненциальному закону [13, 18, 19]. Поскольку давление (напряжение) и массовая скорость взаимосвязаны между собой через акустическую жёсткость среды, то они изменяются по закону одного вида [20]. В этом случае закон изменения массовой скорости в породе и пеногеле, будет иметь вид:

$$v_i(t) = e \cdot \left[v_{mi \max} \left(\frac{t}{t_{\max}} \right)^{0,7} \right] \cdot e^{-\left(\frac{t}{t_{\max}} \right)^{0,7}} \quad (14)$$

где $v_{mi \max}$ – максимальные скорости смещения в породе и пеногеле, м/с;

t, t_{\max} – время и время нарастания скорости до максимума, с.

Время нарастания массовой скорости до максимума определено суммой времени детонации t_d заряда ВВ, которое составило 2,415 мс, и находится отношением длины заряда $l_{зар}$ к скорости детонации D и времени сжатия пеногеля $t_{сж}$.

Характер изменения скоростей смещения частиц породы и пеногеля в зависимости от плотности получен в результате расчёта по программе Mathcad и представлен на рис. 2.

Анализ графиков позволяет установить, что время, несмотря на увеличение массовой скорости пеногеля от 2 до 3 тыс. м/с при уменьшении его плотности с 520 до 220 кг/м³ и падение скорости его смещения до пересечения с графиком скорости смещения частиц породы, примерно одинаковое и составляет 0,021-0,023 с.

Время запирания разрушенной породой, смещенной в канал скважины при уменьшении скорости смещения частиц породы до критической величины 1-5 м/с, составило 0,02-0,025 с. В этот интервал времени при падении волны напряжений на образующую скважины тангенциальная составляющая σ_T способствует возникновению в слое породы, прилегающей к стенке скважины сложного скользящего волнового процесса, а поверхность стенки испытывает смещение [15]:

$$S_i = \int_0^{t_{зап}} v_{\pi i}(t) dt, \quad (16)$$

где, $t_{зап}$ – время запирания канала скважины породой, с.

Смещение породы в канал скважины в начале зоны трещиноватости составило $S_n = 0,127$ м, а в конце соответственно $S_k = 0,055$ м.

В результате исследований процесса запирания канала скважины разрушенной породой выявлено, что после детонации заряда ВВ 1 за фронтом волны напряжений частицы породы с массовой скоростью v_m и пеногелевой забойки с массовой скоростью v_2 , придут в движение (рис. 3). После сжатия пеногелевой забойки на высоту h_0 скорости смещения породы и пеногеля выравниваются (рис. 2 б) и под воздействием тангенциальной составляющей волны напряжений и скорости смещения частиц породы в тангенциальном направлении, разрушенная порода из стенки скважины, смещается на величину S_n вдоль оси к центру, перекрывая канал. По мере затухания скоростей смещений до критической величины 1-5 м/с на

расстоянии h , от границы раздела «ВВ-забойка», смещения породы в канал скважины уменьшаются до величины S_k . Смещение разрушенной породы в канал скважины обеспечит выдавливание верхней части 5 пеногелевой забойки 2 из устья скважины. Эта часть пеногелевой забойки выбрасывается в атмосферу с пылегазовым облаком и способствует коагуляции пыли.

Заключение.

Для повышения устойчивости пеногелевой забойки эффективной является трехфазная пеногелевая забойка переменного агрегатного состояния, включающая вспененные водные растворы гелеобразующих веществ и композитную добавку, которая при взаимодействии с коагулятором-отвердителем образует относительно жесткие стенки пузырьков.

Плотность пеногеля переменного агрегатного состояния за счёт изменения соотношения объёмного содержания воздуха и воды

может варьировать от 220 до 520 кг/м³, что при воздействии на неё волны сжатия определяет массовую скорость, которая соответственно изменяется с 3000 до 2000 м/с.

Причём время выравнивания скоростей смещений частиц массива и пеногеля практически одинаково и составляет около 0,022 с.

Время записания продуктов детонации в зарядной камере в исследованном интервале плотности пеногеля составляет 0,025-0,030 с, что в 3-5 раз больше по сравнению с забойкой из буровой мелочи.

Практическое применение пеногеля переменного агрегатного состояния в конструкции скважинного заряда целесообразно при заполнении 0,75 $I_{заб}$ пространства незаряженной взрывчатый веществом части скважины, что обеспечит условия пережатия канала разрушенной породой, прилегающей к стенке скважины.

Библиографический список:

1. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М.: Недра, 1976. – 271 с.
2. Миндели Э.О., Демичук П.А., Александров В.Е. Забойка шпуров. – М.: Недра, 1967. – 152 с.
3. Гельфанд Б.Е., Губанов А.В., Тимофеев Е.И. Особенности распространения ударных волн в пенах. Физика горения и взрыва. – М.: Статья, 1981. – Т. 17 (4). – С. 129-135.
4. Катанов И.Б. Обоснование технологических характеристик пеногелевой забойки взрывных скважин. Вестник КузГТУ. 2005. 5(50). – Кемерово: КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева. – С. 50-53.
5. Катанов И.Б., Федотенко В.С. Низкоплотные материалы в конструкции скважинных зарядов на карьерах. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2012. – 124 с.
6. Катанов И. Б., Катанова Н. А. Пеногель. Патент на изобретение RU 2753652 С1. Оpubл. 19.08.2021. Бюл. № 23.
7. Катанов И. Б. Запирающее действие пеногелевой забойки нано-структурированного состава. Вестник КузГТУ. 2020 (5). – Кемерово: КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева. – С. 55-61.
8. Нутфуллоев Г. С., Кабилов Ш. Б. О., Умаров Ф. Я., Насыров У. Ф., Заиров Ш. Ш., Оров Ш. Р., Гайбназаров Б. А., Катанов И. Б. Foydali model patentiga Quduqni ko'rik-gel bilan tiqinlash usuli UZ FAP 2495 Патент на полезную модель. Способ забойки скважины пеногелем. // Зарег. в гос. реестре изобр. Республики Узбекистан 23.05.2024; бюл. № 5 (278).
9. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974. – 224 с.
10. Ляхов, Г. М. Основы динамики взрыва в грунтах и жидких средах. – М.: Недра, 1964. – 214 с.
11. Ляхов Г.М. Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах. – М.: Недра, 1974. – 192 с.
12. Ляхов Г.М., Покровский Г.И. Взрывные волны в грунтах. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 102 с.
13. Задана В.М., Ракета Ю.М. Расчёт параметров пенной защиты от ударных воздушных волн. Известия вузов. Горный журнал. – 10. – М.: ИД «Руда и Металлы», 1991. – С. 41-45.
14. Оксанич И.Ф., Мионов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра; 1982. – 166 с.
15. Друкованый М.Ф., Куц В.С., Ипкин В.И. Управление действием взрыва скважинных зарядов. – М.: Недра, 1980. – 223 с.

НТ-250-01; НТ-250 М

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
ТОКАРНЫЙ СТАНОК



NMZ
Вперед жемчужинам и металлам

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ВЛИЯНИЕ ИНТЕНСИВНОСТИ ВЗРЫВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МЕХАНИЗМЫ ФОРМИРОВАНИЯ ТРЕЩИН В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД



Очилов Ш.А.,
заведующий кафедрой
«Техника и технология геологоразведочных работ» Университета геологических наук, PhD



Заирова Ф.Ю.,
инженер
Департамента инновационного развития АО «НГМК», PhD



Сапаров М.А.,
начальник
ПТО рудника Ауминзо-Амантой Северного рудоуправления АО «НГМК»



Раимкулова С.М.,
докторант кафедры
«Горное дело» ТГТУ им. И. Каримова

Maqolada portlash ta'sirining intensivligi o'zgarganda, tosh massividagi yoriqlarni hosil qilish xususiyatlari ko'rib chiqilgan. Portlash moddalarining birlikdagi sarfi, zaryadlar orasidagi masofa koeffitsienti, portlash to'liqini dinamik xususiyatlari va zaryadlar geometriyasi ta'sirida buzilish rejimlari tahlil qilingan. Super-yanchish mexanizmi va kvazistatik buzilish rejimiga o'tish alohida e'tibor qaratilgan. Chuqur karyerlarning murakkab geologiyasi sharoitida portlatish parametrlarini optimallashtirish bo'yicha tavsiyalar keltirilgan. Portlash intensivligi va ishga tushirish rejimini to'g'ri nazorat qilish, maydalash samaradorligini oshirish, energiya xarajatlarini minimallashtirish va massivni keyingi qayta ishlashga tayyorlashni yaxshilash imkonini berishi ko'rsatilgan.

Kalit so'zlar: portlash ta'siri, yoriqlarni hosil qilish, tog' jinslari, super-yanchish, portlash moddalarining birlikdagi sarfi, zaryadlar orasidagi masofa koeffitsienti, buzilish dinamikasi, kvazistatik rejim, maydalash samaradorligi, chuqur karyerlar.

В статье рассматриваются особенности формирования трещин в массиве горных пород при изменении интенсивности взрывного воздействия. Проведён анализ влияния удельного расхода взрывчатого вещества, коэффициента сближения зарядов, динамических характеристик взрывной волны и геометрии зарядов на режимы разрушения. Особое внимание уделено механизму супердробления и переходу к квазистационарному режиму разрушения. Представлены рекомендации по оптимизации параметров взрывных работ в условиях сложной геологии глубоких карьеров. Показано, что грамотное управление интенсивностью взрыва и режимом инициирования позволяет повысить эффективность дробления, минимизировать затраты энергии и улучшить подготовку массива к последующей переработке.

Ключевые слова: взрывное воздействие, трещинообразование, горные породы, супердробление, удельный расход ВВ, коэффициент сближения зарядов, динамика разрушения, квазистационарный режим, эффективность дробления, глубокие карьеры.

Эффективность взрывного дробления горных пород определяется закономерностями формирования трещинной сети в массиве, возникающей под воздействием высоких удельных концентраций энергии взрывчатых веществ (ВВ). Характер разрушения горного массива во многом зависит от интенсивности взрывной нагрузки, которая влияет как на структуру трещинообразования, так и на гранулометрический состав [1].

Процесс формирования трещин в массиве горных пород под действием взрыва обусловлен сложными динамическими процессами, включающими распространение ударных волн, деформацию среды и взаимодействие с предсуществующими трещинами. Изменение интенсивности взрывной нагрузки приводит к варьированию размеров и конфигурации трещинной сети, что, в свою очередь, определяет степень дробления горных пород. Исследование данных закономерностей позволяет определить критические параметры взрывного нагружения, при которых обеспечивается оптимальная степень разрушения массива.

Процессы взрывного дробления горных пород являются физико-химическими явлениями, зависящими от множества факторов, таких как состав массива, параметры заряда и удельный расход ВВ. При увеличении удельной концентрации энергии ВВ происходят значительные изменения в механизме взаимодействия детонационной волны с горной породой, что требует глубокого изучения закономерностей дробления и разупрочнения.

Эти закономерности представляют собой ключевую основу для разработки методов управления дроблением, особенно в условиях глубоких карьеров, где размеры массивов и сложность их структур требуют повышенной концентрации энергии взрыва.

При детонации заряда ВВ генерируются ударные волны, которые распространяются в массиве горных пород, вызывая его разрушение. Основные этапы взаимодействия взрывной энергии с породой [2]:

- формирование зоны высоких напряжений вблизи заряда;
- переход ударной волны в упругую и пластическую зоны;
- формирование трещин в зоне разупрочнения и дробления.

Высокие удельные концентрации энергии увеличивают интенсивность ударной волны, что приводит к более глубокому проникновению энергии в массив и улучшению качества дробления.

Известно, что зона воздействия взрыва делится на зону дробления (область, непосредственно прилегающая к заряду, где порода разрушается на мелкие фрагменты из-за действия высоких напряжений) и зону разупрочнения (область за пределами зоны дробления, где образуются трещины, снижающие прочность массива). При увеличении удельного расхода ВВ увеличивается радиус обеих зон, что улучшает фрагментацию массива. Фрагментация горной массы определяется гранулометрическим составом продуктов дробления. При высоких удельных расходах наблюдаются следующие закономерности:

- увеличение доли мелкофракционного материала;
- снижение количества крупногабаритных кусков;
- повышение однородности гранулометрического состава.

Также геологические характеристики массива (трещиноватость, плотность, прочность и др.) существенно влияют на эффективность дробления, т.е. в трещиноватых массивах энергия взрыва распределяется по естественным разломам, увеличивая зону разупрочнения, а в плотных породах требуется повышенная концентрация энергии для достижения необходимого уровня дробления.

Высокие удельные концентрации энергии не всегда обеспечивают пропорциональное увеличение эффективности дробления. Часть энергии расходуется на образование ударных волн, уходящих в окружающую среду, а также генерацию тепла и газообразных продуктов детонации. Для повышения эффективности необходимо оптимизировать параметры заряда и его размещение.

При высоких концентрациях ВВ энергия распределяется следующим образом [3]:

- до 60 % на разрушение породы в зоне дробления;
- 30-40 % на образование трещин в зоне разупрочнения;
- оставшаяся энергия рассеивается в виде тепла и механических вибраций.

Высокая энергия взрыва инициирует образование радиальных и концентрических трещин, которые снижают прочность массива и облегчают последующее дробление при повторных взрывах или механической обработке. С увеличением удельной концентрации энергии радиус зоны разупрочнения возрастает, а также возрастает количество трещин, что улучшает проходимость породы для газов. Увеличение диаметра заряда при высоких удельных расходах ВВ приводит к увеличению радиуса зоны дробления и снижению доли энергии, уходящей на периферию массива. Использование высокоплотных ВВ способствует повышению концентрации энергии в зоне дробления и уменьшению потерь энергии на образование вибраций и тепла.

На основе выявленных закономерностей могут быть разработаны следующие методы управления:

- распределение зарядов с учётом геологических условий;
- использование различных типов ВВ для зон с различной прочностью массива;
- прогнозирование гранулометрического состава продуктов дробления.

Моделирование процессов дробления позволяет прогнозировать зону дробления и разупрочнения, оценивать эффективность различных схем размещения зарядов и минимизировать избыточные разрушения и потери энергии.

Таким образом, изучение закономерностей взрывного дробления и разупрочнения горных пород при высоких удельных концентрациях энергии ВВ является основой для разработки методов управления дроблением. Полученные данные позволяют оптимизировать параметры взрывных работ, повысить качество дробления и эффективность использования энергии, что особенно актуально для глубоких карьеров с их сложными геологическими условиями.

Разрушение прочных горных пород осуществляется через последовательный процесс: «взрыв – дробление – измельчение», который сопровождается уменьшением размеров кусков от нескольких метров до микронных частиц. На завершающих стадиях породы дробятся до размеров отдельных зёрен, что позволяет проводить разделительные операции. Эффективность этих операций определяется качеством механического отделения вмещающих пород от зерен полезного компонента.

Традиционные методы механического разрушения, несмотря на значительный технологический прогресс, уже практически исчерпали свой потенциал. Это связано с ограничениями производительности шаровых и безшаровых мельниц, обусловленными их конструктивными особенностями. При текущем уровне технологии

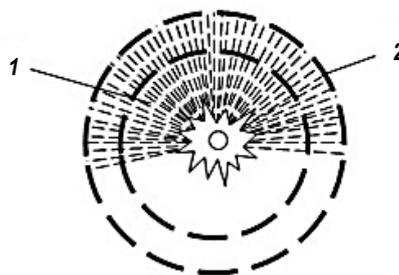


Рис. 1. Режим супердробления горных пород при взрыве заряда ВВ:
1 – передний фронт волны напряжений; 2 – задний фронт волны напряжений

дальнейшее механическое измельчение горных пород практически не улучшает степень очистки полезного компонента и качество концентрата. Таким образом, существует острая необходимость в поиске принципиально новых подходов к решению задачи.

Одним из перспективных направлений является увеличение доли взрывного дробления в технологической цепочке. Взрывное воздействие обеспечивает давление и скорость процесса, которые существенно превосходят возможности механических методов. Чтобы достичь аналогичных условий с использованием механического удара, необходимо разогнать рабочие органы до скоростей в несколько километров в секунду, что недостижимо при современных технологиях. При прохождении через материал взрывных волн напряжения высокой интенсивности в нём формируются трещины и зоны нарушения сплошности, особенно на контактах между зёрнами полезного минерала и породами, их вмещающими. Благодаря этому эффекту, взрывное нагружение способствует не только дроблению крупных кусков, но и снижению сопротивляемости материала дальнейшему измельчению. Это улучшает качество разделения и, соответственно, повышает уровень очистки полезного компонента в концентрате. Ранее проводившиеся исследования подтверждали эти эффекты, но они ограничивались изучением воздействия малоэнергичных взрывов (порядка 0,7-1,0 кг/м³ взрывчатого вещества). В таких условиях лишь незначительная часть массива, находящегося вблизи заряда, подвергалась интенсивному дроблению. Это ограничивало возможность получения количественных данных для оценки промышленной эффективности метода.

Режим разрушения (супердробление), при котором амплитуда волны напряжений достигает столь высокой величины, что разрушение массива начинается еще до достижения волной свободной поверхности, имеет свои особенности (рис. 1) [1]. В данном случае разрывы сплошности материала возникают в точках массива при прохождении через них отрицательной фазы волны напряжений. Это приводит к формированию множества скрытых микротрещин, ориентированных перпендикулярно радиальным направлениям, а также радиальных трещин, вызванных положительной фазой напряжений.

В этом режиме разрушения видимые фрагменты породы не образуются, однако массив утрачивает свою целостность, что значительно снижает его сопротивляемость дальнейшему разрушению механическими или другими способами. Данный вид разрушений присутствует в некоторой степени при любом взрыве, но для его доминирования требуется соблюдение специфических условий. Основным условием является минимизация расстояний между зарядами или, соответственно, использование больших удельных расходов энергии ВВ. При этом роль свободной поверхности становится менее значимой, поскольку формирование микротрещин происходит независимо от её размеров.

Характер дробления меняется в зависимости от увеличения удельного расхода ВВ. При минимальных значениях удельного

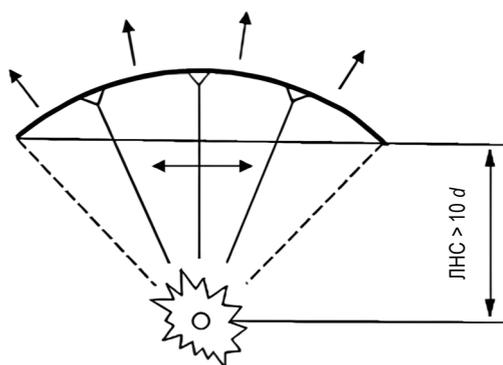


Рис. 2. Квазистационарный режим разрушения горных пород при взрыве заряда ВВ

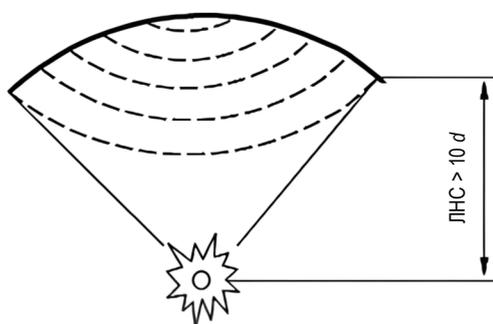


Рис. 3. Нестационарный режим разрушения горных пород при взрыве заряда ВВ

расхода основной механизм разрушения обусловлен первым режимом, при котором энергия взрыва расходуется на формирование крупных видимых фрагментов. Разрушение в основном происходит за счёт взаимодействия волн сжатия и растяжения.

С увеличением удельного расхода ВВ процесс дробления становится более интенсивным вблизи заряда, что приводит к уменьшению размеров кусков. Однако скорость уменьшения диаметра среднего фрагмента начинает замедляться. Это связано с тем, что в дальней зоне, удаленной от заряда, крупные фракции практически перестают изменяться в размере, а увеличение свободной поверхности продолжается за счёт образования мелких фракций.

На расстояниях свыше 20 диаметров заряда разрушение происходит из-за общей энергии взрыва, а не за счёт локального пика давления. Здесь основную роль начинают играть параметры заряда, такие как энергия взрыва, а не скорость детонации или плотность энергии ВВ.

При дальнейших увеличениях удельного расхода ВВ в процесс разрушения активно включается отражённая волна, которая становится доминирующим фактором. Этот механизм разрушения приводит к образованию мелких фрагментов даже в удалённых зонах, что резко уменьшает средний диаметр кусков и способствует более равномерному дроблению массива.

Переход от минимальных к большим значениям удельного расхода ВВ сопровождается качественными изменениями в механизмах разрушения массива. На ранних стадиях энергия взрыва преимущественно направлена на формирование крупных видимых фрагментов, в то время как на поздних этапах наибольшее влияние оказывают микротрещины и отражённые волны. Этот процесс демонстрирует важность тонкой настройки параметров взрывного нагружения для достижения оптимальной эффективности дробле-

ния и повышения равномерности распределения фрагментов. При небольших удельных расходах ВВ воздействие взрыва на массив породы сопровождается распространением ударной волны, которая перемещается на расстояние, равное примерно 2-3 диаметрам заряда. По мере удаления от заряда ударная волна переходит в волну напряжений. На значительных расстояниях от свободной поверхности отражённая волна растяжения обладает низкой интенсивностью и недостаточной энергией для формирования трещин откола. В результате влияние таких волн на разрушение массива оказывается минимальным.

Когда отражённая от свободной поверхности волна возвращается к заряду, стенки взрывной камеры перемещаются вперед, создавая новую волну сжатия, направленную к свободной поверхности. Это циклическое взаимодействие приводит к формированию пары волн сжатия и растяжения, вызывая скачкообразное увеличение скорости движения породы до достижения максимального значения. Порода разрушается из-за объёмного течения в радиальных направлениях от заряда, вызванного действием тангенциальных напряжений. Этот процесс относится к так называемому квазистационарному режиму разрушения, который имеет несколько характерных признаков [1]:

1. Задержка начала разрушения – процесс разрушения породы начинается значительно позже времени, необходимого для двойного пробега волной продольных напряжений от заряда до свободной поверхности и обратно.

2. Направление трещин – трещины, возникающие в массиве, распространяются по радиальным направлениям от центра заряда к свободной поверхности.

4. Изменение размеров кусков – размеры образующихся кусков породы увеличиваются по мере удаления от заряда, что связано с уменьшением интенсивности напряжений в удалённых зонах массива (рис. 2).

На малых расстояниях до свободной поверхности картина разрушения меняется из-за высокой интенсивности волн растяжения. В таких условиях откольные явления играют ключевую роль в процессе дробления породы. Этот режим называется нестационарным и характеризуется следующими особенностями:

1. Мгновенное начало разрушения начинается практически сразу после того, как волна напряжений достигает свободной поверхности, что связано с высокой концентрацией напряжений в зоне откола.

2. Трещины от свободной поверхности формируются перпендикулярно радиальным направлениям, что обусловлено изменением характера напряженного состояния массива.

4. Размеры фрагментов горных пород минимальны вблизи свободной поверхности и увеличиваются по направлению к заряду, что связано с убыванием интенсивности откольных напряжений по мере удаления от поверхности (рис. 3).

В связи с этим, характер разрушения массива под действием взрывной нагрузки определяется сочетанием множества факторов, включая интенсивность взрыва, расстояние до свободной поверхности и физико-механические свойства породы. В зависимости от этих условий режимы разрушения переходят от квазистационарного к нестационарному, каждый из которых имеет свои отличительные черты и закономерности. Анализ данных процессов позволяет оптимизировать параметры взрывного нагружения для повышения эффективности дробления и снижения энергозатрат на последующую переработку пород. Данные режимы разрушения горных пород осуществляются при наличии свободной поверхности и в значительной мере зависят от её размеров и состояния.

График зависимости $d_{cp} = f(q)$ иллюстрирует изменение среднего диаметра кусков d_{cp} в зависимости от удельного расхода ВВ q . На графике зависимости $d_{cp} = f(q)$ заметен характерный перегиб (порог), отражающий смену доминирующего механизма разрушения.

При достижении этого порога второй режим разрушения начинает играть основную роль, что приводит к необходимости пересмотра методов достижения качественного дробления.

Режим супердробления горных пород слабо зависит от наличия свободной поверхности и может проявляться даже при камуфлетных взрывах, когда энергия взрыва полностью передается массиву. Размер зоны дробления в этом режиме определяется амплитудой напряжений, которая зависит от начального давления на стенки взрывной камеры, а также от скорости детонации и плотности ВВ.

Режим супердробления характерен для условий высокой энергонасыщенности массива, когда воздействие взрыва вызывает глубокое проникновение волн напряжения в породу. Супердробление сопровождается образованием микротрещин и нарушением сплошности материала во всем объёме массива, снижая его прочность и сопротивляемость дальнейшему разрушению. При этом разрушение осуществляется преимущественно за счёт внутреннего напряжённого состояния породы, а не воздействия на границы, такие как свободная поверхность. Реальные процессы дробления включают элементы всех трёх режимов: квазистационарного, откольного и супердробления. Переходы между ними плавные и зависят от уровня энергии, скорости детонации, конфигурации зарядов и физических свойств породы. На близких расстояниях от заряда преобладает режим супердробления, где высокая амплитуда напряжений обеспечивает интенсивное разрушение материала. В средних зонах начинают проявляться откольные явления, связанные с отражением волн напряжения. На больших расстояниях от заряда квазистационарный режим разрушения становится доминирующим, с образованием крупных фрагментов породы.

Режим супердробления особенно эффективен при задачах, требующих глубокого воздействия на массив, например, при создании зон слабой породы или подготовке грунтов к разработке. Использование ВВ с высокой плотностью и скоростью детонации позволяет увеличить зону супердробления, обеспечивая равномерное разрушение. Оптимизация взрывных работ должна учитывать сочетание всех режимов, чтобы минимизировать избыточный расход энергии и достичь желаемого результата.

Таким образом, режим супердробления – это ключевой элемент высокоэнергетических взрывных процессов, который позволяет существенно снизить прочность массива и подготовить его к последующей обработке. Грамотное управление параметрами взрыва обеспечивает не только глубокое разрушение, но и равномерность дробления, повышая общую эффективность работ [1].

Одной из особенностей нестационарного режима является то, что волна напряжений при взаимодействии одновременно взрывааемых зарядов затухает медленнее, чем в первом режиме. Это требует уменьшения коэффициента сближения зарядов для достижения оптимального разрушения.

Важно учитывать, что амплитуда волны напряжений на значительных расстояниях определяется не только общей энергией ВВ, но и его скоростью взрывчатого превращения (мощностью). Более плотные ВВ с высокой скоростью детонации, даже при равной энергии, обеспечивают более качественное дробление массива за счёт большей интенсивности волны напряжений.

Кроме того, при дальнейшем увеличении удельного расхода ВВ начинает активно развиваться сеть микротрещин, пронизывающих весь объём разрушаемой породы. Этот процесс не только способствует уменьшению видимых фрагментов, но и резко снижает прочность материала, уменьшая его сопротивляемость дальнейшему разрушению.

Важным следствием является изменение свойств породы на микроуровне: формируется зона ослабленного массива, где механическая обработка требует значительно меньших затрат энергии. Это открывает возможности для повышения эффективности дробления, особенно на заключительных этапах обработки.

Таким образом, переход к новому механизму разрушения требует тщательной оптимизации параметров взрывного нагружения. Комбинация правильно подобранной плотности и скорости детонации ВВ с уменьшением коэффициента сближения зарядов позволяет достичь качественного и равномерного дробления, минимизируя затраты энергии и повышая производительность всей технологической цепочки.

Квазистационарный режим разрушения породы начинается при достижении минимального уровня энергозатрат, который определяется сопротивляемостью породы взрывному воздействию. Теоретические основы расчёта предельных затрат взрывной энергии для скважинных зарядов достаточно подробно разработаны и описаны в работах У. Лаунгефорса [4]. Согласно его экспериментальным данным, минимальный удельный расход ВВ для руд средней крепости составляет около $0,4 \text{ кг/м}^3$, что соответствует энергетическим затратам порядка 500 ккал/м^3 .

При рассмотрении стандартных параметров горных работ, таких как высота уступа (15 м), переbur (3 м) и длина забойки (5 м), можно вывести формулу пересчёта удельного расхода ВВ в относительный радиус заряда \bar{r} :

$$q = \frac{\pi r^2 (H - l_z + H_n)}{R^2 H} \rho_z \quad (1)$$

или

$$\bar{r} = 1,6 \sqrt{\frac{\rho_z}{q}} \quad (2)$$

где H – высота уступа, м ;

l_z – длина забойки, м ;

h_n – глубина перебура, м ;

r – радиус заряда ВВ, м ;

R – радиус действия взрыва, м ;

ρ_z – плотность заряжения, кг/м^3 ;

q – удельный расход ВВ, кг/м^3 .

Минимальный удельный расход ВВ отражает ту границу, при которой энергия взрыва становится достаточной для создания объёмного разрушения породы. При расходах ниже этой величины разрушение ограничивается только зоной вблизи заряда, что приводит к неэффективному дроблению.

Высота уступа в 15 м является оптимальной для обеспечения полного использования энергии заряда при отбойке, а переbur 3 м и длина забойки 5 м определяют глубину распространения взрывной волны и создают условия для формирования объёмного разрушения.

Таким образом, относительный радиус заряда \bar{r} можно рассчитать через удельный расход ВВ, учитывая геометрические параметры заряда и свойства породы. Это позволяет адаптировать параметры взрывных работ для руд различной крепости, минимизируя перерасход ВВ и повышая эффективность дробления. Использование теоретических основ, предложенных У. Лаунгефорсом, позволяет не только оптимизировать затраты ВВ, но и установить точные границы перехода к квазистационарному режиму разрушения, что особенно важно при проектировании взрывных работ для сложных геологических условий.

Для пород средней крепости с удлиненными зарядами нижний предел перехода к квазистационарному режиму разрушения соответствует значению $65-70$ относительных радиусов заряда, т.е. минимальная зона эффективного объёмного разрушения породы начинается при данной величине относительного радиуса.

Для определения верхней границы квазистационарного режима, а также нижней границы перехода к откольным явлениям, можно воспользоваться обратным подходом, анализируя зависимость максимальных напряжений в среде от относительного радиуса заряда.

Верхняя граница квазистационарного режима определяется моментом, когда амплитуда волны напряжений становится недостаточной для формирования объёмного разрушения, но достаточно высокой для инициирования откольных процессов, что характеризуется изменением характера разрушения: от преимущественно радиальных трещин к трещинам, связанным с растягивающими напряжениями.

Для нахождения границ режимов используются зависимости максимальных напряжений (σ_{max}) от относительного радиуса заряда (\bar{r}), которые включают учёт скорости детонации ВВ, плотности материала и его динамической прочности.

Знание границ режимов разрушения позволяет оптимизировать расстояние между зарядами и их конфигурацию, исключить неэффективные участки разрушения, минимизируя перерасход ВВ и обеспечить максимально равномерное дробление породы.

На основании практических данных и моделирования установлено, что удлиненные заряды в породах средней крепости обеспечивают переход к откольным явлениям при значениях относительного радиуса, превышающих 100-120, при этом качество дробления заметно улучшается за счёт образования мелкофракционного материала.

Максимальное напряжение в среде от относительного радиуса выражается зависимостью [5]:

$$\delta_r = \frac{\rho \cdot C}{g} \left[\frac{2400}{r} + \frac{360000}{r^2} + \frac{8640000}{r^3} \right], \quad \text{зс/см}^2 \quad (3)$$

где ρ – плотность породы, з/см³;

C – скорость продольных волн, см/с;

g – 1000 см/с².

Установлено, что с ростом относительного радиуса заряда (\bar{r}) напряжение уменьшается, что объясняется более равномерным распределением энергии взрыва. При малых значениях \bar{r} наблюдаются высокие напряжения, что способствует формированию объёмного разрушения. Для успешного дробления горных пород по линии наименьшего сопротивления на N частей необходимо, чтобы радиальное напряжение σ_r , создаваемое взрывной волной, превышало предел прочности породы на растяжение $[\sigma_p]$ в N раз.

Радиальное напряжение (σ_r), возникающее в породе при распространении взрывной волны, направлено радиально от центра заряда и играет ключевую роль в создании трещин и разрушении породы. Предел прочности на растяжение $[\sigma_p]$ – максимальное растягивающее напряжение, которое порода может выдержать без разрушения. Если напряжение в породе превышает этот предел, возникают трещины, приводящие к разрыву горных пород. Для того чтобы линия наименьшего сопротивления (напрямую соединяющая заряд и свободную поверхность) была эффективно разрушена на N частей, радиальное напряжение должно быть достаточно высоким, чтобы инициировать N трещин вдоль этой линии.

Если σ_r лишь немного превышает $[\sigma_p]$, разрушение произойдет, но порода разделится на меньшее количество крупных кусков. Увеличивая $[\sigma_p]$, можно увеличить количество трещин, следовательно, и количество фрагментов, на которые разделяется порода.

Значение $[\sigma_p]$ зависит от физико-механических характеристик породы (её плотности, структуры, наличия дефектов и др.).

Для выполнения условия, когда σ_r больше предела прочности на растяжение $[\sigma_p]$ породы в N раз, необходимо соблюдать равенство:

$$\sigma_r \geq N \cdot [\sigma_p] \quad (4)$$

где σ_r – радиальное напряжение, создаваемое взрывом;

N – количество фрагментов, на которые нужно разделить породу;

$[\sigma_p]$ – предел прочности породы на растяжение.

Согласно данной формуле, при увеличении N требуется более высокая интенсивность взрывного нагружения для достижения равномерного дробления породы.

При проведении уступной отбойки с использованием малых удельных расходов ВВ средний размер куска породы обычно составляет 250-300 мм. Однако, для того, чтобы откольные явления стали значимым фактором в механизме дробления, необходимо добиться того, чтобы порода по линии наименьшего сопротивления (ЛНС) раскалывалась под воздействием волны отражения на фрагменты с размером не более $d_{cp} = 250$ мм, т.е.:

$$N = \frac{L_{лнс}}{d}, \quad (5)$$

где $L_{лнс}$ – линия наименьшего сопротивления, м;

d – требуемый размер фрагментов.

Установлено, что чем больше относительный радиус заряда, тем больше количество фрагментов. Это подтверждает, что с увеличением \bar{r} разрушение становится мелкофракционным.

Так как

$$L_{лнс} = \bar{r} \cdot r, \quad (6)$$

где r – радиус скважинного заряда, то:

$$\sigma_r = \frac{L_{лнс}}{d} [\sigma_p] = \frac{\bar{r} \cdot r}{d} [\sigma_p] \quad (7)$$

Установлено, что чем больше радиус заряда, тем выше радиальное напряжение. Чем больше \bar{r} , тем выше напряжение, т.к. увеличивается зона разрушения.

Откольные явления начинают играть существенную роль, когда амплитуда волны растяжения, сформированной при отражении от свободной поверхности, превышает прочностные характеристики породы на растяжение и удельный расход ВВ подобран таким образом, чтобы обеспечивалась достаточная интенсивность волны отражения.

Раскалывание породы на фрагменты меньшего размера снижает нагрузку на последующее дробление, а формирование мелких кусков в зоне ЛНС улучшает условия для транспортировки и дальнейшей обработки горных пород.

При малых удельных расходах ВВ доминирует квазистационарный режим разрушения, при котором волна отражения не оказывает значительного влияния на дробление. Для реализации откольных явлений требуется увеличение удельного расхода до уровня, при котором волна растяжения способна эффективно преодолевать сопротивление породы.

Чтобы достичь необходимого размера фрагментов ($d_{cp} \leq 250$ мм), следует оптимизировать расположение зарядов относительно линии наименьшего сопротивления, увеличить удельный расход ВВ до уровня, при котором волна отражения будет максимально эффективной и учесть физико-механические свойства породы, такие как плотность и прочность на растяжение.

Таким образом, откольные явления становятся важным фактором в механизме дробления, когда параметры взрывных работ обеспечивают раскалывание породы на мелкие фрагменты вдоль линии наименьшего сопротивления. Это достигается путём тщательной настройки удельного расхода ВВ и учёта динамических характеристик взрывной волны.

Теперь рассмотрим границы интервала напряжений, при которых возможно нарушение сплошности породы еще до достижения волной напряжений свободной поверхности. Для этого необходимо, чтобы напряжения в волне растяжения σ'_r превышали предел прочности породы на растяжение $[\sigma_p]$, т.е.

$$\sigma'_r \geq [\sigma_p]. \quad (8)$$

Если $\sigma'_r \geq [\sigma_p]$, в массиве породы формируются микротрещины и зоны нарушения целостности. Этот процесс происходит в объёмах, удалённых от свободной поверхности, что способствует ослаблению породы и снижению её сопротивляемости дальнейшему разрушению. Нарушение сплошности до выхода волны на свободную поверхность повышает эффективность дробления, т.к.

ослабленный массив легче поддается последующим воздействиям, что особенно важно для пород высокой прочности, где механическое дробление может быть затруднено.

Нижняя граница σ'_r должна быть больше $[\sigma]$, чтобы вызвать трещинообразование. Верхняя граница σ'_r не должна быть настолько высокой, чтобы вызывать разрыв горных пород с образованием крупных фрагментов, т.к. это уменьшит равномерность дробления.

Увеличение удельного расхода ВВ (q) способствует повышению амплитуды волны растяжения (σ'_r). Скорость детонации и плотность ВВ также играют важную роль в достижении оптимальных параметров напряжений.

Таким образом, определение границ интервала напряжений позволяет точно настроить параметры взрывных работ, чтобы добиться максимальной эффективности дробления. Нарушение сплошности породы до выхода волны на свободную поверхность минимизирует затраты энергии на дальнейшую обработку и улучшает качество дробления массива.

Известно, что амплитуда отрицательной фазы напряжений (волна разрежения) равна амплитуде положительной фазы только на очень больших расстояниях от заряда. Вблизи заряда σ'_r намного меньше σ_r , примем, что отношение амплитуды сжатия σ_r к амплитуде фазы растяжения вблизи заряда равно 50:1.

Если свободная поверхность расположена на расстоянии не более 10-15 радиусов заряда, основной вклад в образование видимой поверхности кусков породы вносит отраженная волна. При этом, помимо видимой поверхности кусков, в массиве формируется значительная внутренняя поверхность, представленная системой микротрещин. Такой процесс, при котором взрывные нагрузки создают в породе сеть микротрещин с расстоянием между ними, сопоставимым с размерами зёрен полезных компонентов, можно определить как супердробление.

Граница проявления супердробления зависит от целого ряда факторов, включая прочность породы на разрыв, плотность материала, бризантность и энергоёмкость ВВ. Эти параметры изменяются в зависимости от состава массива, что делает границы супердробления непостоянными. При удельных расходах эталонного ВВ около 3 кг/м^3 можно достичь границы полного супердробления, при которой 70-100 % породы разрушается на отдельные, ослабленные микротрещинами. Если удельный расход меньше 3 кг/м^3 , наблюдается частичное супердробление. В этом случае часть массива остаётся в виде крупных прочных фрагментов, а другая часть – в виде мелких ослабленных фракций с развитой сетью микротрещин. Крупные фракции формируются из неослабленных участков массива, расположенных ближе к заряду, где отраженная волна имеет меньшую интенсивность. Мелкие фракции, напротив, концентрируются у свободной поверхности, где воздействие отражённой волны наиболее интенсивно. Средний диаметр кусков ослабленных и неослабленных частей массива отличается незначительно. Это связано с тем, что с удалением от заряда крупность кусков возрастает, а интенсивность дробления уменьшается. При удельных расходах менее 3 кг/м^3 неослабленная порода составляет до 20 % массива и сосредоточена в крупных фрагментах. Супердробление позволяет достичь значительного повышения эффективности последующей переработки полезных компонентов за счёт мелких ослабленных фракций. Оптимизация удельного расхода ВВ

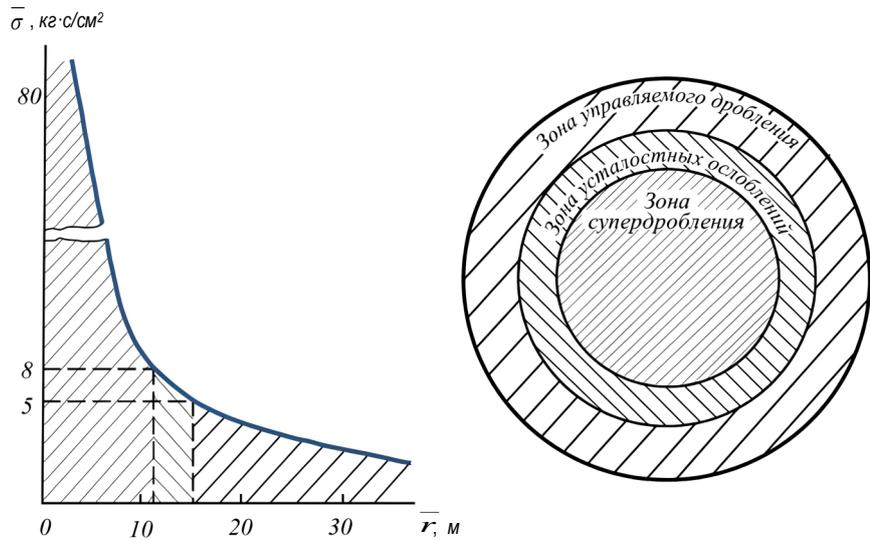


Рис. 4. Зоны различной интенсивности дробления в крепких горных породах при взрыве одиночного заряда

обеспечивает баланс между полным и частичным супердроблением, минимизируя затраты и обеспечивая равномерное разрушение массива.

На рис. 4 показаны зоны действия различных режимов разрушения и доля супердробления при изменении удельного расхода ВВ.

Качество дробления для одиночного заряда напрямую зависит от удельного расхода ВВ, длительности процесса и градиента скорости в массиве. При этом, если используется совместная отбойка несколькими зарядами, ключевым фактором становится коэффициент сближения скважин, от которого зависит эффективность дробления.

r – относительное расстояние до центра заряда;

$\bar{\sigma} = \frac{\sigma}{\sigma^*}$ – относительная амплитуда импульса взрыва;

σ^* – предел прочности породы.

При уменьшении расстояния между одновременно взрывающимися скважинами фронт волны напряжений начинает формироваться как общий плоский фронт. Это снижает геометрическое затухание и увеличивает абсолютное значение скорости движения пород.

В результате волна оказывает более интенсивное воздействие на массив, что улучшает дробление. Однако выполаживание фронта также приводит к уменьшению градиента скорости, что негативно сказывается на качестве дробления.

Таким образом, существует оптимальный коэффициент сближения скважин, который обеспечивает наилучшее соотношение между интенсивностью волны и градиентом скорости.

Свойства породы, такие как плотность, прочность и упругость, играют важную роль в определении оптимального расстояния между скважинами. Абсолютное значение удельного расхода ВВ также влияет на выбор коэффициента: с увеличением расхода оптимальный коэффициент сближения скважин должен уменьшаться, чтобы эффективно использовать энергию взрыва.

Максимального градиента скорости можно достичь, если взрывать скважины в ряду с некоторым временным интервалом, особенно при малых значениях коэффициента сближения. Это позволяет создать направленное воздействие волны, улучшая качество дробления. Такой подход особенно эффективен для пород высокой прочности, где требуется высокая степень контроля над параметрами взрывного воздействия.

Оптимизация коэффициента сближения скважин позволяет минимизировать перерасход ВВ и улучшить равномерность дробления. Учёт влияния удельного расхода, свойств породы и временных интервалов между взрывами позволяет адаптировать взрывные работы под конкретные условия, повышая их эффективность.

Таким образом, качество дробления определяется балансом между увеличением интенсивности волны напряжений и

сохранением достаточного градиента скорости. Оптимальный коэффициент сближения скважин, зависящий от удельного расхода ВВ и свойств породы, является важным параметром, который необходимо учитывать при проектировании взрывных работ. Дополнительное применение неодновременного взрывания скважин позволяет улучшить контроль над процессом и достичь высокой эффективности дробления.

Библиографический список:

1. Мец Ю.С. Разработка методов управления взрывным разупрочнением железистых кварцитов // Дисс. ... д-р техн. наук. – Кривой Рог, 1985. – 250 с.
2. Мец Ю.С. Исследование взрывной усталости горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – Москва, 1983. № 1. – С. 42-47.
3. Мец Ю.С. Дробление горных пород взрывом // Взрывное дело. – Москва: Недра, 1984. – №86/43. – С. 81-89.
4. Лангефорс У. Современная техника взрывной отбойки горных пород [Текст] // У. Лангефорс, Б. Кильстрем; Сокр. пер. с англ. канд. техн. наук С.А. Смирнова [и др.]; Под ред. проф. д-ра техн. наук Г.П. Демидюка. – Москва: Недра, 1968. – 284 с.
5. Репин Н. Я., Токмаков В. И., Редкин М. Б. и др. О повышении эффективности добычи и переработки железистых кварцитов КМА за счёт управления их прочностью // Научные основы создания комплексов кумулятивной струйно-механизированной и автоматизированной подводной добычи полезных ископаемых. Тез. докл. Всесоюз. науч.-техн. конф. – М.: МГИ, 1980. – С. 670-710.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025. No. 2 (101) pp. 26-32

INFLUENCE OF BLAST INTENSITY ON CRACK FORMATION MECHANISMS IN ROCK MASSES

¹Ochilov Sh.A., Head of the Department of «Technology and Techniques of Geological Exploration», PhD.

²Zairova F.Yu., Engineer of the Department of Innovative Development, PhD. E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz

³Saparov M.A., Head of the Production and Technical Department (PTD) Auminzo-Amantoy Mine.

³Raimqulova S.M., Doctoral Candidate Department of Mining Engineering.

¹University of Geological Sciences. Tashkent, Uzbekistan.

²JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Uzbekistan.

³Tashkent State Technical University named after I. Karimov. Tashkent, Uzbekistan.

The article discusses the features of crack formation in rock masses under varying blast intensity. It analyzes the influence of specific explosive consumption, charge spacing coefficient, dynamic characteristics of the blast wave, and charge geometry on destruction modes. Special attention is given to the mechanism of superfine fragmentation and the transition to a quasi-stationary destruction regime. Recommendations are presented for optimizing blasting parameters in complex geological conditions of deep open-pit mines. It is shown that effective control of blast intensity and initiation regime can enhance fragmentation efficiency, minimize energy consumption, and improve rock mass preparation for further processing.

Keywords: blast impact, crack formation, rock masses, superfine fragmentation, specific explosive consumption, charge spacing coefficient, destruction dynamics, quasi-stationary regime, fragmentation efficiency, deep open-pit mines.

Bibliographic list:

1. Metz Y.S. Development of Methods for Managing Explosive Weakening of Ferruginous Quartzites. Doctoral dissertation in technical sciences. – Kryvyi Rih, 1985. – 250 p.
2. Metz Y.S. Study of Explosive Fatigue in Rocks. – Physico-Technical Problems of Mineral Resource Development. – Moscow, 1983. No. 1, pp. 42-47.
3. Metz Y.S. Rock Fragmentation by Blasting. – Vzryvnoye delo. – Moscow: Nedra, 1984. – No. 86/43, pp. 81-89.
4. Langefors U., Kihlström B. The Modern Technique of Rock Blasting [Text] // Abridged translation from English by Ph.D. S.A. Smirnov [et al.]; Edited by Prof. Dr. Tech. Sci. G.P. Demidyuk. – Moscow: Nedra, 1968. – 284 p.
5. Repin N.Ya., Tokmakov V.I., Redkin M.B. et al. Improving the Efficiency of Mining and Processing of Ferruginous Quartzites in the Kursk Magnetic Anomaly by Controlling Rock Strength. – Scientific Foundations for the Development of Complexes for Cumulative Jet-Mechanized and Automated Underwater Mining of Minerals. Abstracts of the All-Union Scientific and Technical Conference. – Moscow: MGI, 1980, pp. 670-710.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРИЧИН СНИЖЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ, ВЫХОДА ИЗ СТРОЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН И МЕТОДОВ РЕМОНТНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ



Тошов Ж.Б.,
начальник отдела
«Трансфер знаний и работа с отраслями
промышленности»
ТГТУ, д.т.н., профессор



Махмудов Ш.А.,
доцент кафедры
«Горная электромеханика» НГГТУ



Махмудова Г.А.,
базовый докторант
ТГТУ

Mazkur maqolada kon sharoitida texnologik skvajinalardan foydalanishda uchraydigan muammolar – chuqur nasos uskunalarning past ishonchiligi hamda filtr zonasining kolmatatsiyalanishi bilan bog'liq holatlar tahlil qilingan. Mavjud texnik yechimlar, jumladan KDF-118/0,8-1,2 turidagi filtrlardan foydalanish, mexanik tozalash usullari (siqilgan havo yordamida skvajinani yuvish, svabirlash), shuningdek turli konsentratsiyadagi kislotali eritmalar bilan kimyoviy ishlov berish texnologiyalari ko'rib chiqilgan. Tadqiqot natijalariga ko'ra, mavjud rejalashtirilgan tiklash choralarini yetarli bo'lmay, amalda ularning samaradorligi cheklanganligi aniqlangan. Shu bois, quduqlarning filtratsiya xossalari va debitini tiklashga qaratilgan texnologiyalarni takomillashtirish bo'yicha izlanishlar olib borish muhim ilmiy-amaliy masala sifatida e'tirof etilgan.

Kalit so'zlar: skvajina, texnologiya, ishonchilik, filtr, ishlov berish, tiklash, samaradorlik, resurs, nasos, kolmatatsiya.

В данной работе произведён анализ проблем эксплуатации технологических скважин на рудниках, обусловленные низкой надёжностью глубинного насосного оборудования и кольматацией прифилтровой зоны. Рассмотрены существующие технические решения, включая использование фильтров типа КДФ-118/0,8-1,2, методы механической очистки (прокачка сжатым воздухом, свабирование) и химической обработки кислотными растворами различной концентрации. Установлено, что несмотря на применение комплекса восстановительных мероприятий, эффективность существующих методов остаётся ограниченной. Подчеркивается актуальность дальнейших исследований в области совершенствования технологий восстановления фильтрационных характеристик и дебита скважин.

Ключевые слова: скважина, технология, фильтр, обработка, восстановление, эффективность, ресурс, насос, кольматация.

Технологические скважины являются основным звеном в техническом оснащении предприятий подземного выщелачивания.

Выход из строя даже одной скважины или несоответствие её заданным техническим характеристикам, отрицательно влияет на технологию процесса ПСВ и требует оперативной перестройки режимов эксплуатации производственной ячейки или блока [1-2].

В ходе эксплуатации, в подавляющем большинстве случаев наблюдается снижение дебита или приёмистости скважин, обусловленное отложением на фильтре и в прифилтровой зоне кольматирующих образований химического происхождения, глинистых частиц, оставшихся в результате некачественного удаления бурового раствора при освоении скважины, образованием песчаных пробок в фильтре, вследствие суффозии песка из продуктивного пласта, механической кольматации закачных скважин, в результате наличия в выщелачивающих растворах мехвзвесей.

Помимо этого, возникают нарушения герметичности обсадных колонн, нарушение целостности фильтров, обрывы водоподъёмного оборудования и др.

В связи с этим, возникает необходимость в проведении различных мероприятий по восстановлению дебита – удаление песчаных пробок, а также кольматирующих образований с поверхности фильтра и прифилтровой зоны, восстановление герметичности обсадных колонн, замена фильтров.

Ремонтно-восстановительные работы в скважинах – это комплекс работ, проводимых в скважинах для восстановления их коэф-

фициента фильтрации, показателя проницаемости, масса переноса и движения жидкости и работоспособности их.

Несмотря на то, что скважинные условия работы насосов не столь жёсткие, как в нефтедобывающих скважинах (малые глубины погружения, малая вязкость продуктивного раствора и т.п.), как показал длительный опыт их применения на практике, они не обеспечивают достаточной надёжности и ресурса работы.

Ниже представлена сравнительная информация по ресурсу и надёжности погружных насосов на месторождениях урана стран СНГ за 5 лет (табл. 1).

На основании десятилетнего опыта эксплуатации был проведён сравнительный анализ достоинств и недостатков, представленных погружных насосов для унификации насосного оборудования на руднике и выбора в качестве основного одного из них (табл. 1).

Анализ показывает, что у каждого из насосов имеются определённые достоинства и недостатки. Общим для них является недостаточный ресурс работы насосов, связанный с присутствием в продуктивном растворе механических примесей, преимущественно песка, так как продуктивные пласты сформированы слабосцементированными породами, прочность которых снижается в кислой среде и гидромеханикой раствора в породе при наличии подпора со стороны нагнетательных скважин.

Механические примеси в продуктивном растворе приводят к интенсификации абразивного износа элементов насосной части, перегреву и заклиню насоса из-за роста механических потерь на

Таблица 1

Сравнительные данные по ресурсу и причинам отказов погружных насосов на месторождениях урана

№ п/п	Марка насоса	Средняя наработка	Процент выхода из строя	Причины выхода из строя	Примечание
1.	Grundfos SPM 14A- 18H	6830	56 %	Износ рабочих камер, колес и вала насосной части	Ремонт за счёт замены насосной части, электродвигатель неремонтопригодный
2.	Odesse POSS-13- 13/6	6953	54 %	Поломка вала, трещины в корпусе винта крепления шлицевой муфты насосной части при 4800 м/ч	–
3.	Sinar 4SP5-24	6384	69 %	Обрыв кабеля электродвигателя, завышенный ток электродвигателя	Ремонт за счёт замены электродвигателя
4.	Ульба KSPN -6-Z616-8-5,5	7839	33 %	Быстрый износ вала и контргайки между электродвигателем и насосной частью	–

трение, снижению КПД насосных установок и перерасходу электроэнергии. Несомненно, что на интенсивность износа оказывает влияние и гранулометрический состав выносимого песка.

На рис. 1 приведена диаграмма основных причин отказов глубинного насосного оборудования за 5 лет, откуда также следует, что основными причинами отказов насосов являются механический износ подвижных частей насоса – в среднем 48 %, далее следуют неисправности электрической части (кабеля, электродвигателя) – 21 % и 31 % прочие.

Осложнения при выводе скважины на режим обусловлены высоким содержанием КВЧ в начальный период работы после подземного ремонта от 200 до 1000 мг/л. Это часто превышает паспортные характеристики насосов, даже износостойкого исполнения. Механические частицы, проходя через рабочие органы насосов, производят абразивную работу и являются основной причиной износа рабочих камер, рабочих колёс и валов, перегрева обмоток электродвигателя из-за забивания фильтров.

Во многих вновь осваиваемых насосных скважинах значительное количество механических примесей поступает из пласта только в первые дни эксплуатации. Основная масса отказов глубинно-насосного оборудования по засорению – порядка 80 %, приходится на вновь введенные скважины из бурения, после забуривания второго ствола или проведения подземного ремонта.

В дальнейшем, при отработке скважины в определенный промежуток времени отказы по причине засорения на этих скважинах снижаются [3-5].

В результате недостаточной надёжности и ограниченного ресурса глубинного насосного оборудования на рудниках увеличиваются затраты на его техническое обслуживание и ремонт, а также возрастают простои скважин. Для минимизации негативного воздействия механических включений и обеспечения защиты насосного оборудования на месторождениях широко применяются скважинные фильтры типа КДФ-118/0,8-1,2 (фильтровые колонны). Согласно установленным техническим требованиям, концентрация твёрдых частиц в откачиваемом растворе не должна превышать 50 мг/л.

Основные причины выхода технологических скважин из строя:

- выбор несоответствующего вида тампонажного материала, и неправильная технология проведения изоляционных работ в скважине при её сооружении приводит к возникновению гидравлической связи за эксплуатационной колонной, т.е. перетоков выщелачивающих и продуктивных раствором между водоносными горизонтами.
- повреждение труб эксплуатационной колонны и фильтра в процессе монтажных и ремонтно-восстановительных работ.
- нарушение герметичности обсадных колон на резьбовых соединениях в результате знакопеременных температурных воздействий растворов.
- несоответствие технических параметров фильтров (проходных отверстий, скважности и др.), геолого-гидрогеологическим характеристикам пород рудного горизонта.
- зарастание фильтров и прифильтровой зоны продуктами



Рис. 1. Причины отказов насосного глубинного оборудования

химической и механической кольматации, в результате чего производительность скважин снижается ниже допустимых пределов, требуемых технологией добычи.

Основными причинами снижения производительности закачных скважин:

- причиной снижения приёмистости закачных скважин является изменение проницаемости пород продуктивного горизонта в зоне фильтра в сторону уменьшения их естественной проницаемости.
- проницаемость пород изменяется в результате различных физико-химических явлений, происходящих в период подачи выщелачивающего раствора в пласт.

Основными причинами снижения производительности откачных скважин в условиях рудника является механическая и химическая кольматации их фильтров и прифильтровой зоны. Кольматация это - процесс снижения фильтрационных свойств фильтров технологических скважин и прифильтровых зон рудовмещающего горизонта за счёт осаждения веществ, растворённых в рабочих растворах, или механического перемещения частиц рудовмещающего горизонта, а также газовыделений [6-7].

Основные формы кольматации:

- химическая кольматация проявляется в результате образования осадков химического происхождения, закупоривающих поровое пространство проницаемых пород;
- газовая кольматация возникает вследствие генерации углекислого газа и сероводорода в водоносном горизонте при взаимодействии кислоты с карбонатными компонентами пород;
- ионообменная кольматация обусловлена изменениями структуры пор под влиянием органических веществ и глинистых минералов в условиях колебаний pH и минерализации фильтрующихся растворов;
- механическая кольматация вызвана физическим засорением поровых каналов твёрдыми взвесями, содержащимися в потоке, а также смещением песчаных частиц вследствие суффозионных процессов.

Капитальный ремонт технологических скважин производится для выполнения следующих работ:

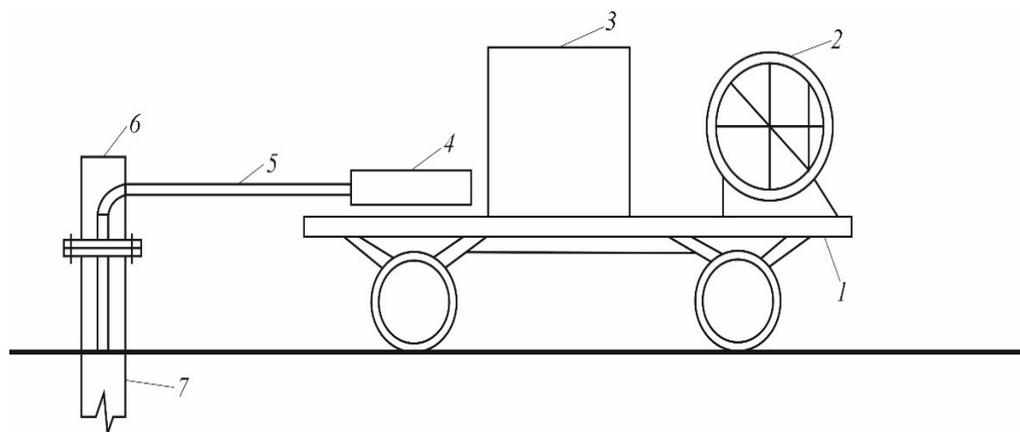


Рис. 2. Установка для подачи реагента: 1 – прицеп; 2 – барабан; 3 – ёмкость; 4 – химический насос; 5 – полиэтиленовая плеть; 6 – оголовок; 7 – технологическая скважина

- для замены фильтров;
 - для приведения эксплуатационной колонны в рабочее состояние;
 - для изоляции затрубного пространства.
- Основные причины, приводящие к необходимости проведения капитального ремонта скважин:
- при повреждении приёмной поверхности фильтра или его каркаса;
 - в случае полного зарастания фильтров продуктами коагуляции с блокировкой растворопотока и при невозможности привести фильтр в рабочее состояние;
 - при несоответствии коррозионной устойчивости материала фильтра и труб эксплуатационной колонны к выщелачивающим растворам;
 - при поступлении песка в скважину в количествах, превышающих нормативные требования;
 - при нарушении гидроизоляции продуктивного горизонта в результате различных дефектов в обсадных и эксплуатационных колоннах.

В процессе исследований нами рассмотрены методы технологического процесса проведения ремонтно-восстановительных работ. Успешная эксплуатация скважин зависит не только от отработки и методов ремонтно-восстановительных работ, но и от правильности сооружения их, в том числе и разглинизации прифильтровой зоны.

Сооружение и освоение скважин, очень важные этапы работ, от качества, выполнения которых, зависит безаварийное в течение длительного времени функционирование скважины. Освоение скважин – заключительный этап сооружения скважин, целью которого является обеспечение проектной производительности скважин и подготовка их к длительной эксплуатации в заданном режиме [7-9].

Реагентная обработка скважин представляет собой химическую технологию, направленную на восстановление фильтрационных свойств скважин путём введения специальных составов в фильтровую колонну и прилегающий прифильтровый пласт с целью растворения коагулирующих отложений.

Данный метод применяется преимущественно на участках с выраженной химической коагуляцией, а также в случаях, когда механические или физические способы очистки фильтра и прифильтровой зоны оказываются недостаточно эффективными.

Проведение реагентной обработки скважин возможно как после выполнения ремонтно-восстановительных мероприятий (удаление песчаных отложений, промывка фильтров и отстойника, эрлифтная прокачка), так и в процессе эксплуатации, без предварительной промывки или прокачки.

- Основные методы химического воздействия включают:
- обработку фильтра и прифильтровой зоны раствором серной кислоты в концентрации от 1 до 5 %;
 - применение смеси плавиковой и серной кислот, полученной путем добавления бифторида аммония (16-24 г/л) в сернокислотный раствор (40 г/л).

Подача кислоты в зону установки фильтров осуществляется принудительной подачей насосом через шланг, с герметизацией устья скважины при статическом уровне растворов в скважине выше уровня земли (самоизлив).

Призабойная зона пласта в процессе бурения загрязняется отфильтровавшимся глинистым раствором, что ведет к закупорке пор пласта и снижению естественной проницаемости пород. Работы по освоению включают удаление глинистой корки со стенок скважин (разглинизация) в интервале размещения фильтра и очистки полости фильтра от механических примесей.

Разглинизацию проводят прокачками, и, если требуемая производительность скважин не достигается, ее подвергают дополнительной химической обработке растворами кислот.

Химическая обработка скважин проводится путем многократной закачки химических реагентов в прифильтровое пространство, где происходит растворение коагулирующих отложений с последующим выносом их в колонное пространство и удалением на поверхность. Для эффективного разрушения глинистых и кремниевых компонентов применяются реагенты на основе фтористоводородной кислоты (HF) и бифторида аммония ($NH_4F \cdot HF$), способные растворять алюмосиликатные соединения.

Оптимальная концентрация HF при обработке составляет 5-8 %. Бифторид аммония представляет собой кристаллическую кислотную соль фтористоводородной кислоты, с содержанием последней в пределах 25-30 %. Водные и солянокислые растворы данного реагента обладают высокой агрессивностью, что требует строгого соблюдения мер безопасности при их применении. Плавиковая кислота, высвобождающаяся при растворении бифторида, активно взаимодействует с различными металлами, разрушает силикатные породы и стекло.

Предлагаемые методы, которые были рассмотрены выше, не являются универсальными, поскольку условия, в которых сооружается каждая скважина, неповторимы и индивидуальны. Из этого следует, что для подбора эффективного метода для увеличения проницаемости призабойной зоны скважины необходимо четкое представление о причинах, вызывающих коагуляцию и о возможных последствиях развития процесса изменения фильтрационных характеристик пород при ведении процесса ПСВ.

Оборудование для ремонтно-восстановительных работ технологических скважин

№	Название	Технические характеристики	Назначение
1.	Установка для проверки и опрессовки сосудов УПОС-700М	УПОС имеет шланг 700 м ПНД 42 (40 мм), намотанный на барабан, имеется бронированный шланг (до 150 м). Шланг имеет разметку	Промывка обсадной и фильтровой колонны от механических осадков, примесей, производится технологическим раствором, который подаётся погружным насосом SP 15-33 (давление до 33) через шланг ПНД-42 (40 мм) длиной 700 м с бронированным шлангом до 150 м, намотанных на барабан установки, опускаемого в обсадную колонну поинтервальной до пробки отстойника. Промывка идет до выхода чистого раствора
2.	Насос для промывки SP 15-33 (давление до 33 атм.)	Специальные насадки из н/ж стали для промывки отстойника и зоны фильтров	Для повышения эффективности промывки на нижний конец бронированного шланга закрепляется специальная насадка (из нержавеющей стали, с отверстиями определенного направления – для более эффективной промывки фильтров и ствола скважины). Насадка перемещается вдоль фильтра со скоростью 0,4-0,5 м/мин. Давление до 33 атм.
3.	Насос для перекачки SP 17-16 (давление до 16 атм.)	Установка на шинном ходу, передвижная, со сборной ёмкостью для растворов до 12 м ³	Поступающий из скважины раствор технологический попадает в ёмкость, смонтированную на прицепе (объем 12 м ³). Из ёмкости раствор перекачивается в близлежащий пескоотстойник перекачным насосом 17-16, по трубопроводу, предоставленному Заказчиком
4.	Компрессорная установка XRVS 336	Минимальное рабочее давление – 15,5 бар Максимальное рабочее давление – 27 бар Избыточное рабочее давление – 25 бар Дизельный двигатель – Сат Ёмкость бака – 538 л	Подача воздуха осуществляется через систему труб УПОС-700М (заглубка труб ПНД42(40 мм) осуществляется до 180-200 м) путём постепенного открытия раздаточного вентиля компрессорной установки. Производятся периодические пуски и остановки компрессора для создания гидравлических ударов, фиксируется показание пусковое и рабочее по манометру. Замеряется дебит, визуально или проба раствора на мехзвеси. При появлении в откачиваемой жидкости мехзвесей прокачка продолжается до полного осветления раствора. При очистке фильтровой колонны и отстойника от песка и получении низкого дебита прокачка продолжается в предыдущем режиме. При достижении заданного дебита прокачка продолжается в стабильном режиме (от 1 до 4-х ч)

Для реагентной обработки технологических скважин и прискважинной зон пласта применяется установка для подачи реагента типа УОС или УПОС (рис. 2). Ниже приводится технология и последовательность реагентной обработки скважин. Подачу реагента в откачные скважины планируется выполнить следующим образом. Полиэтиленовая емкость объемом 4 м³, смонтированная на полуприцепе, устанавливается на ровной площадке, вблизи технологической скважины, оборудованной герметичным оголовником. В ёмкости на основе технической воды или ВР готовится раствор реагента. Полученный раствор, через полиэтиленовую плетть насосом подается в откачную скважину. По завершению процесса нагнетания растворов, скважина должна отстояться. Затем производится эрлифтная прокачка до восстановления проектного дебита и получения чистых растворов.

Промывка фильтровых колонн и отстойников технологических скважин при помощи установки УОС или УПОС и последующей прокачкой передвижным компрессором.

Состояние эксплуатационных выработок контролируется 1 раз в полугодие методами ГИС.

Ежегодно выполняется полная инвентаризация парка скважин. Скважины, выведенные из производства по техническому состоянию и не подлежащие ремонту будут ликвидироваться.

Состав промывочной жидкости для проведения ремонтно-восстановительных работ с применением химических реагентов использованные для приготовления промывочной жидкости: Бифторид аммония (БФА) (NH₄F·HF) представляет собой бесцветное кристаллическое вещество, его кислотность в пересчете на плавиковую кислоту составляет 25 %, плотность реагента 1,01 г/см³. Выпускается по ГОСТ 9546-75, хранится в крытых складских помещениях, предохраняя от попадания влаги, легко и быстро растворяется в воде. Относится к токсичным веществам, взрывобезопасен, пожаробезопасен. Бифторид аммония успешно заменяет традиционный для добывающей промышленности, но опасный и агрессивный материал – плавиковую кислоту, которая очень агрессивна разъедает многие материалы, вызывает сильные ожоги, выделяет вредные для дыхания пары. Один килограмм БФА эквивалентен

1,55 л 40%-й плавиковой кислоты. В определённой концентрации сочетание растворов серной кислоты и бифторид аммония служит для растворения химических осадков в скважинах, для восстановления дебита, приемистости. Готовится из расчёта 4 м³ маточника сорбции укрепляются 40-50 г/л серной кислоты. По заданию геотехнолога в ёмкость 4 м³ заливается укрепленный раствор серной кислоты, засыпается определённое количество бифторида аммония, растворяется и через систему шлангов и подающих насосов заливается в скважину. Сутки скважина отстаивается. После 24 ч проведения химических реакций в скважине – скважина подлежит полному комплексу ремонта – промывка всей колонны скважины и освоение компрессором.

Кислота серная (H₂SO₄) – представляет собой бесцветную, прозрачную, маслянистую жидкость, без запаха, без осадка смешивается с водой (при сильном разогревании). Плотность около 1,83 г/см³. В приготавливаемом растворе смесь раствора бифторида аммония и раствора серной кислоты предназначается в качестве сильноосновной кислоты в реакции обмена с бифторидом аммония. Получаемый в итоге раствор является основным реагентом, позволяющим восстановить эффективную пористость рудовмещающего горизонта и удалить кольматанты из фильтровой колонны.

Оборудование ремонтно-восстановительных работ (РВР) технологических скважин – это активная часть основных фондов предприятий ПСВ урана, т.е. машины, установки, агрегаты др., основные характеристики их сведены в табл. 2.

Таким образом, для борьбы с механической кольматацией применяются прокачка технологических скважин сжатым воздухом и свабирование. Для борьбы с химической кольматацией при фильтровую зону технологической скважины обрабатывают растворами с разной кислотностью, в результате чего происходит растворение высалившихся соединений в межпоровом пространстве рудовмещающих пород, сечение пор увеличивается, и производительность (дебит) скважин частично восстанавливается. Однако указанные способы не дают желаемых результатов, до сего времени ряд вопросов, связанных с разработкой методов и средств восстановления дебита скважин, не решён.

Для повышения эффективности эксплуатации технологических скважин применяются химические, физико-химические, механические методы и их комбинации для борьбы с осложнениями и крепления пород пласта, прискважинной зоны и эффективной очистки скважин.

Определено, что системный подход при оценке осложнений условий разработки подземного скважинного выщелачивания

позволяет разделить их на подсистемы: осложнения в массиве руды, в прискважинной зоне, в скважине и при эксплуатации технологического оборудования.

Решение задачи включает два основных направления: управление процессом осложнений в пласте, призабойной зоне скважины и самой скважине, а также управление режимом работы технологического оборудования.

Библиографический список:

1. Башкатов А.Д. *Прогрессивные технологии сооружения скважин*. – М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2003. – 554 с.
2. Bommer P.M., Schechter R.S. *Mathematical modeling of in-situ uranium leaching*. – Society of Petroleum Engineers Journal. – 1979. - No. 19, pp. 34-45.
3. Махмудов А.М., Курбонов О.М. *The method and arrangement to increase the efficiency and utilization of submersible pumping equipment // Горный вестник Узбекистана*. – Навои, 2021. – № 1 (84). – С. 4-7.
4. Makhmudov A., Kurbonov O.M., Safarova M.D. *Research of the pressure characteristics of the centrifugal water drainage plant of the WCP 25-60G brand // Australian Journal of Science and Technology*, ISSN. – No. 2208-6404. – С. 279-282.
5. Mukhanov B.K., Omirbekova Zh.Zh., Usenov K.A., Wójcik W. *Simulating In-situ Leaching Process Using COMSOL Multiphysics // INTL International Journal of Electronics and Telecommunications*. – 2014. – Vol. 60, No. 3, pp. 213-217.
6. Петросов Д.А. *Основные положения новой технологии сооружения высокодебитных скважин на воду*. – М.: МГГУ, 2004. – 146 с.
7. Толстов Е.А. и др. *Техника и технология сооружения геотехнологических скважин в Навоийском ГМК*. – М.: «НИА-Природа», 2004. – 122 с.
8. Толстов Е.А., Першин М.Е., Гаджумян Р.А., Филиппов С.А. *Охрана окружающей среды при разработке гидрогенных месторождений радиоактивного металла подземным выщелачиванием*. – М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. – 44 с.
9. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. *Физико-химические геотехнологии освоения месторождений радиоактивного металла и золота в Кызылкумском регионе*. – М.: «Геоинформцентр», 2002. – 144 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 2 (101) pp. 33-37

INVESTIGATING THE CAUSES OF REDUCED PRODUCTIVITY, FAILURE OF PROCESS WELLS AND METHODS OF WORKOVER OPERATIONS

¹Toshov J.B., Head of the Department «Knowledge Transfer and Industrial Collaboration», Doctor of Technical Sciences, Professor.

²Makhmudov Sh.A., Associate Professor, «Mining Electromechanics» Department, PhD.

³Makhmudova G.A., basic doctoral student.

¹Tashkent State Technical University named after I.A. Karimov, Tashkent, Uzbekistan.

²Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan.

This paper analyzes the problems of operation of process wells at mines due to low reliability of deep well pumping equipment and colmatation of the filter zone. The existing technical solutions are considered, including the use of filters of KDF-118/0,8-1,2 type, methods of mechanical cleaning (compressed air pumping, welding) and chemical treatment with acid solutions of different concentrations. It is established that in spite of application of a complex of restorative measures, efficiency of existing methods remains limited. The relevance of further research in the field of improvement of technologies for restoration of filtration characteristics and well flow rate is emphasized.

Key words: well, technology, filter, treatment, restoration, efficiency, resource, pump, colmatization.

Bibliography:

1. Bashkatov A.D. *Progressive technologies of well construction*. – М.: Nedra-Business Center LLC, 2003. – 554 p.
2. Vommier R.M., Schechter R.S. *Mathematical modeling of in-situ uranium leaching*. Society of Petroleum Engineers Journal. 1979. No. 19, pp. 34-45.
3. Makhmudov A.M., Kurbonov O.M. *The method and arrangement to increase the efficiency and utilization of submersible pumping equipment // Mining Bulletin of Uzbekistan*. – Navoi, 2021. – No. 1 (84), pp. 4-7.
4. Makhmudov A., Kurbonov O. M., Safarova M. D. *Research of the pressure characteristics of the centrifugal water drainage plant of the WCP 25-60G brand // Australian Journal of Science and Technology*, ISSN. – No. 2208-6404, pp. 279-282.
5. Mukhanov B.K., Omirbekova Zh.Zh., Usenov K.A., Wójcik W.. *Simulating In-situ Leaching Process Using COMSOL Multiphysics // INTL International Journal of Electronics and Telecommunications*. 2014. – Vol. 60. No. 3, pp. 213-217.
6. Petrosov D.A. *Basic Provisions of New Technology for Construction of High-Debit Water Wells*. – М.: MGU, 2004. – 146 p.
7. Tolstov E.A. et al. *Technique and technology of construction of geotechnological wells in Navoi MMC*. – М.: NIA-Priroda, 2004. – 122 p.
8. Tolstov E.A., Pershin M.E., Gadzhumyan R.A., Filippov S.A. *Environmental protection during development of hydrogenic deposits of radioactive metal by in-situ leaching*. – М.: Geoinformcenter LLC, 2003. – 44 p.
9. Tolstov E.A., Tolstov D.E. *Physico-chemical geotechnologies of development of radioactive metal and gold deposits in Kyzylkum region*. – М.: Geoinformcenter. – М.: 2002. – 144 p.

ИНТЕГРАЦИЯ ФОТОГРАММЕТРИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ В МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК: СОЗДАНИЕ ЦИФРОВЫХ МОДЕЛЕЙ И КОНТРОЛЬ ТОЧНОСТИ



Курбанов Х.А.,
базовый докторант кафедры
«Маркшейдерское дело и геодезия», ТГТУ



Исомов Р.И.,
мастер производственного обучения
Учебного центра АО «НГМК»



Якубов Т.Ш.,
ассистент кафедры
«Маркшейдерское дело и геодезия», ТГТУ

Maqolada yer osti kon lahimlarining raqamli modeliga alohida e'tibor qaratgan holda, marksheyderlik o'lchov ishlarida fotogrammetrik usullardan foydalanish masalalari ko'rib chiqilgan. Zamonaviy raqamli fotogrammetriya yutuqlari, xususan mobil qurilmalar hamda Agisoft Metashape kabi maxsus dasturiy ta'minotlardan foydalanish orqali murakkab fazoviy obyektlarning aniq uch o'lchamli modellarini qimmatbaho uskunalarsiz olish mumkinligiga e'tibor qaratilgan. Tadqiqotda yorug'lik past sharoitlarda tasvirga olishni tashkillashtirish va mobil kamera kalibrovka koeffitsientlari orqali natijalarning aniqligini oshirish masalalariga alohida e'tibor qaratilgan. Shuningdek, 3D PluraView stereomonitoridan foydalangan holda amalga oshirilgan stereovizualizatsiyada nuqtalar bulutini va obyekt geometriyasini taxrirlash model sifatini sezilarli darajada yaxshilanishini namoyon etdi. Nazorat nuqtalari asosida o'tkazilgan tahlil kalibrovka koeffitsiyentlari qo'llanilgandan so'ng yuqori metrik aniqlikni ko'rsatdi, bu esa taklif etilgan metodikaning yer osti kon sharoitlarida operativ monitoring va marksheyderlik tahlili uchun samarali ekanligini tasdiqlaydi.

Kalit so'zlar: yer osti kon lahimlari, marksheyderlik ta'minoti, fotogrammetriya, 3D modellashirish, nuqtalar buluti, stereovizualizatsiya, relyefning raqamli modeli, Agisoft Metashape, kamera kalibrovkasi, fazoviy joylashuv, nazorat nuqtalari.

В данной статье рассмотрено применение фотограмметрических методов в маркшейдерском обеспечении горных работ с акцентом на цифровую реконструкцию подземных выработок. Показано, что современные достижения в области цифровой фотограмметрии, включая использование мобильных устройств и специализированных программных решений, таких как Agisoft Metashape, позволяют получать метрически точные трёхмерные модели сложных пространств без необходимости применения дорогостоящего оборудования. Особое внимание уделено реализации съёмки в условиях низкой освещённости, а также повышению точности результатов за счёт предварительной калибровки камеры. Применение стереоскопической визуализации с использованием профессионального монитора 3D PluraView продемонстрировало значительное улучшение интерпретации облаков точек и геометрических параметров моделей. Проведённый контроль по контрольным точкам показал высокую метрическую достоверность результатов после калибровки, что подтверждает эффективность предложенной методики для задач оперативного мониторинга и маркшейдерского анализа в подземных горных условиях.

Ключевые слова: подземные горные выработки, маркшейдерское обеспечение, фотограмметрия, 3D-моделирование, облако точек, стереовизуализация, цифровая модель местности, Agisoft Metashape, калибровка камеры, пространственная положение, контрольные точки.

Современные достижения в области фотограмметрии значительно расширили возможности её применения в маркшейдерских работах. Будучи наукой, направленной на получение метрически точных данных с помощью фотоснимков, фотограмметрия уверенно заняла своё место среди ключевых инструментов пространственного анализа в горнодобывающей отрасли.

Одним из основных направлений её использования является измерение геометрических характеристик горных выработок, таких как штреки, камеры, вертикальные и наклонные стволы.

Особую значимость представляет съёмка поперечных сечений, так как точное определение их формы и размеров необходимо для расчёта объёмов выемки, проверки соответствия проектным решениям и оценки устойчивости окружающих пород.

Внедрение фотограмметрических методов в практике маркшейдерской службы позволяет значительно повысить достоверность получаемых измерений. Это, в свою очередь, способствует сокращению потерь полезного ископаемого, снижению разубоживания руды и обеспечивает более точный контроль за объёмами горных

работ. Дополнительным преимуществом является возможность дистанционного выполнения съёмки, что снижает риски для маркшейдеров при работе в опасных или труднодоступных участках выработок.

Одной из первых технологий, реализовавших принципы фотограмметрии в условиях шахт, стал фотопланиметрический метод, предназначенный для съёмки контуров поперечных сечений. Его суть заключается в создании ярко выраженной световой проекции сечения выработки на противоположную поверхность или экран, с последующей фотосъёмкой полученного силуэта.

Для формирования проекции применяются источники направленного света – это может быть лампа-вспышка, вращающийся прожектор [1]. В результате проецирования на стенке выработки формируется чёткий контур, который фиксируется фотокамерой с определённой точки обзора (рис. 1).

Полученное изображение представляет собой контур поперечного сечения в определённом масштабе. Съёмка выполняется с использованием фотокамеры, синхронизированной с осветительным

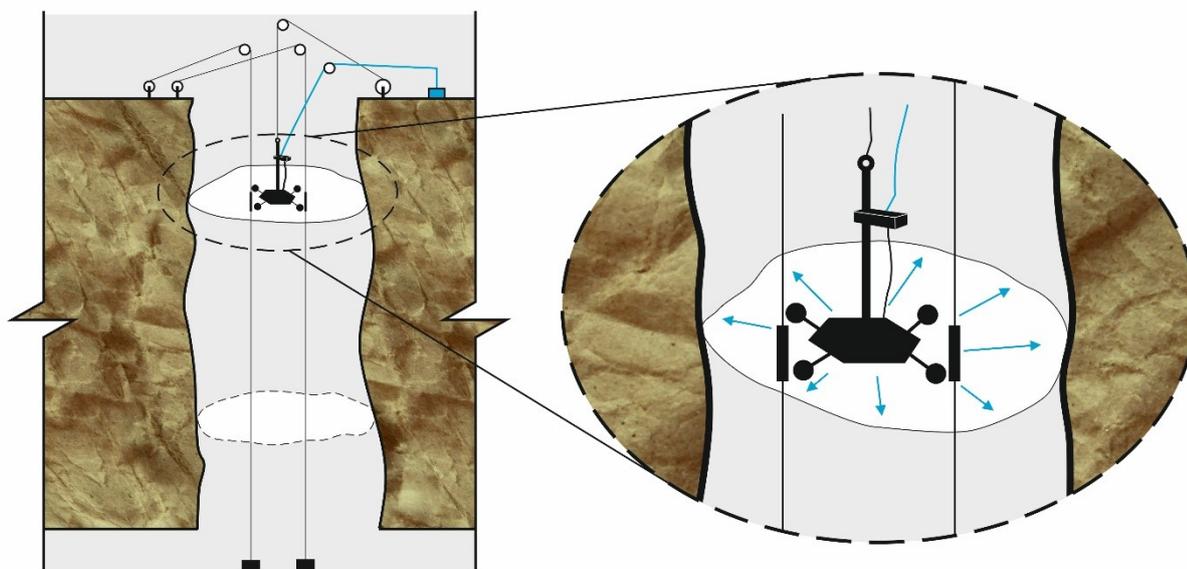


Рис. 1. Схема съемки сечений (слева) и общий вид устройства проведения съемки (справа): 1 – кабель к электрическому спусковому устройству затвора фотоаппарата (ДА-2); 2 – устройство для дистанционного управления кнопкой затвора; 3 – кабель к лампе-вспышке, кабель к длинномеру ДА-2, направляющая проволока; 6 – направляющая фото планиметр; 7 – свет от вспышки; 8 – световой след на стенке выработки

прибором и установленной перпендикулярно к плоскости сечения. После съёмки контуры анализируются вручную с помощью графическим методом – планиметрической обработки. Подобный подход даёт возможность быстро и без значительных затрат получать метрическую информацию о параметрах выработок, включая площадь, высоту и ширину сечений, что особенно актуально в условиях подземной добычи.

На сегодняшний день использование данного подхода в условиях горной промышленности остаётся ограниченным. Это связано с рядом технических и методологических аспектов, снижающих его эффективность при решении прикладных задач:

- нестабильность точностных характеристик. Получаемые измерения подвержены влиянию различных факторов: колебания установки оборудования, изменения оптических параметров, неустойчивая геометрия съёмки. Все это может привести к существенным отклонениям в результатах.

- ограниченный спектр извлекаемой информации. Метод обеспечивает получение лишь линейного профиля поперечного сечения, при этом отсутствуют данные о пространственном расположении объекта, его объёмах и полноценной трёхмерной форме.

- высокая зависимость от условий освещения. Для чёткого построения контуров требуется равномерное и интенсивное освещение. Любые отклонения от оптимальных световых условий приводят к искажению изображения.

- отсутствие визуальных характеристик поверхности. В отличие от современных фотограмметрических систем, данный метод не сохраняет текстурные или цветовые особенности объектов, что лишает исследователя дополнительных аналитических возможностей.

- проблемы с обеспечением масштаба. Для получения метрически значимых данных требуется обязательное наличие в кадре эталонных объектов или базовых ориентиров. Их отсутствие делает изображение непригодным для количественного анализа.

Благодаря стремительному развитию цифровых технологий и вычислительных систем в последние десятилетия, произошёл коренной пересмотр подходов к фотограмметрической съёмке в маркшейдерской практике. Постепенно традиционные методы, основанные на использовании плёночных фотокамер и ручной обработке

изображений, были вытеснены цифровыми технологиями. Современные фотокамеры с высокочувствительными матрицами обеспечивают получение изображений с детальной прорисовкой контуров горных выработок, при этом полностью исключается этап химического проявления, что особенно ценно при работе в стеснённых и временно ограниченных подземных условиях.

Применение цифровых устройств съёмки позволило многократно увеличить темпы фиксации поперечных сечений.

Согласно данным эмпирических наблюдений, одна камера способна документировать значительное количество участков за короткое время, охватывая как малогабаритные выработки, так и крупные горные пространства.

Такой переход к цифровой фиксации геометрических параметров значительно увеличил производственную эффективность маркшейдерских замеров, сделав возможным регулярный мониторинг состояния выработок и оперативное выявление изменений, отклоняющихся от проектных норм.

Методика проведения эксперимента.

В рамках настоящего исследования была осуществлена фотограмметрическая съёмка в условиях подземного горного пространства, характеризующегося крайне низким уровнем естественной освещённости.

Как известно, недостаточная освещённость является одним из ключевых факторов, дестабилизирующих точностные характеристики фотограмметрической реконструкции, поскольку способствует генерации шумов в пространственной модели.

С целью уменьшения негативного влияния освещённости была разработана осветительно-съёмочная установка (рис. 2), включающая мобильную камеру с стабилизатором, автономный мобильный источник света и штатив.

Полевой эксперимент проводился в тоннеле ТП-2 в Кашкардарьинской области. Процедура съёмки реализовывалась в плоскости поперечного сечения выработки с смещением относительно центральной оси.

Съёмочный модуль позиционировался перпендикулярно продольной оси тоннеля. Минимально допустимое расстояние между объективом и ближайшей точкой объекта определялось исходя из фокусного расстояния оптики и геометрических



Рис. 2. Конструкция для фотографирования в подземных условиях

параметров пространства съёмки, что в свою очередь оказывало непосредственное влияние на точность реконструкции контурных участков сечения.

В ходе фотограмметрической съёмки применялось мобильное устройство Redmi Note 13 Pro, оснащённое основной камерой с разрешением 200 МП (матрица Samsung ISOCELL HP3, размер пикселя 0,56 μm , тип – 1/1.4"). Съёмка производилась с использованием стандартного объектива с эквивалентным фокусным расстоянием ~24 мм, апертурой f/1.65 и автофокусировкой.

Для повышения качества изображений в условиях недостаточной освещённости были зафиксированы следующие параметры съёмки:

- ISO варьировался в пределах 400-800 в зависимости от сцены и уровня внешней подсветки;
- выдержка составляла от 1/30 до 1/60 с, что позволило минимизировать смазывание при ручной съёмке;
- режим съёмки: Pro Mode (ручной), с ручной фиксацией фокуса и экспозиции для обеспечения стабильности параметров;
- съёмка велась в формате JPEG+HEIF с последующей конвертацией в TIFF без сжатия для дальнейшей обработки в фотограмметрическом ПО.

Перед началом съёмки линзы были очищены от пыли и влаги. Камера предварительно была откалибрована с помощью специального набора шахматных мишеней, снятых при различных наклонах и дистанциях.

В подземных горных выработках фотограмметрическая съёмка сопровождается рядом существенных ограничений, связанных с эксплуатационными и нормативными условиями. Одним из ключевых факторов, влияющих на качество и точность реконструкции моделей, является уровень освещённости.

Имеется один фактор, который требует особого внимания и практического решения — это недостаточная освещённость в подземных горных выработках. Согласно нормативам ЕПБ, мощность осветительных приборов не должна превышать 36 Вт, что ограничивает возможности полноценной подсветки при фотограмметрической съёмке. В таких условиях резко снижается качество изображений: ухудшается резкость, усиливаются шумы, что в свою очередь влияет на точность построения 3D-моделей.

Для устранения этой проблемы в рамках исследования был использован мобильный прожектор U-600 с возможностью регулировки яркости и направления света. Он обеспечил стабильное и равномерное освещение рабочей зоны, что позволило повысить чёткость снимков и снизить количество ошибок при построении модели.

Схема пространственного размещения камер и источников освещения, ориентированных в направлении рабочего забоя, представлена на рис. 3.

Методология съёмки базировалась на радиально-конвергентной схеме, при которой осуществляется серийная фиксация изображений с продольным перекрытием не менее 60 %. Дополнительно обеспечивалось поперечное перекрытие съёмочных рядов на уровне не менее 25 %, что способствовало повышению стабильности алгоритмов пространственной ориентации и уравнивания. Такая съёмочная конфигурация позволяет существенно сократить количество необходимых опорных геодезических точек: в большинстве случаев достаточным является наличие одной такой точки на каждые пять снимков, что обеспечивает приемлемую метрическую точность при генерации цифровой модели. Полевая реализация фотограмметрической съёмки приведена на рис. 4.

Для определения необходимого количества фотографий при съёмке использовалась предложенная методика, основанная на радиальном принципе с заданными параметрами перекрытия кадров. В результате анализа условий съёмки и параметров простран-

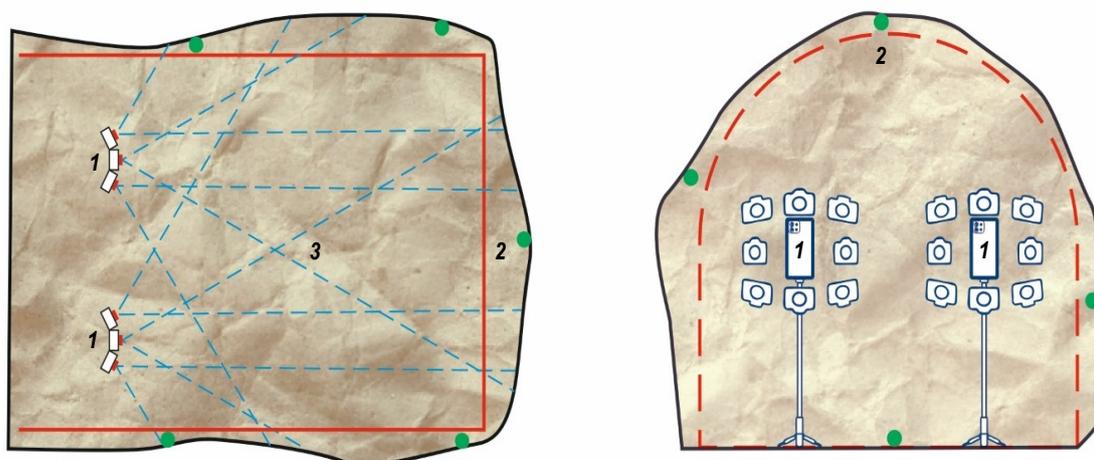


Рис. 3. План-схема (слева) и разрез фотографирования (справа): 1 – мобильная камера; 2 – опорные точки; 3 – направление фотографирования



Рис. 4. Полевая реализация фотограмметрической съемки



Рис. 5. Результат пространственной реконструкции — облако точек, полученное в Agisoft Metashape.

ственного покрытия была получена соответствующая эмпирическая формула [2]:

$$P = \frac{N \cdot (1 - O)}{1 - T} \quad (1)$$

где P – общее количество фотографий, необходимых для покрытия всей сцены;

N – длина сцены в выбранных единицах измерения;

$1 - O$ – отсутствия перекрытия части снимка. Например, если $O = 0.6$ (60 % перекрытие), не перекрытая область забоя составляет 40 %;

$1 - T$ – не перекрытая часть забоя в поперечном направлении.

Если $T = 0.25$ (25 % перекрытие), то есть 75 % снимка.

Обработка данных.

В ходе настоящего исследования для обработки фотограмметрических материалов было задействовано программное обеспечение Agisoft Metashape Professional, обладающее широким функционалом для создания и последующего анализа трёхмерных пространственных моделей.

Основным критерием в пользу выбора данной платформы послужила её доступность для свободного использования, а также универсальность в работе как с изображениями, полученными с



Рис. 6. Финальная пространственная модель подземной горной выработки

метрических камер, так и с материалами, снятыми неметрическими цифровыми устройствами.

Такой подход обеспечивает широкую совместимость с различными типами фототехники, включая бытовые камеры, что представляет особую практическую ценность при ведении съёмок в условиях ограниченного пространства, характерных для подземных горных объектов [3].

Среди важных преимуществ программного пакета можно выделить реализацию стереоскопической визуализации, осуществляемой с применением специализированных стереомониторов профессионального уровня, таких как 3D PluraView (рис. 5).

Визуализация в стереорежиме существенно способствует более точной и детализированной интерпретации пространственной структуры, особенно при работе с высокоплотными облаками точек. За счёт применения технологии Quad-Buffered OpenGL, обеспечивается синхронизированное отображение кадров для левого и правого глаза с минимальной задержкой и отсутствием мерцания, что позволяет добиться глубокого и реалистичного восприятия трёхмерной сцены.

Использование стереомонитора проявляет наибольшую эффективность на этапах ручной векторизации, редактирование облака точек, а также при контроле геометрических характеристик пространственной модели. В ситуациях, когда облако точек отличается высокой плотностью, а геометрия объекта — сложной структурой, анализ в традиционном двумерном представлении затруднён из-за перекрытия элементов.

Стереоскопическая визуализация обеспечивает пользователю возможность пространственного разделения слоёв модели, что способствует более точному определению координат и форм элементов. Это, в свою очередь, позволяет снизить вероятность интерпретационных ошибок и повысить достоверность результатов анализа.



Рис. 7. Проверка пространственного соответствия модели по опорным точкам

Особенно это актуально при моделировании подземных горных выработок, где точность воспроизведения геометрии напрямую влияет на дальнейшую инженерно-геодезическую оценку и принятие решений в рамках маркшейдерского сопровождения [4].

В процессе фотограмметрической обработки изображений формируется цветное облако точек, в котором каждая точка содержит координаты в пространстве и информацию о цвете (RGB), полученную непосредственно из фотоснимков.

Эти данные служат основой для дальнейшего построения поверхностной модели объекта.

На следующем этапе осуществляется создание текстурированной трёхмерной модели, в процессе чего на элементы построенной сетки проецируются текстурные изображения, извлечённые из исходных фотографий. Это позволяет передать не только форму, но и визуальные характеристики поверхности, включая цветовые градации и мелкие детали. В итоге формируется информативная 3D-модель с высокой точностью геометрии и качественной текстурной визуализацией, которая может использоваться в задачах пространственного анализа, визуального мониторинга состояния выработок, а также в инженерной и маркшейдерской практике (рис. 6).

Результаты работы. По завершении построения трёхмерной модели, приведённой к системе координат, был выполнен анализ геометрической точности реконструкции. Для верификации пространственного соответствия использовались контрольные опорные точки, координаты которых были заранее определены с использованием высокоточных тахеометров, ещё до проведения фотограмметрической съёмки.

Сопоставление расстояний, вычисленных между этими точками в цифровой модели, с их реальными значениями позволило объективно оценить уровень метрической точности результирующей модели (рис. 7). Предварительный анализ показал, что среднеквадратичные ошибки координат контрольных точек составили: по оси X – 52,5 мм, по Y – 67,2 мм, по Z – 10,5 мм.

Такие значения являются приемлемыми для предварительной оценки точности, однако с целью её повышения была проведена дополнительная коррекция параметров камеры на основе ранее рассчитанных коэффициентов внутренней калибровки [5]. Эта процедура позволила компенсировать остаточные искажения, связанные с оптическими особенностями используемого оборудования.

После выполнения калибровки наблюдалось существенное снижение погрешностей: среднеквадратичные ошибки составили 11,3 мм по оси X, 10,2 мм по оси Y и 5,6 мм по оси Z. Полученные результаты подтверждают эффективность применения предварительно определённых калибровочных коэффициентов и свидетельствуют о высоком уровне точности полученной модели, что делает её пригодной для последующего инженерного и маркшейдерского анализа.

Ниже представлена сравнительная таблица 1, в которой выполнен анализ двух современных методов пространственной съёмки подземных горных выработок — лазерного сканирования и фотограмметрии с использованием смартфона. Сравнение проведено по ключевым параметрам, отражающим практическую применимость, точностные характеристики, стоимость, технические требования и особенности эксплуатации оборудования в сложных горных условиях.

Фотограмметрия с использованием смартфона демонстрирует высокую эффективность при проведении оперативных и малобюджетных съёмок в подземных условиях. Она обеспечивает:

- достаточную метрическую точность (до ± 11 мм после калибровки);
- цветную текстурированную визуализацию, полезную для анализа состояния горных выработок;
- гибкость при работе в ограниченных пространствах (узкие штреки, нестандартная геометрия);
- высокий уровень безопасности, так как съёмку можно выполнять дистанционно.

Таблица 1

Сравнение методов лазерного сканирования и фотограмметрии со смартфона

Критерий	Фотограмметрия (смартфон)	Лазерное сканирование (TLS)
Оборудование	смартфон, прожектор, штатив	сканер + штатив + ПО
Принцип работы	фотосъемка и сопоставление	активное лазерное сканирование
Разрешающая способность	до 200 МП, зависит от условий	до 1-3 мм на 10 м
Точность	11 мм после калибровки	2-6 мм RMS
Освещённость	Критически важна	не влияет
Цвет и текстура	да (RGB + текстура)	ограничено, не всегда
Масштаб и привязка	требует опорных точек	обычно встроено
Время съёмки	быстро (1-2 мин на станцию)	медленнее (2-5 мин)
Обработка	Agisoft Metashape	Cyclone, FARO Scene и др.
Стоимость	~600 \$	30 000-100 000 \$
Навыки	базовые + Agisoft	технические, работа с ПО
Безопасность	можно удалённо	нужна установка вблизи
Плотность облака	средняя	очень высокая
Работа в узких местах	удобна	ограничена
Стереовизуализация	поддерживается (3D PluraView)	поддерживается
Финальный результат	3D модель с текстурой	точное облако точек

Лазерное сканирование (TLS) остаётся эталонным методом для получения максимально точной геометрической информации:

- обеспечивает высокую плотность облака точек и точность до нескольких миллиметров;

- независимо от освещения, что особенно актуально для глубоких или неосвещённых выработок;

подходит для инженерных задач высокой точности: сбойка, контроль деформаций, расчёт объемов с минимальной – погрешностью.

Фактор стоимости является ключевым отличием: фотограмметрия на смартфоне доступна большинству горных предприятий, особенно на ранних стадиях разведки или в рамках учебной и исследовательской деятельности, в то время как TLS требует значительных капитальных вложений.

В результате проведённых исследований можно сделать следующие выводы:

В ходе исследования была подтверждена высокая эффективность применения фотограмметрических методов для создания цифровых моделей подземных горных выработок. Использование доступных цифровых устройств, включая смартфоны, показало практическую состоятельность подхода в условиях ограниченного освещения и пространства.

Разработанная методика съёмки, основанная на радиально-конвергентной конфигурации с соблюдением параметров перекрытия, обеспечила устойчивую пространственную реконструкцию с минимальными требованиями к количеству опорных точек. Применение программного обеспечения Agisoft Metashape Professional

позволило получить плотные облака точек и трёхмерные текстурированные модели, пригодные для инженерно-геодезического анализа и визуализации сложных пространственных объектов. Использование стереомонитора 3D PluraView значительно повысило точность интерпретации и редактирования моделей, особенно при работе с участками, обладающими сложной геометрией и высокой плотностью точек. Стереовизуализация доказала свою эффективность на этапе ручной векторизации и контроля геометрических параметров.

Проведённая оценка точности по контрольным опорным точкам показала, что без калибровки камеры среднеквадратичная погрешность достигала до 67,2 мм по отдельным координатам.

Введение ранее рассчитанных параметров внутреннего ориентирования позволило снизить метрические ошибки до уровня менее 12 мм по горизонтальным координатам и менее 6 мм по вертикали, что соответствует требованиям для маркшейдерских измерений.

Результаты исследования подтвердили целесообразность использования фотограмметрических технологий как надёжного инструмента для оперативного мониторинга состояния подземных горных объектов, а также выявили перспективы дальнейшего развития данного направления в условиях автоматизации и интеграции с цифровыми платформами.

Полученные результаты демонстрируют перспективность интеграции фотограмметрических методов в текущую маркшейдерскую практику, особенно при необходимости регулярного мониторинга состояния выработок и в условиях, когда применение традиционных инструментальных методов затруднено или небезопасно.

Библиографический список:

1. Волуевич Н.М. Фотопланметрическая съёмка горных выработок // Записки Горного института. — Россия: Санкт-Петербургский горный университет, 2004. Т. 159, ч. 1. — С. 77-79.
2. Sayyidqosimov S.S., Qurbonov H.A. Integration of mobile photogrammetric systems and mathematical methods in monitoring the condition of underground mining workings // Mining Machines and Technology. — Ташкент: Ташкентский государственный технический университет, 2025. — Т. 1, № 11. — С. 47-52. DOI: <https://doi.org/10.5281/zenodo.15239473>.
3. Agisoft Metashape: руководство пользователя [Электронный ресурс]. — Москва: Agisoft LLC, 2022. — 99 с. https://www.agisoft.com/pdf/metashape_1_8_ru.pdf.
4. Смолич С.В., Смолич К.С., Просекин Б.А. Современное Маркшейдерское искусство: учеб.пособие. Забайкал.гос.университет. — Чита: ЗабГУ, 2018. — С. 68-70.
5. Qurbonov H.A. Yer osti kon lahimlarining raqamli modellari fotogrammetrik usulda yaratishda mobil kameralar uchun me'yoriy ko'rsatkichlarni ishlab chiqish // «Geologiya fanlari, innovatsion rivojlanish va mutaxassislar tayyorlashning dolzarb muammolari va istiqbollari» mavzusidagi xalqaro ilmiy anjuman materiallari. 1-qism. — Toshkent: TDTU, 2025. 660-664 b.

MARKAZIY QIZILQUMDAGI ZAMONAVIY TUZ KO'LLARINING HOSIL BO'LISH GEOLOGIYASI VA ULARNING GEOKIMIYOVIY TARKIBI BO'YICHA KOMPLEKS TAHLIL NATIJALARI



Sharipov Sh.F.,
O'zRFA Navoiy bo'limi
bo'lim boshlig'i, PhD, dotsent



Fatxullayeva Z.M.,
O'zbekiston Milliy universiteti
«Geodinamika va tektonika»
kafedrasini mudiri



Qurbanov A.V.,
O'zRFA Navoiy bo'limi
tayanch doktoranti



Yandashev R.E.,
O'zRFA Navoiy bo'limi
tayanch doktoranti

Markaziy Qizilqum hududidagi zamonaviy tuz ko'llarining geologik hosil bo'lish jarayonlari va ularning geokimyoviy tarkibiga oid kompleks tahlil natijalari ko'rsatib o'tilgan. Ushbu tuz ko'llaridagi tuzlarning shakllanishini geologik va geokimyoviy omillar bilan bog'liq holda ularning kimyoviy va mineralogik xususiyatlari o'rganilgan. Shuningdek, mineral tuzlarning suvda eruvchanligi va ularning konsentratsiya miqdori ham kompleks tadqiq etilgan.

Kalit so'zlar: kontinental galogen qatlamlar, sho'r suvlar tarkibi (xloridlar, sulfatlar, karbonatlar), evaporit jinslar, galogenez jarayonlari, Markaziy Qizilqum tuz konlari, kompleks kimyoviy tahlil.

Проведён комплексный анализ геологических процессов формирования и геохимического состава современных солёных озёр в Центральном Кызылкуме. Изучены химические и минералогические свойства солей в этих озёрах в зависимости от геологических и геохимических факторов. Также в рамках комплекса исследованы растворимость минеральных солей в воде и их концентрация.

Ключевые слова: континентальные галогенные отложения, состав солёных вод (хлориды, сульфаты, карбонаты), эвапоритовые породы, процессы галогенеза, солевые месторождения Центральных Кызылкумов, комплексный химический анализ.

Qizilqum tekislik hududlaridagi vaqtinchalik yog'ingarchilik va yer osti suvlari to'planadigan, yoz oylarida kuchli bug'lanish tufayli qurib qoladigan sho'r ko'llardagi tuzlarning moddiy va kimyoviy tarkibini chuqur o'rganish, ularning paydo bo'lish sabablari va xalq xo'jaligidagi qo'llanilish istiqbollarini aniqlash bugungi kunda dolzarb ilmiy vazifalardan biri hisoblanadi. Bundan tashqari, istiqbolli maydonlarni bashoratlash ham muhim ahamiyat kasb etadi.

Tuzli jinslarning shakllanish jarayonlari, tuz to'planishi bilan bog'liq holatlar, to'rtlamchi davrda hukm surgan qurg'oqchil iqlim sharoitlari asosida o'rganilgan bo'lib, bu boradagi dastlabki ilmiy tadqiqotlar XX asrning 80-yillarida olimlarimiz I.V. Rubanov va D.P. Eshniyozov tomonidan olib borilgan. Shu bilan birga, Markaziy Qizilqumdagi ko'plab tuz ko'llarida mavjud va yangi hosil bo'lgan tuzlar hududlar bo'yicha turli tarkibda bo'lib, ularni kompleks tahlil qilish bugungi ilm-fan oldidagi muhim vazifalardan biri hisoblanadi.

Kontinental galogenezga doir tadqiqotlar ilk bor 1957 yilda Geologiya va geofizika instituti olimlari tomonidan boshlangan. Rubanov (1974) tomonidan olib borilgan ishlar natijasida Orol dengizi tubi cho'kindilarida suvda eruvchan tuzlar (masalan, mirabilit) to'planishi aniqlangan.

Orol dengizi aslida nomigagina «Dengiz» bo'lib, cho'kindilarining ko'lga xos kontinental xususiyatga ega ekani sababli ularni «ko'l-kontinental» cho'kindilar deb atash maqsadga muvofiqdir.

Yurtimizdagi hozirgi sho'r ko'llarda yuzaga kelayotgan galogenez jarayonlari bo'yicha bir qancha ilmiy ishlar olib borilgan bo'lsa-da, yangi tuz to'planish zonalarini hamda minerallashgan qatlamlarning geokimyoviy va geologik hosil bo'lish xususiyatlari bilan bog'liq muammolar hali ham yechimini topmagan.

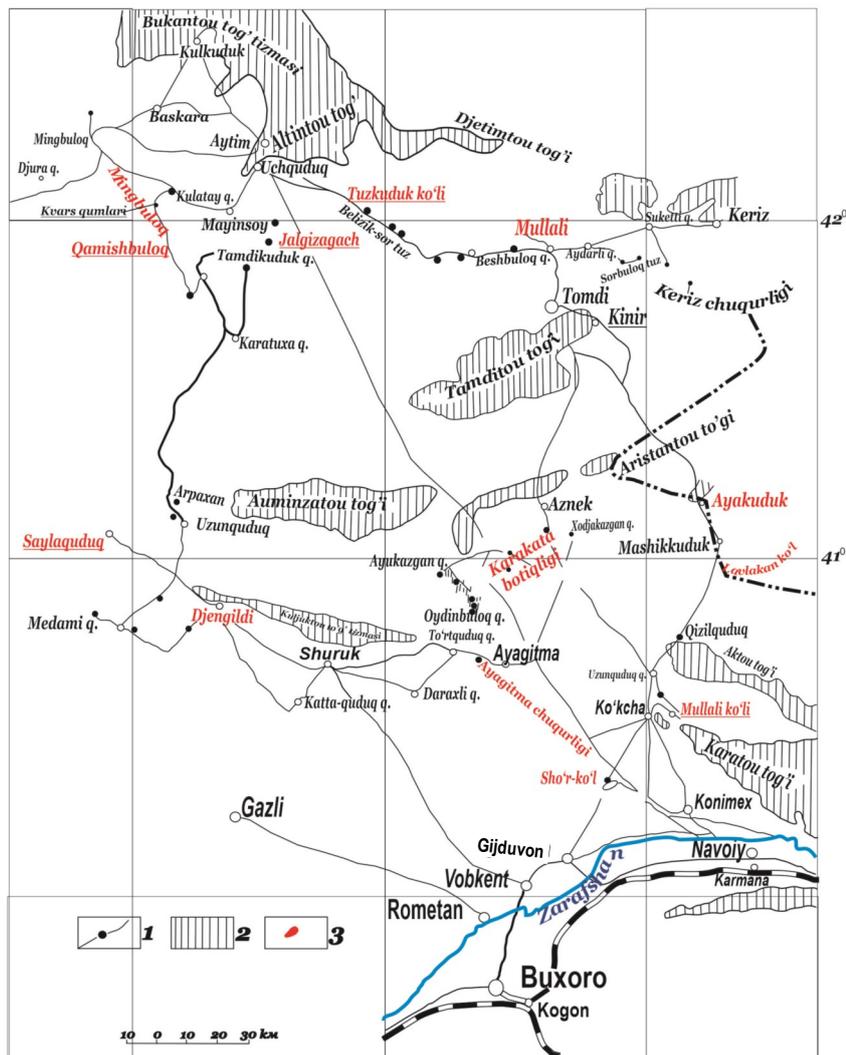
Markaziy Qizilqumning tuzli ko'llari va konlari haqidagi dastlabki ma'lumotlar XIX asr oxirlarida G.B. Leonov (1896-1897), N.I. Barbot-de-

Marni (1874), I.I. Gerasimov va P.K. Chikhachev (1931) kabi olimlar tomonidan qayd etilgan. Shundan so'ng, 1934-1935 yillarda N.I. Plotnikov va A.M. Bugrova Qizilqumda gidrogeologik tadqiqotlarni amalga oshirgan. 1936 yilda esa A.S. Adelung, S.A. Kushnar, P.K. Chikhachev va B.I. Markelovlar tomonidan Kuldjuktav va Aznektav tog' tizmalari hamda Kenimex hududini qamrab olgan 1:50 000 miqyosdagi geologik xaritalash ishlari o'tkazilgan [1].

Markaziy Qizilqumlar deb, Amudaryo va Sirdaryo oralig'idagi keng qumli cho'lning o'rta qismida joylashgan paleozoy davriga oid tog'li hududlar tushuniladi. Ushbu mintaqada taxminan 10 ming kvadrat kilometr maydonni egallagan bo'lib, bu yerda balandligi 500 metrga yetadigan (mutlaq balandligi 922 m gacha) nisbatan past, ammo aniq shakllangan tog' tizmalari mavjud. Tog'lar turli yo'nalishlarda – g'arbiy-sharqiy (Kuldjuqtov, Auminzatov), shimoli-sharqiy (Tamditov, Aytimtov), va shimoli-g'arbiy (Jetimtov, Bukantov) yo'nalishlarda cho'zilgan. Ulardan eng yiriklarining uzunligi 50-60 km, kengligi esa 10-20 km ni tashkil etadi. Ular asosan mustahkam paleozoy davriga oid jinslardan tarkib topgan bo'lib, butun hudud relyefining asosiy notekisliklarini belgilaydi (1-rasm).

Shuningdek, mintaqada relyefning past-balandligini shakllantiruvchi yana bir muhim omil – bu yirik suvsiz botiqliklarning mavjudligidir. Bu botiqliklar ba'zan ancha tik yon bag'irlarga ega bo'lib, eng kattasi Buko'ntov tog'larining janubiy-g'arbida joylashgan. Uning uzunligi 50-60 km, kengligi esa 10-20 km bo'lib, tag qismi atrofda tekislikdan 80-120 m past joylashgan.

Aynan shu hududda Markaziy Qizilqumning eng past nuqtasi – dengiz sathidan – 13 m balandlikda joylashgan. Yana bir qancha kichik botiqliklar ham mavjud: Keriz pastligi, Karakata va Ayakg'itmin botiqliklari va boshqalar [1].



1-rasm. Markaziy Qizilqumda zamonaviy tuz qatlamlarining tarqalishiga doir sharhli xaritasi: 1 – shoʻrtanish hududlaridagi marshrutlar va kuzatuv nuqtalari; 2 – paleozoy davri togʻ jinslarining yuzaga chiqishi; 3 – eng yirik shoʻr koʻllar va konlar (chizib koʻrsatilgan)

Paleozoy koʻtarilmalar va botiqliklar orasidagi barcha qolgan hududlar esa nisbatan tekis qumli, qum-shagʻalli yoki loyqa tekisliklardan iborat. Bu tekisliklar baʼzan sayoz jarliklar yoki yotiq tepaliklar bilan murakkablangan. Ularning mutlaq balandligi, odatda, 200-400 m atrofida boʻladi.

Hududdagi eng baland (Tomditov) va eng past (–13 m) nuqtalar orasidagi farq 935 metni tashkil etadi. Botiqliklar, pastliklar va choʻkindi hududlarning tubida shoʻrxoklar va shoʻr koʻllar keng tarqalgan. Ularning barchasi Kuldjuqtov, Auminzatov va Tamditov togʻlariga yaqin joylashgan.

Shoʻr toʻplanmalar, asosan, qurgʻoqchil iqlim sharoiti taʼsirida shakllanadi. Doimiy suv oqimlarining yoʻqligi sababli, tuzlar bu botiq va pastliklarga asosan vaqtinchalik soylar yoki yer osti qatlam suvlari orqali keladi [1].

Tuzli eritmalardan kimyoviy toʻyinish darajasiga yetganda kristall holda choʻkadigan tuz qatlamlari evaporitlar deb ataladi. Bular odatda sayoz dengizlar chekkalarida yoki koʻl havzalarida hosil boʻlib, hosil boʻlishi kuchli bugʻlanish bilan bogʻliq. Quruq va issiq iqlimli hududlarda bugʻlanish jarayoni kuchayib, natijada suvda erigan tuzlar konsentratsiyasi ortib boradi va toʻyinish darajasiga yetganda choʻkma shakllanishi boshlanadi.

Dengiz suvlari ochiq boʻlgan joylarda erigan tuzlarning miqdori yetarli boʻlmagani sababli u yerda evaporitlar hosil boʻlmaydi. Aksincha,

dengiz havzasining laguna, qoʻltiq yoki marsh kabi toʻsiqlar bilan ajralgan qismlarida bugʻlanish yuqori boʻlib, erigan tuzlarning konsentratsiyasi keskin oshadi va bu kristallanishga olib keladi.

N.M. Straxov nazariyasiga koʻra, shoʻr suvlardan tuzlarning choʻkishi uch bosqichda kechadi:

1. Karbonatli bosqich – suvning shoʻrligi 3,5-14 % oralgʻida boʻlib, dastlab ohaktosh, keyin esa dolomit choʻkadi;
2. Sulfatli bosqich – shoʻrlik 14-28 % ga yetganda gips va anhidrit ajralib chiqadi;
3. Xloridli bosqich – shoʻrlik 28 % dan oshgach, dastlab osh tuzi, keyin esa kaliy-magniy tuzlari choʻkadi.

Shoʻr suvlarning aksariyatida dengiz suvida uchraydigan tuzlar ikkilamchi yoki qoʻshimcha sifatida mavjud boʻlib, ayrim koʻllarda natriy karbonati, boshqalarida esa sulfatlar yoki xloridlar miqdori ustunlik qiladi. Demak, koʻl suvlarining tuz tarkibi dengiz suvidan sezilarli farq qiladi.

Oʻzbekistonning gʻarbiy mintaqasida toʻrtlamchi davrga oid kontinental galogen qatlamlar mavjud boʻlib, ular hozirgi zamon shoʻr koʻllarida ham choʻkma oʻtmoqda. Bular orasida osh tuzi – Borsakelmas, Koraumbet, Qamishbuloq; mirabilit – Tumryuq; epsomit – Qoʻshqanatov konlarida aniqlangan [2].

Bugungi kunda kontinental galogenez jarayonlari tekislik va togʻ etaklaridagi choʻl hududlarida davom etmoqda. Havoning yuqori harorati

Markaziy Qizilqumning suvda eruvchan tuzlarining kimyoviy tarkibi

№ t/r	Namuna raqami	Olingan joyi	Namuna aniqlash	Eritilmagan qoldiq	H ₂ O	Cl		SO ₄		Na		K		Ca		Mg		Yig'indi %
						g/%	g/ekv	g/%	g/ekv	g/%	g/ekv	g/%	g/ekv	g/%	g/ekv	g/%	g/ekv	
1.	17/1	Mullali ko'li	mirabilit	22,04	42,02	1,38	38,99	24,27	504,99	10,21	443,99	izlar	1,68	84,00	0,19	15,99	100,35	
2.	15/1	Lyavlyakan ko'li	astraxanit	1,70	18,88	6,38	179,99	50,21	1044,22	13,67	594,46	izlar	1,61	79,99	6,69	549,75	99,04	
3.	15/2	Lyavlyakan-1 ko'li	galit	0,30	4,04	51,41	144,80	8,31	172,89	34,48	1449,74	izlar	0,50	24,99	1,19	97,95	100,13	
4.	33/2	Ashibulak	galit	0,56	1,06	56,74	1599,95	3,29	68,47	37,51	1631,43	izlar	0,38	19,00	0,22	17,99	99,66	
5.	24/3	Tuzkuduk ko'li	galit	6,78	1,62	53,19	1499,95	3,70	77,03	34,89	1518,00	izlar	0,72	35,99	0,28	22,99	100,29	
6.	22/6	Kamisbulak koni	galit	3,16	0,32	57,62	1624,95	1,48	30,81	37,81	1644,76	izlar	0,16	7,99	0,04	3,00	100,59	
7.	50/1	- « - » -	galit	2,72	0,56	56,74	1599,95	2,14	44,50	37,16	1616,47	izlar	0,46	22,99	0,06	4,99	100,74	
8.	16/2	Jalgizagach koni	galit	1,66	0,48	55,84	1574,95	4,60	95,86	37,72	1640,82	izlar	0,40	19,99	0,12	9,99	100,72	
9.	33/2	Saylakuduk koni	galit	3,78	47,82	0,42	11,99	33,08	688,15	15,22	662,16	izlar	0,60	29,99	0,09	7,99	100,01	
10.	62/7	Ayak-Agitma	galit	0,82	0,32	57,62	57,62	2,47	51,35	38,21	1662,31	izlar	0,24	12,00	0,02	1,99	99,60	
11.	66/3	Karakata botiqligi	galit	8,68	1,18	49,64	49,64	5,51	114,69	33,16	1442,66	izlar	0,98	49,00	0,28	22,99	100,43	

Markaziy Qizilqum hududidagi ko'llar va sho'r yerlardagi minerallashgan suvlar hamda rapaning kimyoviy tarkibi

№ t/r	Namuna raqami	Olingan joy	Qattiq qolgan qism	Komponentlar											
				Cl		SO ₄		HCO ₃		Na+K		Ca		Mg	
				g/l	g/eks	g/l	g/eks	g/l	g/eks	g/l	g/eks	g/l	g/eks	g/l	g/eks
1.	305	Karakata botiqligi	42,38	26,2404	739,9792	0,1449	3,0139	0,2440	4,0016	10,6093	461,5087	0,9137	45,5936	2,9184	239,8924
2.	309/g	Mullali ko'li	239,82	148,9320	4199,8824	1,1814	24,5731	0,9760	16,0064	75,2750	3274,4949	0,1282	6,3971	11,6736	959,5699
3.	311	Mullali ko'li	5,002	2,4106	67,9620	0,0361	0,7508	0,488	8,0032	1,0876	47,3144	0,352	17,5648	0,1440	11,8368
4.	318	Sun'iy buloq, Lyavlyakan-I ko'li 1/qudug	5,040	2,8368	79,9977	0,0468	0,9734	0,732	12,0048	0,6766	29,4349	0,6408	31,9759	0,3840	31,5648
5.	319	Buloq, avlyakan-III ko'li	32,6560	19,1484	539,9848	0,2586	5,3788	0,9760	16,0064	11,8536	515,6359	0,5607	27,9789	0,2160	17,7552
6.	320	Lavlyakan-III ko'li	238,72	174,4632	4918,1702	0,7427	15,4881	1,7080	28,0112	0,4862	21,1536	izlar		60,1036	4940,5159
7.	323/v	Kazgan ko'li	252,81	168,7896	4759,8498	1,0789	22,4411	0,7320	12,0048	44,9716	1956,2681	izlar		34,5344	2838,7276
8.	327/g	Lavlyakan-I ko'li	246,90	172,3356	4859,8470	1,3932	28,9785	1,2200	20,0080	19,0956	830,6620	izlar		49,6128	4078,1721
9.	345	Balxash bulog'i	4,16	0,9220	26,0004	1,7036	35,4349	0,2074	3,4014	1,2239	53,2395	0,1283	6,4022	0,0632	5,1950
10.	350/2	Ashibuloq	306,85	187,2288	5279,8521	0,0976	2,0301	0,2440	4,0016	109,5770	4765,30	0,8175	40,7932	5,8368	479,7849
11.	362/4	Tuzkuduk ko'li	372,62	227,6532	6419,8202	0,3694	7,6835	0,7320	12,0048	133,6043	5811,7874	0,1603	7,9989	7,5392	619,7222
12.	362/9	Tuzkuduk	7,1200	3,8995	109,9556	0,0258	0,5366	0,732	12,0048	2,3380	98,2947	0,2322	11,5867	0,1536	12,6259
13.	368	Minbuloq skvajinsi	1,7780	1,5957	44,9987	1,3538	28,1590	0,1586	2,6010	1,3271	60,5611	0,1764	8,8024	0,1119	6,3952
14.	382	K. Kulatay	11,4240	3,9715	111,9963	2,9743	61,8654	0,6100	10,0040	2,9123	126,6857	0,4168	20,7983	0,4426	36,3817
15.	387	Chokolak	3,5920	1,5602	43,9976	0,5860	12,1888	0,2318	3,8015	0,9192	39,9888	0,2405	12,0010	0,0973	7,9981
16.	389/2	Kamisbulak koni	253,98	153,1872	4319,8790	0,2352	4,8921	0,2440	4,0016	94,5486	4112,8644	0,3206	15,9979	2,4320	199,9104
17.	391	Kamisbulak qudug'i	2,568	1,1344	31,9900	0,0214	0,4451	0,732	12,0048	0,7567	32,9175	0,1280	6,3872	0,0624	5,1292
18.	392/6	Jalgizagach koni	309,82	189,3564	5339,8504	0,3713	7,7230	0,4880	8,0032	109,2562	4752,6469	0,0641	3,1985	7,2960	599,7312
19.	393	Jalgizagach bulog'i	2,1040	0,8508	23,9925	0,0171	0,3556	0,732	12,0048	0,7537	32,7880	0,024	1,1976	0,0288	2,3673
20.	394	Djengildi bulog'i	5,3120	2,8360	79,9752	0,0248	0,5158	0,488	8,0032	1,4592	63,4782	0,24,83	12,3901	0,1536	12,6259
21.	411/4	Ayakagitma	298,90	180,1368	5079,8577	0,4013	8,3470	0,4880	8,0032	111,0511	4830,7257	0,1122	5,5987	3,1616	259,8835

va past namligi natijasida bug'lanish kuchaymoqda, bu esa sho'rlanishni kuchaytiradi. Tuzlar ko'proq yer usti va osti suvlari to'plangan botqoq va botiqlarda yig'iladi. Sho'rlanish ba'zida kapillyar ko'tarilish natijasida yuzaga kelib, suv sathidan uzoq bo'lgan hududlarda ham sodir bo'ladi.

Markaziy Qizilqumda ayrim joylarda yer yuzasiga yaqin qalinligi 10-15 sm bo'lgan ustunsimon gips qatlamlari aniqlangan. Tuzlarning yillik to'planish tezligi geologik adabiyotlarda Fiveg usuliga ko'ra yiliga 5-8 sm deb baholanmoqda. Bu raqamlar asosida Qizilqum konlarida tuz qatlamlarining o'sish sur'atini aniqlash mumkin. Tadqiqotlar shuni ko'rsatadiki, tuz to'planishi ko'llarda asosan aralash turda kechadi – yopiq havzalarda chuqur plast qatlamli, ochiq havzalarda esa relikt daryolar ta'siri ustun. Bu xulosa O'zbekistonning yirik tuzli havzalarida xlorbrom (267-44725 g/l), kaliy (0,58-28,0 g/l) va metamorfizatsiya (0,01-29,5) koeffitsiyentlarining keskin farqlanishi bilan tasdiqlanadi.

Lavlyakan guruhiga mansub ko'llarning kimyoviy tarkibini solishtirish natijasida, ularning geografik yaqinligiga qaramay, ayrim ko'llarda ayniqsa kuz mavsumida to'yingan sho'r suvlar va kristallararo tuzlar tarkibining farqlanishi aniqlandi.

Markaziy Qizilqumda paleozoy, mezozoy va kaynozoy davrlaridagi jinslar rivojlangan. Paleogen cho'kindilarining qalinligi bo'r davri cho'kindilari bilan bir xil bo'lsa-da, bo'r davri yotqizilqlaridan farqli o'laroq, paleogen yotqizilqlari o'rtacha darajadan u yoki bu yo'nalishda biroz kamroq – 200-250 metrgacha bo'lgan tebranishlarga uchraydi.

Ko'l joylashgan botiqlik tubiga bo'r davrining och yashil rangdagi mergelistli va gipsli gillari yoyilgan. Ko'lining chuqurligi 10-15 m gacha, o'lchami esa taxminan 2x8 km. U deyarli meridian yo'nalishida cho'zilgan. Botiqlikning g'arbiy sohili ancha tik bo'lib, deyarli butun uzunligi bo'ylab tog' jinslaridan iborat, sharqiy sohili esa nisbatan yotiq.

Botiqlik tubi qumli va qumloq delyuvial-prolyuvial hamda ko'l cho'kindilaridan tashkil topgan bo'lib, ifloslangan natriy sulfat yotqizilqlaridan iborat. Yilning katta qismida Mullali ko'li sathining yuqori qismida to'yingan sho'r suv qatlami bo'lmaydi. Ko'lining ko'zgusi faqat mintaqadagi yog'ingarchilik eng ko'p bo'lgan mavsumidagina kattalashib, 1,5x4 km hajmga yetadi.

Mullali ko'li to'yingan sho'r suvi tarkibida yod, brom va bor miqdorini aniqlash maqsadida olib borgan kimyoviy tahlilimiz natijalari yod, brom va 29,5 mg/l borning arzimasi aralashmasi mavjudligini ko'rsatdi [2].

Ko'lining shimoli-g'arbiy qismida to'yingan sho'r suv olish uchun ko'plab quduqlar va uni bug'latish uchun chuqurlar mavjud. Quduqlardagi to'yingan sho'r suvning tarkibi natriy xlorid, ko'lda esa natriy sulfatdir. A.G. Bergmannning (1946) ma'lumotlariga ko'ra, natriy xloridning tarkibi quyidagicha: 9,40 % – NaCl; 0,06 % – KCl; 5,35 % – MgSO₄; 0,31 % – MgCl₂; 0,007 % – MgBr₂. Tuzlar miqdori – 15,43 %.

Lavlyakan ko'li oqavasiz juda katta botiqlikda, kichikroq ko'llar guruhi bilan birgalikda joylashgan. Ushbu ko'llar tizimi Sangruntau tog'larining subtog'li prolyuvial tekisligi bilan Qoraqatn chuqurligining qumli massivlari o'rtasidagi o'zaro ta'sir (kontakt) natijasida paydo bo'lgan. Ko'l xavzasi shimoliy va shimoli-g'arbiy tomondan balandligi 15-20 m bo'lgan to'siq bilan keskin chegaralangan. Ko'l tubining eng past nuqtasi 193,4 m chuqurlikda joylashgan.

Ushbu ko'l joylashgan xududda 20ga yaqin ko'lni sanash mumkin bo'lib, ular kenglik yo'nalishida deyarli ikkita parallel zanjir kabi cho'zilgan. Bu zanjirlar o'zaro qanotga o'xshash tarzda joylashgan. Shimoliy zanjir sharqiy yo'nalishda janubga nisbatan siljiganligini ko'rish mumkin.

Ko'l havzalarining o'lchamlari va konturlari juda xilma-xildir. Lavlyakan-1 eng katta ko'l bo'lgani bilan, g'arbiy-shimoli-g'arbdan sharq-janubiy-sharqiy yo'nalishda 5,1 km gacha tor yo'lak sifatida cho'zilgan. Ko'lining kengligi bor-yo'g'i 0,5 km bo'lib, faqat g'arbiy qismida 1 km gacha yetadi.

Tuzquduq ko'li "quruq" sho'r ko'l bo'lib, oqavasiz chuqur botiqlikda joylashgan. Janubiy qismida ko'lga soz gilli-qumli tekislik tutashadi. Shimoliy qismida esa paleogen gillari va soz gilli-qumli qizil rangli ancha tik qoya bilan chegaralangan.

Ko'l maydoni deyarli 3-4 km² ni tashkil qiladi. Havza tubining mutlaq

chuqurligi 86,6-87,0 m bo'lib, g'arbiy va janubiy tomonlardan tutashgan tekisliklar shimoldan ham, Aytimov tizmasi tog' etaklarining sharqidan ham 100-130 m ni tashkil qiladi [3].

Ko'l havzasining shimoliy va sharqiy yon bag'irlari eng tik bo'lib, bu yerda qumtosh oraliq qatlamlari bo'lgan qizil rangli miotsen gillari ochiq holda ko'zga tashlanadi.

Havza tubi miotsen gillari bilan qoplagan. Tashrifimiz chog'ida ko'l galit po'stlog'i bilan qoplangan bo'lib, janubi-sharqiy qismida qalinligi 15 sm gacha yetgan. Tuz po'stlog'i ostida to'yingan sho'r suv, undan pastda – qalinligi 40-50 sm gacha bo'lgan loy, yanada pastroqda – gipsli kulrang qum mavjud.

Tuzquduq ko'lida tuz to'planishi uchun axamiyatli bo'lgan asosiy jinslar – eotsen gillari hisoblanadi.

Kimyoviy tahlilimiz natijasida ko'ldagi tuz qobig'ining 90 % miqdori natriy xloriddan iborat ekanligi ma'lum bo'ldi. Natriy xloriddan tashqari, deyarli 90%ni tashkil etadigan to'yingan sho'r suv tarkibida magniy xlorid mavjudligi aniqlandi.

Saylaquduqdagi natriy sulfat koni Jingeldidan 50 km shimoli-g'arbda, Qo'ljuktau tog'larining g'arbiy tizmasi tugash qismida joylashgan.

Bu kon unchalik katta bo'lmagan 4x4 km maydonda joylashgan bo'lib, g'arbda, janubda va sharqda yumshoq qiyalik, lekin shimolda tik past tekislik bilan chegaralangan. Botiqlik paleogen jinslarida, xususan, eotsen gillarida rivojlangan. Uning tubi janubiy yon bag'irliklariga nisbatan 20-30 m gacha, shimoliy va shimoli-sharqiy yon bag'irlariga nisbatan esa 100 m dan ortiq chuqurlashgan. Botiqlikning tubi tarkibida gipsli qum va gips uning sezilarli aralashmasi bo'lgan sho'r qum va shag'al material bilan qoplangan. Botiqlik tubining mutlaq chuqurligi – 149 m.

Shakarsimon mirabilitning kimyoviy tahlili undagi erimaydigan qoldiq 2,78 %, suv – 47-82 % va natriy sulfat – 48,92 % ekanligini ko'rsatdi. Boshqa aralashmalar – xlor, kalsiy va magniyning birgalikdagi miqdori 1,5 % dan oshmaganligi ma'lum bo'ldi.

Natriy xlorid tarkibidagi tuzning to'planishi, ehtimol, bu tuzlarning dengizdan kelib chiqqan eotsen gillarining qayta cho'kishi bilan bog'liq bo'lishi mumkin. Eotsen gillarining qayta cho'kishi tuz to'planishini natriy xlorid bilan boyishiga yordam bergan.

Natriy sulfat konlarining shakllanishi ko'p asrlar davomida insonning tuz to'plash maqsadida tabiiy sho'r suvdan natriy xloridni ajratib olishga yo'naltirilgan faoliyatining natijasi, deb xisoblaymiz. Bu esa, o'z navbatida, to'yingan sho'r suv qoldiqlarini sulfat bilan boyishiga olib kelgan.

Bizning dastlabki hisob-kitoblarimizga ko'ra, Mullali ko'lidagi tuzlar (mirabilit) zahiralari taxminan 1 million t xom ashyo yoki taxminan 0,5 million t suvsiz natriy sulfat, deb hisoblash mumkin. (1 m x 500 m x 1500 m x 1,48 ud.v.)

Shu bilan birga, ta'kidlash joizki, avvallari va qisman yaqin o'tmishda ko'ldan natriy sulfat emas, balki osh tuzi qazib olingan.

Mullali ko'li mirabilitning kimyoviy tarkibi uning ulushi taxminan 80 foizga yaqinligidan dalolat beradi.

Erimaydigan qoldiqning ko'p miqdorda mavjudligi loyqaga o'xshash materialdagi aralashma bilan bog'liq. Mineralogik va termik tahlillar Mullali ko'li tuzlarining mirabilitli va tenarditli tarkibga ega ekanligini tasdiqladi [3].

Markaziy Qizilqumning suvda eruvchan tuzlarining kimyoviy tarkibi o'rganilganda, ushbu ko'llar yaqin joylashganligiga qaramay, ayrim ko'llardagi tuzlarning tarkibi va ayniqsa kuz mavsumidagi kristallararo to'yingan sho'r lari bir-biridan farq qilishi aniqlandi (1-jadval).

Lavlyakan ko'llari guruxi asosan astraxanitlardan iborat. Lavlyakan guruhining yer osti suvlari va to'yingan sho'r suvlari tarkibini o'rganish maqsadida o'tkazgan kimyoviy tahlilimiz natijalari kristallararo to'yingan sho'r suv hamma joyda xlor-magniyli tarkibga ega ekanligini ko'rsatdi. Lavlyakan-3 ko'lida esa magniy xlorid taxminan 100 %ni tashkil etishi aniqlandi [4].

O'tkazgan kimyoviy tahlillarimiz natijasida Tuzquduq ko'lining

to'yingan sho'r suvlarida brom miqdori yuqori darajada – 852 mg/l ekanligi ma'lum bo'ldi.

Saylaquduq ko'lining kimyoviy tarkibini o'rganish natijalari 3-jadvalda keltirilgan. Jadvaldan ko'rinib turibdiki, tuz konlari orasida natriy sulfatning ancha toza turlari mavjud bo'lib, natriy xloridning juda kam miqdordagi aralashmasi ham o'r in olgan. Loyli mirabilit tarkibida 5 % dan ortiq magniy karbonat va taxminan 14 % – qumli-gilli moddalar aniqlandi. Dastlabki hisob-kitoblarimizga ko'ra, ko'lda mirabilit zahirasi 0,5 million tonnadan ortiq bo'lish mumkin [5].

Kurlov formulalari:

Namuna 305

$$M = \frac{Cl_{99}}{Na_{62}Ca_{32}Mg_6}$$

Namuna 309/g

$$M = \frac{Cl_{99}}{Na_{77}Mg_{23}}$$

Namuna 311

$$M = \frac{Cl_{89}HCO_3SO_4}{Na_{92}Ca_5Mg_3}$$

Namuna 318

$$M = \frac{Cl_{86}HCO_3SO_4}{Ca_{34}Mg_{34}Na_{32}}$$

Namuna 319

$$M = \frac{Cl_{96}HCO_3SO_4}{Na_{92}Ca_5Mg_3}$$

Namuna 320

$$M = \frac{Cl_{99}SO_4}{Mg_{100}}$$

Namuna 323/v

$$M = \frac{Cl_{99}SO_4}{Mg_{59}Na_{41}}$$

Namuna 327/g

$$M = \frac{Cl_{99}}{Mg_{83}Na_{17}}$$

Namuna 345

$$M = \frac{SO_4Cl_{40}HCO_3}{Na_{92}Ca_{10}Mg_8}$$

Namuna 350/2

$$M = \frac{Cl_{100}}{Na_{90}Mg_9Ca_1}$$

Namuna 362/4

$$M = \frac{Cl_{100}}{Na_{89}Mg_{10}Ca_1}$$

Namuna 362/9

$$M = \frac{Cl_{90}HCO_3}{Na_{80}Mg_{10}Ca_{10}}$$

Namuna 368

$$M = \frac{Cl_{59}SO_4HCO_3}{Na_{82}Ca_{10}Mg_8}$$

Namuna 382

$$M = \frac{Cl_{72}SO_4HCO_3}{Na_{69}Mg_{20}Ca_{11}}$$

Namuna 387

$$M = \frac{Cl_{73}SO_4HCO_3}{Na_{67}Ca_{20}Mg_{13}}$$

Namuna 389/2

$$M = \frac{Cl_{100}}{Na_{95}Mg_5}$$

Namuna 391

$$M = \frac{Cl_{72}HCO_3SO_4}{Na_{74}Ca_{14}Mg_{12}}$$

Namuna 392/6

$$M = \frac{Cl_{100}}{Na_{89}Mg_{11}}$$

Namuna 393

$$M = \frac{Cl_{66}HCO_3SO_4}{Na_{90}Mg_7Ca_3}$$

Namuna 387

$$M = \frac{Cl_{90}HCO_3SO_4}{Na_{72}Mg_{14}Ca_{14}}$$

Namuna 394

$$M = \frac{Cl_{100}}{Na_{90}Mg_9Ca_1}$$

Namuna 387

$$M = \frac{Cl_{100}}{Na_{95}Mg_5}$$

Markaziy Qizilqum hududida sho'r botqoqlar va ko'llar egalagan keng maydonlarning mavjudligi, ushbu hududning gidrogeokimyoviy va minerologik jihatdan o'ta boy ekanligini ko'rsatadi.

Tadqiqotlar natijasida, asosiy sho'r lanish turi sifatida natriy xloridli sho'r lanish aniqlangan bo'lib, bu yerda suv va tuproq tarkibida galit va unga yaqin minerallarning ustunligi kuzatilmoqda.

Sulfat-natriy va sulfat-natriy-magniyli sho'r lanish esa nisbatan kam rivojlangan.

Sho'r lanish zonalari asosan turli botqoqlar va eotsen gillari bilan to'g'ri keladi, bu esa minerallarning geologik shakllanish jarayonlari bilan chambarchas bog'liqligini ko'rsatadi.

Mullali ko'li hududida aniqlangan montmorillonit tarkibli yashil gil yotqizilari ushbu hududning noyob gil strukturasi ega ekanligini tasdiqlaydi va bu holat kelgusida keramikalar, adsorbentlar va boshqa sanoat sohasida qo'llanilishi mumkin bo'lgan xomashyo manbai sifatida muhim ahamiyat kasb etadi.

Tuzquduq va Lavlakan ko'llarida aniqlangan yuqori miqdordagi brom konsentratsiyasi esa ushbu suv havzalarini kimyo va farmatsevtika sanoati uchun istiqbolli xomashyo manbai sifatida ko'rsatadi. Yodning past miqdorda bo'lishi ushbu elementning ko'llar tizimida muhim rol o'ynamayotganini ko'rsatadi.

Umuman olganda, Markaziy Qizilqum sho'r zonalari gidrogeokimyoviy tarkibini o'rganish, minerologik tadqiqotlar bilan uyg'un holda olib borilganda, nafaqat ilmiy ahamiyatga, balki amaliyotdagi ishlanmalarga katta istiqbolga ega bo'lgan xulosalarni beradi.

Bu hududdagi resurslarni kompleks o'rganish va ularni samarali qayta ishlash, istiqbolli investitsiyaviy va sanoat loyihalarini amalga oshirishga xizmat qiladi.

Foydalanilgan adabiyotlar:

1. Рубанов И.В. Современные солевые отложения Центральных Кызылкумов. – Ташкент: «Фан». 1961. – 71 с.
2. Рубанов И.В. Неоген-антропогенные сульфатные образования. В кн. Постпалеозойские отложения Узбекистана. – Ташкент: «Фан», 1973. – С. 33-38.
3. Рубанов И.В. И др. Хлоромagneзиевый раствор (бишофит) Лявляканских озёр Кызылкумов – целебный полезный минерал. Узбекский геологический журнал. – № 5. – Ташкент: «Фан», УзССР, 1991. – С. 23-28.
4. Шарипов Ш.Ф., Мирзаев А.У. Минеральные соли в современных озёрах Центральных Кызылкумов // Горный вестник Узбекистана, – № 4, – Навои, 2021. – С. 46-49.
5. Шарипов Ш.Ф., Мирзаев А.У. Минеральные соли современных озёр Тузкудук и Сайлякудук в Центральных Кызылкумах // Горный вестник Узбекистана. – № 1. – Навои, 2022. – С. 53-57.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025. No. 2 (101) pp. 44-49

COMPLEX ANALYSIS OF THE GEOLOGY AND GEOCHEMICAL COMPOSITION OF MODERN SALINE LAKES IN CENTRAL KYZYLKUM

¹Sharipov Sh.F., Head of Department, PhD, Associate Professor.

²Fatxullayeva Z.M., Head of the Department of «Geodynamics and Tectonics».

¹Qurbonov A.V., Research Doctoral Candidate.

¹Yandashev R.E., Research Doctoral Candidate.

¹Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, Navoi Branch, Uzbekistan.

²National University of Uzbekistan, Tashkent, Uzbekistan.

A comprehensive analysis of the geological processes involved in the formation and the geochemical composition of modern saline lakes in Central Kyzylkum has been conducted. The chemical and mineralogical properties of salts in these lakes were studied depending on geological and geochemical factors. The solubility of mineral salts in water and their concentrations were also investigated within the framework of this study.

Keywords: continental halogenic deposits, composition of saline waters (chlorides, sulfates, carbonates), evaporite rocks, halogenesis processes, salt deposits of Central Kyzylkum, comprehensive chemical analysis.

Bibliography:

1. Rubanov I.V. Modern Salt Deposits of Central Kyzylkum. – Tashkent: «Fan», 1961. – 71 p.
2. Rubanov I.V. Neogene-Anthropogenic Sulfate Formations. In: Post-Paleozoic Deposits of Uzbekistan. – Tashkent: «Fan», 1973, pp. 33-38.
3. Rubanov I.V. et al. Chloromagnesium Solution (Bischofite) of Lyavlyakan Lakes in Kyzylkum – a Healing Useful Mineral. Uzbek Geological Journal. – No. 5. – Tashkent: «Fan», Uzbek SSR, 1991, pp. 23-28.
4. Sharipov Sh.F., Mirzaev A.U. Mineral Salts in Modern Lakes of Central Kyzylkum // Gornyy vestnik Uzbekistana, No. 4, Navoi, 2021, pp. 46-49.
5. Sharipov Sh.F., Mirzaev A.U. Mineral Salts of Modern Lakes Tuzkuduk and Saylakuduk in Central Kyzylkum // Gornyy vestnik Uzbekistana, No. 1, Navoi, 2022, pp. 53-57.

НФ-1200

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ СТАНОК



NMZ
Машинно-строительный завод

Государственное предприятие АО НГМК
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМ НАХОЖДЕНИЯ ЗОЛОТА В ХВОСТАХ ЦИАНИРОВАНИЯ ОГАРКА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИЧИН ЕГО ПОТЕРЬ



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



Хамидов Х.И.,
профессор кафедры «Металлургия» НГГТУ, DSc



Фузайлов О.У.,
доцент кафедры «Металлургия» НГГТУ, PhD



Хамидов Р.А.,
и.о. доцента «Металлургия» НГГТУ, PhD

Ushbu ishda oltin tarkibli rudaning (GMZ-5) sorbsion sianlash qoldiqlarining yo'qotilish sabablarini aniqlash maqsadida kompleks tadqiqot natijalari keltirilgan. Rastrov elektron mikroskopiyasi (REM) va energodispersion tahlil (EDS) hamda ratsional tahlil usullari yordamida butunlay qazib olinmagan oltinning mavjud shakllari va mineral assotsiatsiyalari o'rganildi. Erkin oltin zarrachalari mavjud emasligi aniqlangan. Yo'qotilishlarning asosiy sabablari: 1) nano- va mikrozarrahalar (100 nm dan 1,7 mkm gacha) fizik inkapsulyatsiyasi qoldiq sulfid minerallari (pirrotin va pirit) ichida, bu kuydirish jarayonining to'liq amalga oshmaganligini ko'rsatadi; 2) sianlashga chidamli tog' jinslari minerallarida oltinning ingichka kiritilishi. Ratsional tahlil ushbu xulosalarni miqdoriy tasdiqlab, oltin yo'qotilishining 64 % dan ortig'i sulfidlar (30,9 %) va tog' jinslari minerallari (33,9 %) bilan assotsiatsiyalanganligini ko'rsatdi.

Kalit so'zlar: sianlash qoldiqlari, butunlay qazib olinmagan oltin, pirrotin, pirit, nanozarrahalar, mineral assotsiatsiyalar, elektron mikroskopiya, energodispersion tahlil, ratsional tahlil, inkapsulyatsiya, fizik qiyinchilik, oksidlovchi kuydirish, sulfidlar, tog' jinslari minerallari, oltin yo'qotilishi, gidrometallurgiya.

В данной работе представлены результаты комплексного исследования хвостов сорбционного цианирования огарка золотосодержащей руды (ГМЗ-5) с целью выявления причин потерь благородного металла. С помощью методов растровой электронной микроскопии (РЭМ) с энергодисперсионным анализом (ЭДС) и рационального анализа были изучены формы нахождения и минеральные ассоциации недоизвлеченного золота. Установлено, что свободные частицы золота отсутствуют. Основными причинами потерь являются: 1) физическая инкапсуляция нано- и микрочастиц золота (от 100 нм до 1,7 мкм) в остаточных сульфидных минералах (пирротине и пирите), что свидетельствует о неполном окислении в процессе обжига; 2) тонкая вкрапленность золота в породообразующие минералы, устойчивые к цианированию. Рациональный анализ количественно подтвердил эти выводы, показав, что более 64 % потерь золота приходится на его ассоциации с сульфидами (30,9 %) и породообразующими минералами (33,9 %).

Ключевые слова: хвосты цианирования, недоизвлеченное золото, пирротин, пирит, наночастицы золота, минеральные ассоциации, электронная микроскопия, энергодисперсионный анализ, рациональный анализ, инкапсуляция, физическая упорность, окислительный обжиг, сульфиды, породообразующие минералы, потери золота, гидрометаллургия.

Проблема извлечения золота из упорных руд является одной из наиболее актуальных в современной золотодобывающей промышленности. Упорность таких руд часто обусловлена тонкой и субмикронной вкрапленностью золота в сульфидные минералы, такие как пирит и арсенопирит, а также его ассоциацией с углеродистым веществом. Для вскрытия такого сырья и высвобождения золота для последующего гидрометаллургического передела широко применяются пирометаллургические методы, в частности, окислительный обжиг. Целью обжига является разрушение сульфидной матрицы, удаление углерода и мышьяка, и перевод сульфидов в пористые оксиды железа, что делает частицы золота доступными для цианидного раствора [1-3].

Несмотря на кажущуюся эффективность, практика показывает, что даже после обжига и последующего цианирования потери золота с хвостами могут оставаться на высоком уровне. Причины этого могут быть многообразны.

Во-первых, это неполнота протекания процесса обжига, из-за чего часть золота может оставаться «запертой» в остаточных, неокисленных ядрах сульфидных минералов, таких как пирротин. Во-вторых, возможно образование вторичных силикатных или ферритных фаз, которые могут обволакивать и инкапсулировать частицы золота. Наконец, часть золота может быть изначально

тонко вкраплено в породообразующие минералы (например, кварц), которые инертны к обжигу и цианированию [4-6].

Для разработки эффективных мер по снижению потерь необходимо точно установить, в какой форме и с какими минералами ассоциировано недоизвлеченное золото.

Для решения этой задачи применяют комплекс аналитических методов. Современные методы минералогического анализа, такие как электронная микроскопия с энергодисперсионным анализом (ЭДС), позволяют визуально обнаружить частицы золота, определить их размер, форму и минеральное окружение.

В то же время, метод рационального (фазового) анализа, основанный на последовательном селективном растворении различных минеральных фаз, позволяет количественно оценить распределение золота по его различным формам нахождения [7].

Целью настоящей работы было проведение комплексного исследования хвостов сорбционного цианирования огарка ГМЗ-5 для выявления доминантных форм нахождения недоизвлеченного золота и установления основных причин его потерь.

Методика эксперимента.

Исследованию подвергались пробы хвостов, полученные после операции сорбционного цианирования огарка ГМЗ-5. Работа вклю-

чала два основных этапа: минералогический анализ на РЭМ и химический рациональный анализ.

Подготовка образца.

Заливка в акриловую смолу. Проба хвостов, содержащая мелкие частицы, заливается в жидкую акриловую смолу. Смола полимеризуется, образуя твёрдый брикет. Это необходимо для фиксации частиц в определённом положении, что облегчает их

последующую обработку и анализ, а также предотвращает выкрашивание и потерю материала.

Шлифовка и полировка. Поверхность полученного брикета тщательно шлифуется и полируется до зеркального блеска. Цель этого этапа – обнажить внутренние поверхности минеральных частиц, чтобы электронный пучок микроскопа мог взаимодействовать непосредственно с ними, а не с матрицей смолы или повре-

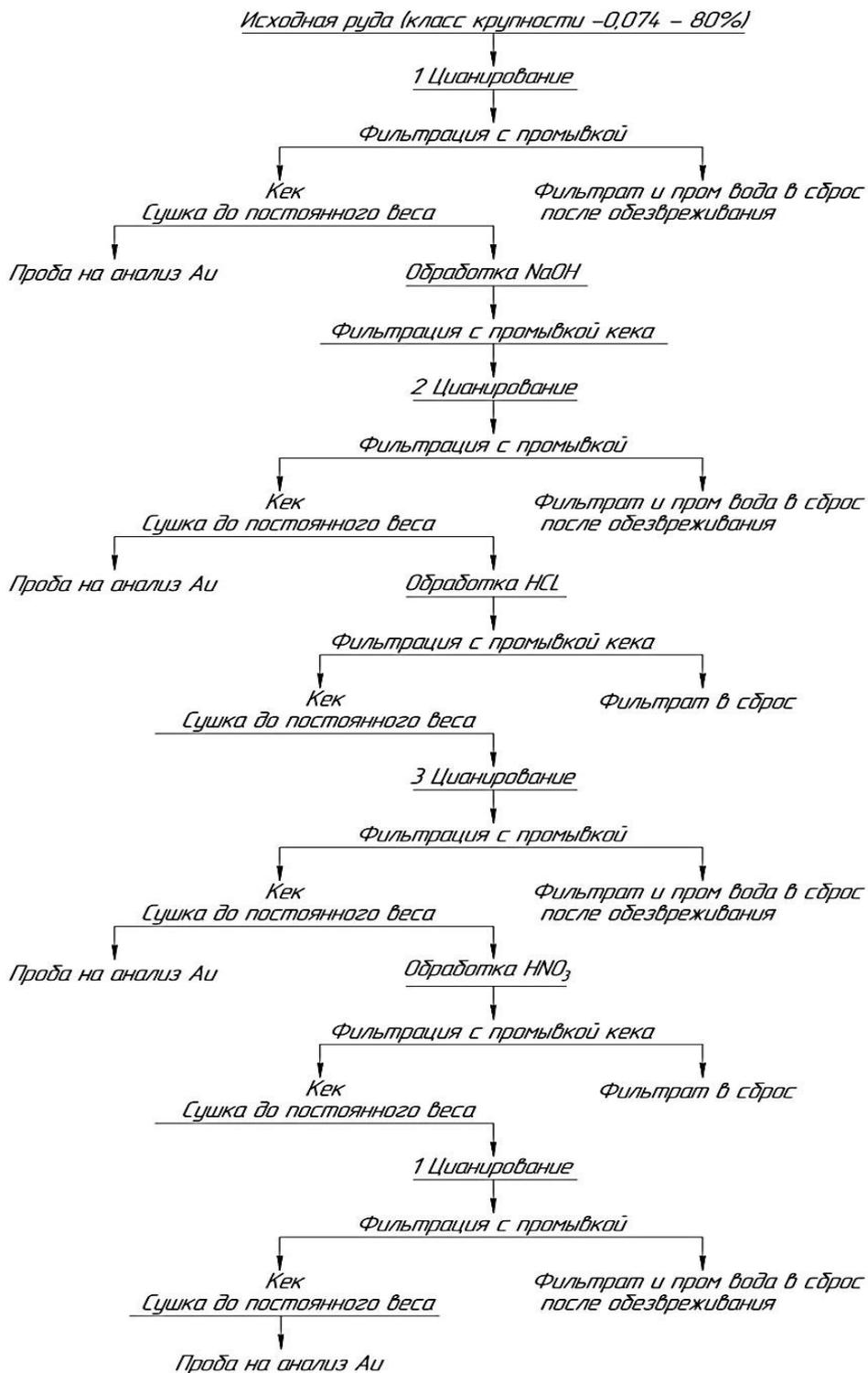


Рис. 1. Схема рационального анализа

ждённым слоем. Качество полировки напрямую влияет на разрешение и чёткость получаемых изображений и спектров.

Нанесение тонкого слоя углерода. Поскольку большинство минералов являются диэлектриками (не проводят электрический ток), при воздействии электронного пучка на их поверхности может накапливаться заряд, что приводит к искажению изображения и нестабильной работе микроскопа.

Для предотвращения этого на отполированную поверхность брикета наносится очень тонкий (несколько нанометров) слой углерода методом вакуумного напыления. Углерод создаёт электропроводящую поверхность, которая отводит заряд, обеспечивая стабильность сигнала и возможность длительного анализа и картирования.

Анализ на сканирующем электронном микроскопе.

Таблица 1

Содержание S и Fe в пирротине

Элемент	Содержание
S	38,9 %
Fe	61,1 %

Таблица 2

Содержание элементов в точках измерения (для частиц ~100 нм)

Спектр	S, %	Fe, %	Au, %
83	28,4 %	42,8 %	28,8 %
84	39,2 %	60,8 %	–
85	27,2 %	38,2 %	34,7 %
86	39,4 %	60,6 %	–

Принцип работы СЭМ. СЭМ работает путём сканирования поверхности образца сфокусированным пучком электронов. Когда электроны взаимодействуют с атомами образца, они генерируют различные сигналы, которые собираются детекторами и преобразуются в изображение.

Детектор обратно-рассеянных электронов (BSE). Этот детектор регистрирует электроны, которые отражаются от поверхности образца. Интенсивность обратно-рассеянных электронов сильно зависит от атомного номера элементов в образце. Чем выше атомный номер (т.е. тяжелее элемент), тем больше электронов рассеивается обратно, и тем ярче выглядит соответствующая область на BSE-изображении. Таким образом, BSE-изображения позволяют визуализировать распределение элементов с разной атомной массой, что очень полезно для обнаружения тяжёлых минералов, таких как золото (Au, атомный номер 79), на фоне более лёгких матричных минералов. Золотосодержащие частицы будут выглядеть значительно ярче.

Энергодисперсионный спектрометр (ЭДС). При взаимодействии электронного пучка с образцом атомы могут испускать характеристическое рентгеновское излучение. Каждый элемент испускает рентгеновские лучи с уникальным набором энергий. ЭДС-детектор собирает это излучение и анализирует его энергетический спектр. По пикам в спектре можно качественно и количественно определить элементный состав исследуемой области. Это позволяет подтвердить наличие золота в ярких частицах, обнаруженных с помощью BSE, а также определить сопутствующие элементы, что даёт информацию о минеральной ассоциации золота.

Автоматическое картирование поверхности: это высокоэффективный метод поиска мелких частиц ценных минералов. Микроскоп

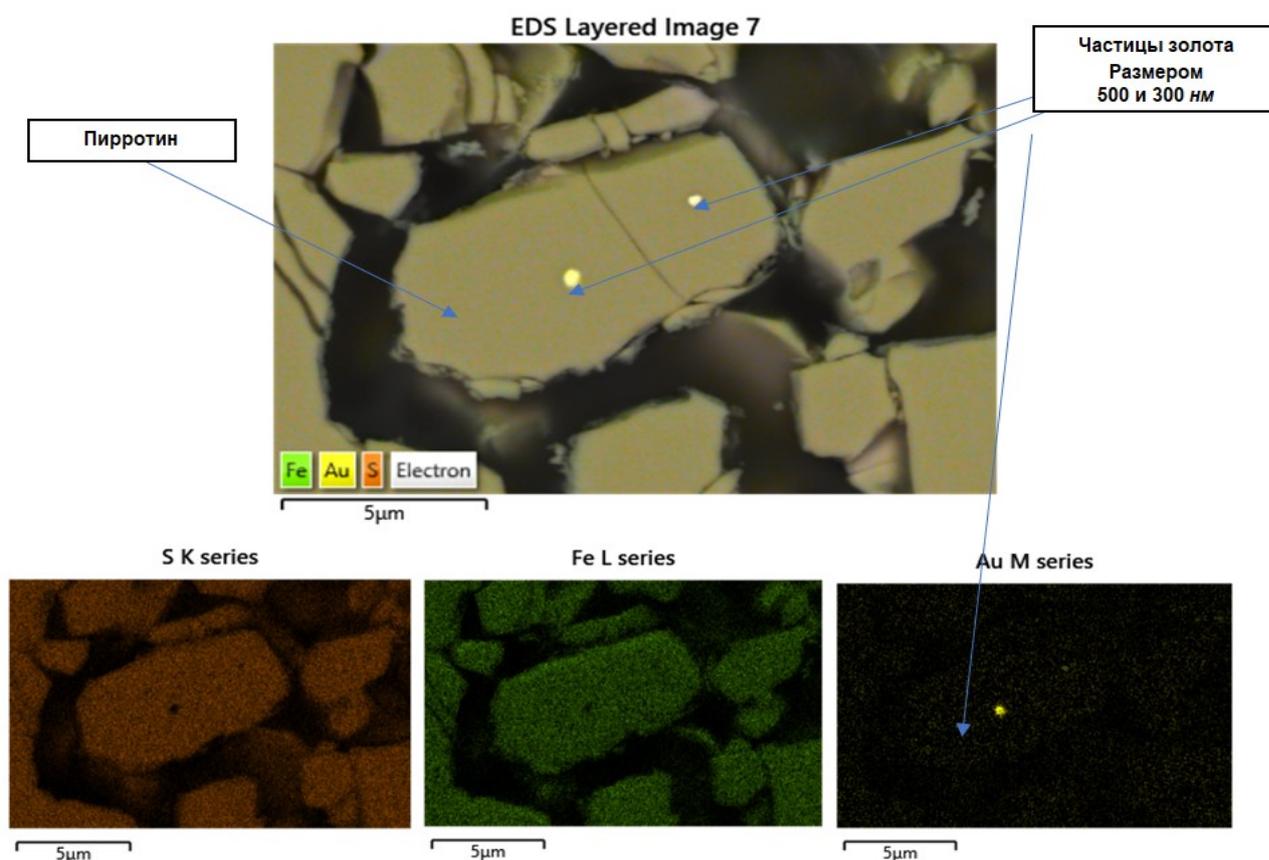


Рис. 2. ЭДС-карты распределения элементов, показывающие наночастицы золота (яркая точка на карте Au) в пирротине: карта распределения серы (S); карта распределения железа (Fe); карта распределения золота (Au)

автоматически сканирует заданную область поверхности брикета (в данном случае при увеличении 3600 раз) и одновременно собирает данные BSE и/или ЭДС. Программное обеспечение анализирует эти данные в реальном времени, идентифицируя области с высокой интенсивностью BSE-сигнала (указывающей на тяжёлые элементы) или с характерными рентгеновскими пиками золота. После завершения сканирования создаётся карта распределения элементов, на которой выделяются «яркие частицы» или «зоны интереса».

Детальное изучение зон с яркими частицами. После автоматического картирования оператор вручную или с помощью программного обеспечения фокусируется на обнаруженных «ярких частицах». На этом этапе проводится более детальный анализ каждой такой частицы:

Получение изображений с более высоким разрешением для изучения морфологии и формы частицы.

Точечный ЭДС-анализ для точного определения элементного состава и подтверждения наличия золота, а также для идентификации минералов-спутников.

Иногда проводится картирование распределения элементов внутри самой частицы, чтобы понять её внутреннюю структуру и состав.

Рациональный анализ. Рациональный анализ, также известный как фазовый химический анализ, является методом, позволяющим определить формы нахождения ценного компонента (в данном случае золота) в руде или продуктах её переработки. Это не просто определение общего содержания золота, а его распределение по различным минеральным фазам и типам связи.

Сущность метода. Метод основан на избирательном растворении различных минеральных фаз с использованием специфических реагентов. После каждой стадии растворения измеряется количество золота, перешедшего в раствор, что позволяет определить, сколько золота было связано с той или иной минеральной формой.

Многостадийное цианирование с промежуточной обработкой кеков. Это ключевой аспект метода. Процесс включает несколько последовательных стадий:

Первичное цианирование. Образец подвергается цианированию, обычно в мягких условиях. На этой стадии растворяется «свободное» или легкодоступное золото, которое не заключено в минералы или находится в легкорастворимых минеральных формах. Золото, перешедшее в раствор, отфильтровывается, и его количество определяется. Оставшийся твёрдый остаток (кек) содержит золото, которое не растворилось на первой стадии.

Промежуточная обработка кеков различными реагентами. После каждой стадии цианирования кек обрабатывается различными реагентами, каждый из которых предназначен для селективного вскрытия или растворения определённых минеральных фаз:

Обработка NaOH (гидроксид натрия). Щёлочная обработка может использоваться для разрушения некоторых силикатных минералов или для удаления органических веществ, которые могут пассивировать поверхность золота или связывать его. Также может способствовать растворению золота, ассоциированного с некоторыми сульфидами, которые становятся более доступными после щёлочной обработки.

Обработка HCl (соляная кислота). Кислотная обработка применяется для растворения карбонатов (например, кальцита, доломита), оксидов железа (например, лимонита, гематита) и некоторых других кислоторастворимых минералов. Если золото заключено в этих минералах, оно может стать доступным для последующего цианирования после их растворения.

Таблица 3

Содержание элементов в точках измерения для рисунка 3

Спектр	S, %	Fe, %	Sb, %	As, %	Au, %	Ag, %
99	13,7 %	10,9 %	—	—	72,1 %	2,3
100	52,3 %	44,6 %	2,6 %	0,5 %	—	—
101	45,3 %	33,8 %	20,9 %	—	—	—
102	52,6 %	47,4 %	—	—	—	—
103	49,6 %	45,4 %	—	5,0 %	—	—
104	50,4 %	46,7 %	—	2,9 %	—	—

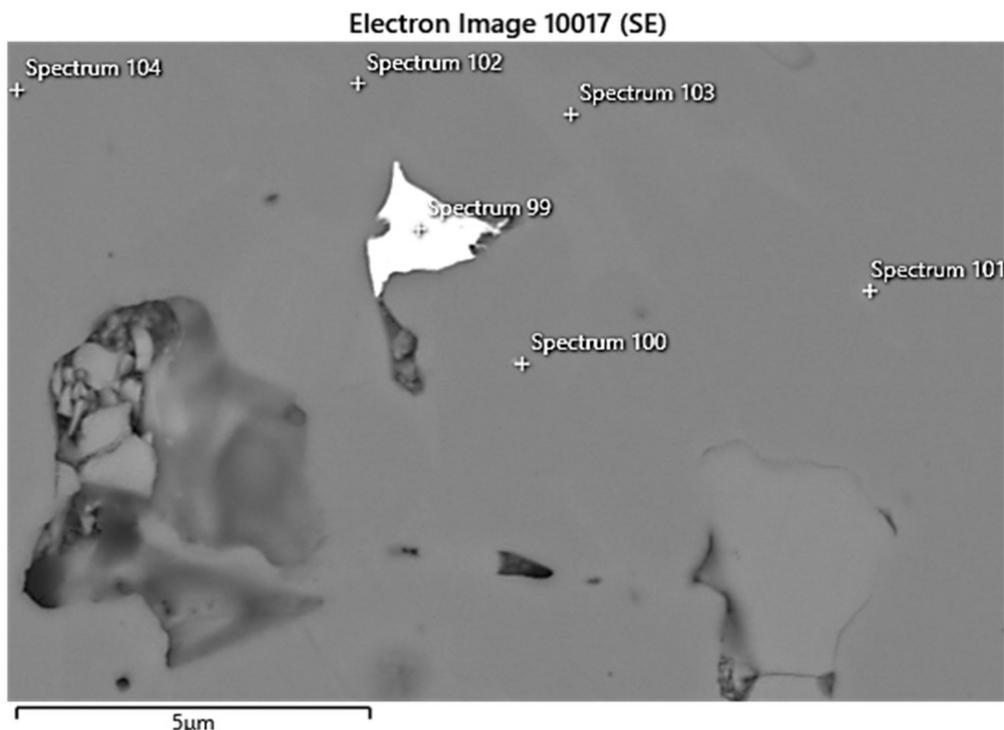


Рис. 3. РЭМ-изображение частицы золота (яркая область, Спектр 99) размером 1,7 мкм в пирите

Обработка HNO_3 (азотная кислота). Азотная кислота является сильным окислителем и используется для растворения многих сульфидных минералов (например, пирита, арсенопирита, халькопирита), которые часто являются основными носителями тонковкрапленного или «невидимого» золота. Разрушение сульфидной матрицы высвобождает заключённое в ней золото.

Повторное цианирование после каждой обработки. После каждой промежуточной обработки реагентом ($NaOH$, HCl , HNO_3) кек снова подвергается цианированию. Золото, высвободившееся в результате разрушения определённой минеральной фазы на предыдущем этапе, теперь переходит в раствор. Количество этого золота измеряется, что позволяет определить, сколько золота было связано именно с той минеральной фазой, которая была разрушена на данном этапе.

Таблица 4
Содержание элементов в точках измерения для рисунка 4

Спектр	S	Fe	Au
83	28,4 %	42,8 %	28,8 %
84	39,2 %	60,8 %	–
85	27,2 %	38,2 %	34,7 %
86	39,4 %	60,6 %	–

Таблица 5
Результаты рационального анализа по формам нахождения золота

№	Форма нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота, %
1.	Свободное золото (цианируемое)	1,4
2.	Цианируемое после обработки $NaOH$	0
3.	Связанное с оксидами и гидроксидами железа (HCl -растворимое)	30,7
4.	Ассоциированное с сульфидами (HNO_3 -растворимое)	30,9
5.	Ассоциированное с углеродистым веществом	6,5
6.	Тонковкрапленное в породообразующие минералы	33,9
Итого:		100

Количественное определение распределения золота: путём последовательного применения этих стадий и измерения количества золота, растворившегося на каждой стадии, можно построить «профиль» распределения золота по различным формам нахождения:

Свободное золото (растворившееся на первой стадии цианирования).

Золото, ассоциированное с карбонатами/оксидами (высвободившееся после HCl обработки).

Золото, ассоциированное с сульфидами (высвободившееся после HNO_3 обработки).

Остаточное золото, которое не растворилось даже после всех обработок (может быть в очень тонких включениях, устойчивых минеральных формах или в рефрактерных силикатах).

Этот метод даёт ценную информацию для оптимизации процессов извлечения золота, так как позволяет понять, какая часть золота является легкоизвлекаемой, а какая требует более интенсивных или специфических методов обработки.

Схема анализа представлена на рис. 1.

Результаты и их обсуждение.

В ходе детального изучения брикетов свободных частиц золота обнаружено не было. Все обнаруженные частицы недоизвлеченного золота оказались физически изолированы внутри других минеральных фаз.

Основная масса частиц золота была обнаружена внутри минерала пирротина. На рис. 2 показаны ЭДС-карты распределения серы, железа и золота, демонстрирующие нахождение наночастиц золота размером 300-500 нм полностью внутри пирротиновой матрицы. Также были выявлены еще более мелкие частицы золота, размером около 100 нм и менее, также находящиеся внутри пирротина. Данные, приведённые в табл. 1 и 2 подтверждают элементный состав вмещающего пирротина и золотых включений.

Единичная, более крупная частица золота размером около 1,7 мкм, была найдена внутри минерала пирита. Эта частица содержала небольшое количество серебра. Вмещающий пирит был неоднородным и содержал включения сульфида сурьмы и арсенопирита. На рис. 3 представлено изображение этой частицы. Содержания элементов в точках измерения указаны в табл. 3.

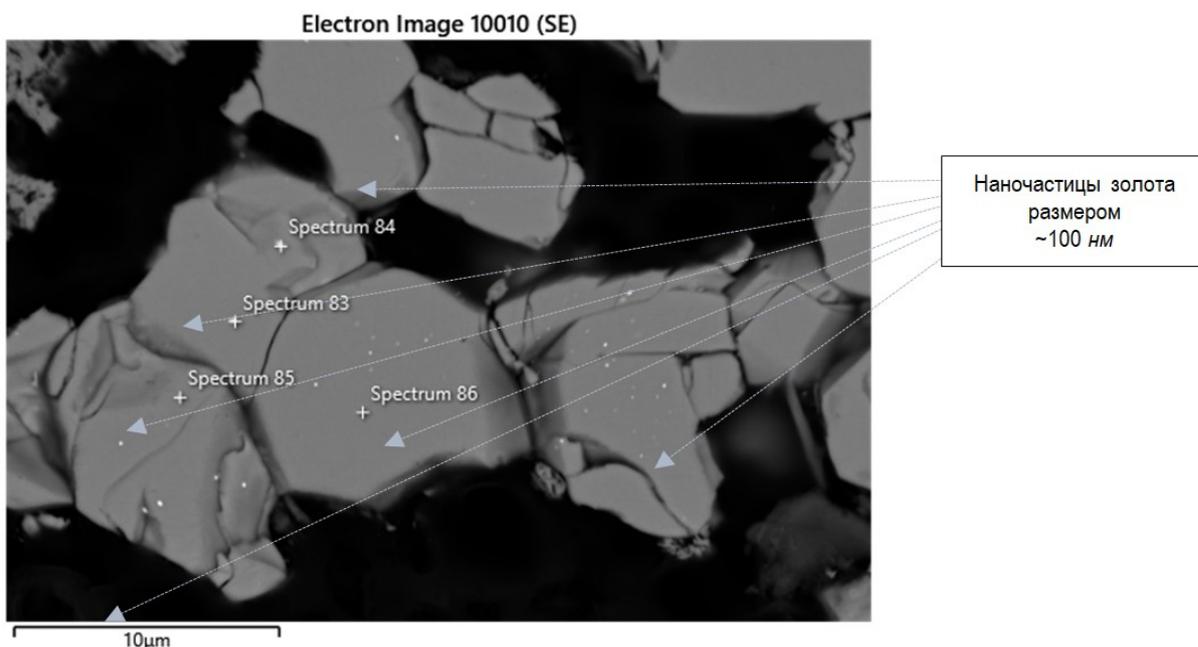


Рис. 4. Наночастицы золота в пирротине

Как видно из рис. 4 частицы золота размером около 100 нм и менее остались внутри минерала пирротина. Спектры 83 и 85 показывают, что эти частицы являются золотом. Спектры 83 и 86 были получены из минерала-носителя частиц, которое по соотношению содержания серы и железа совпадает с пирротином

Результаты рационального анализа.

Данные рационального анализа (табл. 4) полностью подтверждают и количественно дополняют выводы, сделанные на основе микроскопии.

Как видно из результатов рационального анализа (табл. 5) доля «свободного» золота ничтожно мала (1,4 %), что согласуется с отсутствием свободных частиц при СЭМ-анализе. Ключевыми являются две формы потерь: 30,9 % золота оказалось связано с сульфидами, что соответствует золоту, инкапсулированному в пирротине и пирите.

Самая большая доля потерь, 33,9 %, приходится на золото, тонковкрапленное в породообразующие минералы.

Эта форма упорности является первичной, и обжиг не может ее устранить.

Выводы. Комплексное исследование хвостов цианирования огарка ГМЗ-5 позволило сделать однозначный вывод о причинах потерь золота. Установлено, что упорность хвостов носит не химический, а преимущественно физический характер — недоизвлеченное золото физически изолировано от цианидного раствора.

Микроскопический и рациональный анализы взаимно дополнили друг друга и выявили две основные причины потерь.

Во-первых, значительная часть золота (около 31 %) остается инкапсулированной в виде нано- и микрочастиц в остаточных сульфидных минералах, преимущественно в пирротине.

Во-вторых, наибольшая доля потерь (около 34 %) связана с первичной упорностью руды – тончайшей вкрапленностью золота в породообразующие минералы. Эта форма золота не вскрывается в процессе обжига и остается недоступной.

Таким образом, для снижения потерь золота при переработке руды ГМЗ-5 необходимо либо оптимизировать параметры окислительного обжига для достижения более полного разложения сульфидов, либо применять технологии, направленные на вскрытие золота из силикатной матрицы.

Библиографический список:

1. Санакулов К., Эргашев У.А., Хамроев И.О., Фузайлов О.У. Новый подход к вопросу классификации упорных золотосодержащих руд на примере месторождений Кызылкумов // «Цветные металлы». – № 9. – М.: «Руда и металлы», 2023. – С. 22-30.
2. Воробьев А.Е., Верчеба А.А., Трабеллси С. Основные наноформы золота месторождений и техногенного минерального сырья // Разведка и охрана недр. 2015. № 4. – С. 21-25.
3. Воробьев А.Е. Тчаро Х. Сравнительный анализ свойств нанорельефа различных золотосодержащих сульфидов // Вестник Российского университета дружбы народов. Серия: Инженерные исследования №1 2016. – С. 78-84.
4. Kholmogorov A.G. & Kononova O. N. Physicochemical basis of processing of rebellious gold-bearing ores. Russian Journal of Applied Chemistry, 78(9), 2005, pp. 1391-1397.
5. Lottering M.J. & Lorenzen L. The effect of roasting on the mineralogy and gold liberation of aurostibite in a sulphide ore. Minerals Engineering, 20(6), 2007, pp. 565-573.
6. Goodall W.R. & Scales P.J. An overview of the advantages and disadvantages of the use of automated quantitative mineralogy. Minerals Engineering, 20(7), 2007, pp. 667-673.
7. Lorenzen L. Some guidelines to the design of a diagnostic leaching experiment. Minerals Engineering, 8(3), 1995, pp. 247-256.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 2 (101) pp. 50-55

STUDY OF THE FORMS OF GOLD OCCURRENCE IN CYANIDATION TAILINGS OF THE SLIME TO IDENTIFY THE CAUSES OF ITS LOSSES

¹Sanakulov K., Chairman of the Board – General Director, Doctor of Technical Sciences, Professor.

²Khamidov Kh.I., Associate Professor of the Department of «Metallurgy», DSc.

³Fuzaylov O.U., Associate Professor of the Department of «Metallurgy», PhD.

⁴Khamidov R.A., Acting Associate Professor of the Department of «Metallurgy», at NSMTI, PhD.

¹JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Uzbekistan.

²Navoi State Mining and Technological University. Navoi, Uzbekistan.

This study presents the results of a comprehensive investigation of the cyanidation tailings from the sorption cyanidation of slime of gold-containing ore (GMZ-5) aimed at identifying the causes of noble metal losses. The forms of occurrence and mineral associations of unrecovered gold were studied using scanning electron microscopy (SEM) with energy-dispersive spectroscopy (EDS) and rational analysis. It was established that free gold particles are absent. The main causes of losses are: 1) physical encapsulation of nano- and microparticles of gold (ranging from 100 nm to 1,7 μm) within residual sulfide minerals (pyrrhotite and pyrite), indicating incomplete oxidation during roasting; 2) fine impregnation of gold in gangue minerals resistant to cyanidation. Rational analysis quantitatively confirmed these conclusions, showing that over 64 % of gold losses are associated with its occurrence in sulfides (30,9 %) and gangue minerals (33,9 %).

Keywords: cyanidation tailings, unrecovered gold, pyrrhotite, pyrite, gold nanoparticles, mineral associations, electron microscopy, energy-dispersive spectroscopy, rational analysis, encapsulation, physical refractory behavior, oxidative roasting, sulfides, gangue minerals, gold losses, hydrometallurgy.

Bibliography:

1. Sanakulov K., Ergashov U.A., Khamroev I.O., Fuzaylov O.U. A new approach to the classification of refractory gold-bearing ores using the example of the Kyzylkum deposits // «Svetnye metally». – No. 9. – Moscow: «Ruda i metally», 2023, pp. 22-30.
2. Vorobyev A.E., Vercheba A.A., Trabelssi S. Main Nanogold Forms in Deposits and Technogenic Mineral Raw Materials // Prospecting and Protection of Mineral Resources. 2015. No. 4, pp. 21-25.
3. Vorobyev A.E., Tcharo Kh. Comparative Analysis of Nanorelief Properties of Various Gold-Bearing Sulfides // RUDN Journal of Engineering Research. 2016. No. 1, pp. 78-84.
4. Kholmogorov A.G. & Kononova O.N. Physicochemical basis of processing of refractory gold-bearing ores. Russian Journal of Applied Chemistry, 78(9), 2005, pp. 1391-1397.
5. Lottering M.J. & Lorenzen L. The effect of roasting on the mineralogy and gold liberation of aurostibite in a sulphide ore. Minerals Engineering, 20(6), 2007, pp. 565-573.
6. Goodall W.R. & Scales P.J. An overview of the advantages and disadvantages of the use of automated quantitative mineralogy. Minerals Engineering, 20(7), 2007, pp. 667-673.
7. Lorenzen L. Some guidelines to the design of a diagnostic leaching experiment. Minerals Engineering, 8(3), 1995, pp. 247-256.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ НА ПРОЦЕСС ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДАУГЫЗТАУ



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



Хамидов Х.И.,
профессор кафедры
«Металлургия» НГГТУ, DSc



Ашуров О.Т.,
начальник
ЦНИЛ АО «НГМК»



Саггарова Ш.Г.,
докторант
кафедры «Металлургия» НГГТУ

Ushbu maqolada Daugiztau (3-GMZ) konining oltinli rudasini flotatsiyalash jarayoniga oldindan ultratovushli ta'sir ko'rsatishning ta'siri tadqiq qilingan. Flotatsiya jarayonining standart sharoitlari bilan solishtirilganda, ultratovushli ta'sir (40 kGts) ikki bosqichda qo'llanilganda texnologik ko'rsatkichlar tahlil qilingan. Ruda ultratovushli ta'sirga uchraganda, sikllar orasidagi flotatsiya oldidan sezilarli yaxshilanish kuzatilmagan. Biroq, pulpa ultratovush bilan 5 daqiqa davomida birinchi asosiy flotatsiyadan oldin ishlov berilganda, oltinning umumiy konsentratdagi chiqarilishi 4,21 % ga (81,08 % dan 85,29 % gacha) oshgan va qoldiqlardagi oltin miqdori 0,37 g/t dan 0,28 g/t gacha kamaygan.

Kalit so'zlar: ultratovushli ishlov berish, flotatsiya, oltinli ruda, boyitish, Daugiztau, qiyin boyitiladigan rudalar, kavitatsiya, oltin qazib olish, sulfidlar, mineralogiya, texnologik ko'rsatkichlar, jarayonlarni intensivlashtirish, ksantogenat, deglyomeratsiya.

В данной статье представлены результаты исследования по изучению влияния предварительной ультразвуковой обработки на флотационное обогащение золотосодержащей руды месторождения Даугызтау (ГМЗ-3). Проведен сравнительный анализ технологических показателей флотации в стандартных условиях и с применением ультразвуковой обработки (40 кГц) на двух стадиях процесса. Установлено, что применение ультразвукового воздействия на руду перед межцикловой флотацией не приводит к существенному улучшению показателей. Однако обработка пульпы ультразвуком в течение 5 минут непосредственно перед первой основной флотацией, позволила повысить извлечение золота в объединенный концентрат на 4,21 % (с 81,08 % до 85,29 %) и снизить содержание золота в хвостах с 0,37 г/т до 0,28 г/т.

Ключевые слова: ультразвуковая обработка, флотация, золотосодержащая руда, обогащение, Даугызтау, упорные руды, кавитация, добыча золота, сульфиды, минералогия, технологические показатели, интенсификация процессов, ксантогенат, деагломерация.

В условиях истощения легкообогатимых месторождений в переработку все чаще вовлекаются упорные руды, характеризующиеся сложным вещественным составом и тонкой вкрапленностью ценных компонентов [1]. Золотосодержащие руды месторождения Даугызтау, содержащие сульфидные минералы, мышьяк и углеродистые компоненты, являются типичным примером такого сырья. Основным методом их обогащения является флотация, однако ее эффективность часто ограничивается рядом факторов. Присутствие углеродистого вещества может приводить к пассивации поверхности сульфидов или к нежелательному эффекту «reg-gobbing», а тонкие шламующие частицы способны образовывать на поверхности ценных минералов гидрофильные пленки, препятствующие их эффективному взаимодействию с реагентами-собирателями [2].

Для преодоления этих трудностей и повышения технологических показателей разрабатываются различные методы интенсификации процессов обогащения. Одним из наиболее перспективных физических методов воздействия является применение ультразвука [3, 4]. Многочисленные исследования подтверждают, что ультразвуковая обработка пульпы способна значительно улучшить условия для флотации [4, 5]. Основные механизмы её воздействия включают:

Акустическая кавитация. Схлопывание кавитационных пузырьков генерирует локальные зоны высокого давления и температуры, а также ударные волны. Эта энергия эффективно разрушает

агрегаты частиц и очищает минеральные поверхности от шламовых и оксидных пленок [5].

Деагломерация: Ультразвук способствует разрушению агрегатов, состоящих из частиц ценных минералов и пустой породы, что повышает селективность процесса.

Ускорение массопереноса: Интенсификация диффузии и адсорбции флотационных реагентов на подготовленной, очищенной поверхности минералов [4].

Исследования Чантурии В.А. и других ученых показали высокую эффективность применения УЗО для повышения контрастности флотационных свойств минералов, особенно при переработке упорных руд [3]. Учитывая характеристики руды Даугызтау, можно предположить, что ультразвук будет способствовать очистке сульфидов от углеродистых шламов, что является ключевым условием для успешной флотации.

Целью настоящей работы являлось исследование влияния предварительной ультразвуковой обработки в технологической схеме на показатели флотационного обогащения золотосодержащей руды месторождения Даугызтау для улучшения показателей процесса флотации.

Методика эксперимента. Материалы исследования.

Объектом исследования служила проба золотосодержащей руды месторождения Даугызтау (ГМЗ-3). Анализы показали, что руда содержит сульфидную серу, мышьяк, железо и углеродистый

Таблица 1

Химический состав исходной руды

Наименование	Au, г/т	Ag, г/т	S _{общ} , %	Ss, %	Fe _{общ} , %	C _{орг} , %	C _{общ} , %	As, %	Sb, %
Исходная руда	1,64	2,00	1,40	0,84	3,50	0,40	1,20	0,18	14

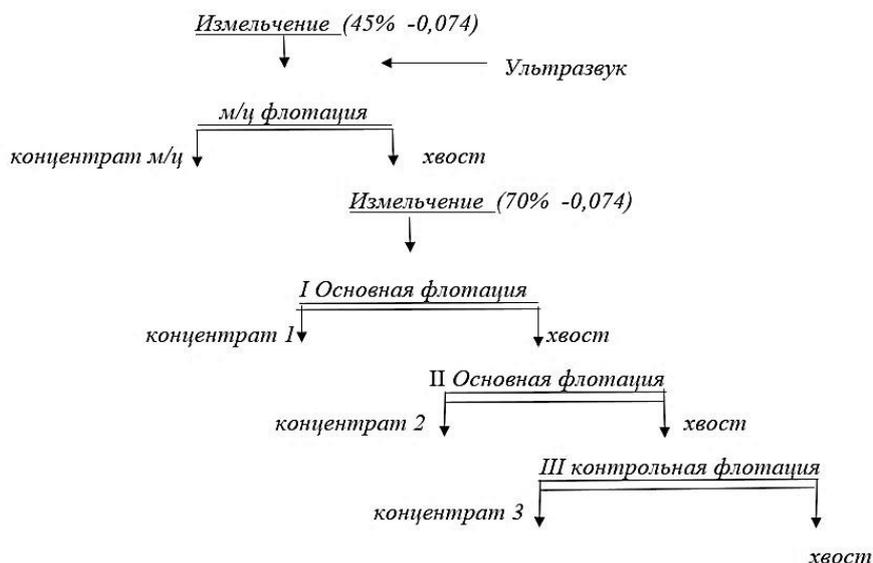


Рис. 1. Схема флотации с УЗО перед межцикловой флотацией

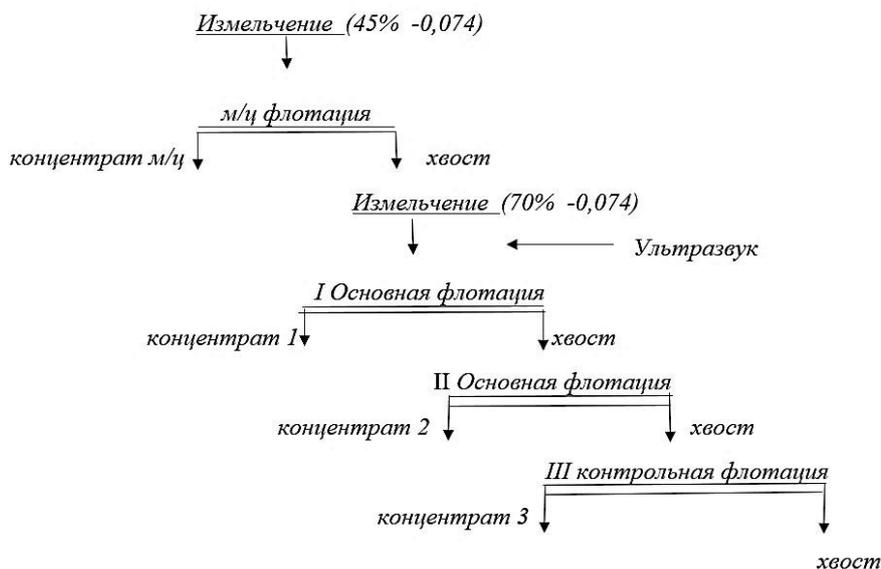


Рис. 2. Схема флотации с УЗО перед основной флотацией

компонент, что указывает на присутствие сульфидных минералов. Исходный состав пробы представлен в табл. 1.

Схема и режим флотации. Обогащение руды проводили по двухстадийной схеме измельчения с межцикловой флотацией (рис. 1, 2).

Первая стадия измельчения. Руда измельчалась в течение 9 мин до крупности 45 % класса -0,074 мм. В мельницу подавались Na₂CO₃ (2500 г/т) и масло И-20 (40 г/т).

Межцикловая флотация. Проводилась в течение 6 мин с подачей CuSO₄ (40 г/т), бутилового ксантогената (БКК) (100 г/т) и вспенивателя Т-92 (60 г/т).

Вторая стадия измельчения (доизмельчение). Хвосты межцикловой флотации доизмельчались в течение 13 мин до крупности 70 % класса -0,074 мм.

Основная и контрольная флотация. Процесс включал первую основную (10 мин), вторую основную (15 мин) и контрольную (10 мин) флотации с поэтапной подачей реагентов (БКК, Т-92, CuSO₄). Начальное значение pH пульпы составляло 10,2.

Эксперименты с ультразвуковой обработкой: Ультразвуковую обработку (УЗО) проводили с частотой 40 кГц. Были выполнены две серии экспериментов:

УЗО перед межцикловой флотацией (рис. 1): Измельченная до

Таблица 2

Результаты флотации без УЗО

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Содержание Ag, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %
Объединённый концентрат	11,60	12,09	7,74	81,08	62,88
Хвосты	88,40	0,37	0,60	18,92	37,12
Руда	100,00	1,73	1,43	100,00	100,00

Таблица 3

Результаты флотации с УЗО (5 мин) перед межцикловой флотацией

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Содержание Ag, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %
Объединённый концентрат	12,60	11,46	7,42	81,70	64,06
Хвосты	87,40	0,37	0,60	18,30	35,94

Таблица 4

Результаты флотации с УЗО (10 мин) перед межцикловой флотацией

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Содержание Ag, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %
Объединённый концентрат	12,50	12,43	7,82	81,62	66,23
Хвосты	87,50	0,40	0,57	18,38	33,77

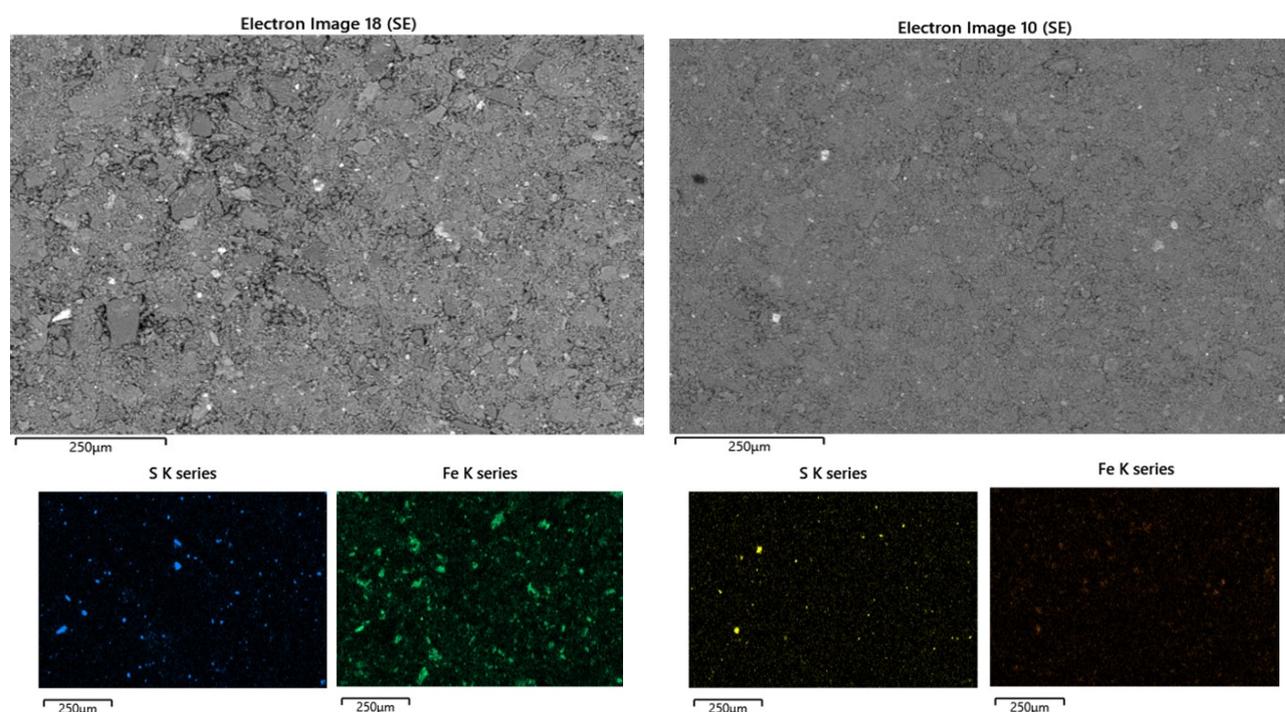


Рис. 3. ЭДС-СЭМ-анализ хвостов флотации: а – с УЗО; б – без УЗО

45 % класса -0,074 мм руда подвергалась УЗО в течение 5 и 10 мин.

УЗО перед основной флотацией (рис. 2): Пульпа после второй стадии измельчения (70 % класса -0,074 мм) подвергалась УЗО в течение 5 мин перед первой основной флотацией.

Результаты сравнивались с показателями контрольного опыта, проведенного без ультразвуковой обработки.

Результаты и их обсуждение.

Результаты флотации без применения УЗО, представленные в табл. 2, служат базовым показателем для сравнения. В этих условиях извлечение золота в объединенный концентрат составило 81,08 %, при этом потери с хвостами были значительными – 0,37 г/т. Это указывает на наличие потенциала для оптимизации процесса.

Первая серия экспериментов была посвящена изучению влияния УЗО на руду после первого, более грубого измельчения (45 % класса -0,074 мм). Результаты, представленные в табл. 3 и 4, пока-

зали, что ни 5-минутная, ни 10-минутная обработка не привели к заметным улучшениям. Извлечение золота составило 81,70 % и 81,62 % соответственно, что находится в пределах погрешности эксперимента по сравнению с базовым показателем. Вероятнее всего, это связано с тем, что последующая стадия интенсивного доизмельчения (до 70 % класса -0,074 мм) нейтрализовала возможный положительный эффект от УЗО. В процессе доизмельчения происходит образование новых поверхностей и повторное ошламование, что сводит на нет результаты предварительной ультразвуковой очистки. Во второй серии экспериментов обработка проводилась после стадии доизмельчения, непосредственно перед подачей пульпы на первую основную флотацию. Как видно из табл. 5, такой подход оказался значительно эффективнее. Извлечение золота в объединенный концентрат возросло до 85,29 %, что на 4,21 % выше базового уровня. Ещё более показательным является снижение содер-

жания золота в хвостах с 0,37 г/т до 0,28 г/т. Это прямое свидетельство того, что УЗО способствовала вовлечению во флотацию тех частиц золота, которые в стандартных условиях терялись с хвостами. ЭДС СЭМ анализы показали (рис. 3) явное уменьшение сульфидных частиц в хвостах флотации с УЗО по сравнению с хвостами без УЗО.

Это объясняется тем, что ультразвуковое воздействие было приложено в самый критический момент – после окончательного раскрытия минералов и непосредственно перед их контактом с собирателем в основной флотации. На этой стадии кавитационные процессы эффективно очищают свежееобразованные поверхности сульфидов от шламовых, в том числе углеродистых, покрытий.

Это создает лучшие условия для адсорбции бутилового ксантогената, повышая гидрофобность минеральных частиц и прочность их закрепления на пузырьках воздуха. Таким образом, УЗО действует как «финальная подготовка» поверхности, максимизируя ее флотационную активность и приводя к более полному и селективному извлечению золота.

Выводы.

Проведенное исследование продемонстрировало чувствительность процесса флотации золотосодержащей руды Даугызтау к условиям применения ультразвуковой обработки. Было установлено, что точка приложения УЗО в технологической схеме является влияющим фактором ее эффективности. Использование ультра-

Таблица 5
Результаты флотации с УЗО (5 мин) перед первой основной флотацией

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Содержание Ag, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %
Объединенный концентрат	11,50	12,50	8,01	85,29	65,83
Хвосты	88,50	0,28	0,54	14,71	34,17

звука перед межцикловой флотацией, не принесло значимого улучшения технологических показателей, так как эффект от обработки, по-видимому, нейтрализовался последующим процессом доизмельчения.

В то же время, перенос ультразвуковой обработки непосредственно перед основной флотацией, привел к существенному положительному результату. Такой подход позволил увеличить сквозное извлечение золота в концентрат на 4,21 % и, что особенно важно, снизить содержание ценного компонента в отвальных хвостах почти на четверть. Это свидетельствует о том, что механизм интенсификации в данном случае связан с эффективной очисткой и активацией свежераскрытых минеральных поверхностей перед их взаимодействием с реагентами-собирателями. Полученные результаты доказывают перспективность целенаправленного применения ультразвука для интенсификации обогащения упорных золотосодержащих руд.

Библиографический список:

1. Санакулов К., Эргашев У.А., Хамроев И.О., Фузайлов О.У. Новый подход к вопросу классификации упорных золотосодержащих руд на примере месторождений Кызылкумов // «Цветные металлы». – № 9. – М.: «Руда и металлы», 2023. – С. 22-30.
2. Санакулов К., Хамидов Х.И., Ашуров О.Т., Фузайлов О.У. Исследование распределения дисперсных сульфидных частиц при флотации золотосодержащих руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» // «Горный вестник Узбекистана». – № 3 (94). – Навои, 2023. – С. 52-61.
3. Mousavi S.M., Yarahmadi M., Darvishi D. A review on the effects of ultrasonic waves on flotation processes. *Ultrasonics Sonochemistry*, 40. 2018, pp. 975-985.
4. Özkan Ş.G., & Kuyumcu H.Z. The effect of ultrasonic pre-treatment on the flotation of a complex sulfide ore. *Minerals Engineering*, 2019, pp. 134, 12-20.
5. Чантурия Е.Л., Двойченкова Г.П. Применение ультразвуковой обработки для повышения эффективности флотации упорных золото-медь-мышьяковых руд. *Горный журнал* (11). – Москва: АО «Издательский дом «Руда и Металлы», 2017. – С. 81-85.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 2 (101) pp. 56-59

STUDY OF THE EFFECT OF PRELIMINARY ULTRASONIC TREATMENT ON THE FLOTATION ENRICHMENT PROCESS OF GOLD-CONTAINING ORE FROM THE DAUGYZTAU DEPOSIT

¹Sanakulov K., Chairman of the Board – General Director, Doctor of Technical Sciences, Professor.

²Khamidov Kh.I., Associate Professor of the Department of «Metallurgy», DSc.

¹Ashurov O.T., Head of the Central Research Laboratory of the Kyzylkum Ore Management.

²Sattarova Sh.G., Doctoral Candidate of the Department of «Metallurgy».

¹JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Uzbekistan.

²Navoi State Mining and Technological University. Navoi, Uzbekistan.

This article presents the results of a study on the influence of preliminary ultrasonic treatment on the flotation enrichment of gold-containing ore from the Daugyztau deposit (GMZ-3). A comparative analysis of flotation technological indicators was conducted under standard conditions and with the use of ultrasonic treatment (40 kHz) at two stages of the process. It was established that the application of ultrasonic treatment to the ore before inter-cycle flotation does not lead to a significant improvement in the indicators. However, ultrasonic treatment of the pulp for 5 minutes after the second grinding stage, immediately before the first main flotation, allowed an increase in gold recovery to the combined concentrate by 4.21% (from 81.08% to 85.29%) and a decrease in gold content in the tails from 0.37 g/t to 0.28 g/t. **Keywords:** ultrasonic treatment, flotation, gold-containing ore, enrichment, Daugyztau, refractory ores, cavitation, gold extraction, sulfides, mineralogy, technological indicators, process intensification, xanthate, deagglomeration.

Bibliography:

1. Sanakulov K., Ergashov U.A., Khamroev I.O., Fuzailov O.U. A new approach to the classification of refractory gold-bearing ores using the example of the Kyzylkum deposits // «Svetnye metally». – No. 9. – Moscow: «Ruda i metally», 2023, pp. 22-30.
2. Sanakulov K., Khamidov Kh.I., Ashurov O.T., Fuzailov O.U. Study of the distribution of dispersed sulfide particles during the flotation of gold-bearing ores from the «Kokpataş» and «Daugyztau» deposits // «Gorniy vestnik Uzbekistana». – No. 3 (94). – Navoi, 2023, pp. 52-61.
3. Mousavi S.M., Yarahmadi M., Darvishi D. A review on the effects of ultrasonic waves on flotation processes. *Ultrasonics Sonochemistry*, 40. 2018, pp. 975-985.
4. Özkan Ş.G., & Kuyumcu H.Z. The effect of ultrasonic pre-treatment on the flotation of a complex sulfide ore. *Minerals Engineering*, 2019, pp. 134, 12-20.
5. Chanturia E.L., Dvoychenkova G.P. Application of ultrasonic treatment to improve the efficiency of flotation of refractory gold-copper-arsenic ores. *Mining Journal* (11). – Moscow: Publishing House «Ruda i Metally», 2017. – pp. 81-85.

TEXNOLOGIK CHIQINDILARDAN VISMUTNI AJRATIB OLISH: KOMPLEKS YONDASHUV VA TEXNOLOGIK YECHIMLAR



Xasanov A.S.,
Olmaliq «KMK» AJ Innovatsion
texnologiyalarni ishlab chiqish va tadbir
etish markazining texnologiya bo'yicha
direktor o'rinbosari, t.f.d., professor

Taqdim etilgan tadqiqotda vismut metalining kashf etilish tarixi, fizik-kimyoviy xossalari va qo'llanilish sohalari ko'rib chiqilgan. «Olmaliq KMK» AJda hosil bo'ladigan qo'rg'oshin-vismutli shlam va konvertor changlari aralashmasidan vismutni o'rganishga bag'ishlangan ilmiy tadqiqotlar ma'lumotlari, shuningdek, ushbu metallni ajratib olish bo'yicha eksperimental ishlar natijalari keltirilgan. Ushbu xom ashyoni qayta ishlashning texnologik sxemasi ishlab chiqilgan. Bundan tashqari, vismutni ajratib olish jarayoni samaradorligiga ta'sir etuvchi bir qator omillar o'rganilgan.

Kalit so'zlar: qo'rg'oshin shlami, kek, vismut, mayda konvertor changi, eritma, oltin, kumush, texnik tuz, soda, tanlab eritish, dekantatsiya, filtrlash.

В представленном исследовании рассмотрены история открытия металла висмута, его физико-химические свойства и область применения. Приведены данные научных исследований, посвящённых изучению висмута, а также результаты экспериментальных работ по извлечению данного металла из смеси свинцово-висмутового шлама и конвертерной пыли, образующихся на АО «Алмалыкский ГМК». Разработана технологическая схема переработки указанного сырья. Кроме того, исследован ряд факторов, влияющих на эффективность процесса извлечения висмута.

Ключевые слова: свинцовый шлам, kek, висмут, тонкая конвертерная пыль, раствор, золото, серебро, техническая соль, soda, выщелачивание, декантация, фильтрация.

Vismut qadimdan ma'lum bo'lgan bo'lsa-da, u ilmiy jihatdan 1739 yilda nemis kimyogari I.G. Pott tomonidan kimyoviy individ sifatida aniqlangan. Dastlab uni qo'rg'oshin, surma yoki qalay birikmasi deb hisoblashgan. Hatto mashhur olim G. Agrikola ham vismutni mustaqil metall sifatida emas, balki boshqa metallar bilan bog'liq modda sifatida tasvirlagan. XV-XVII asrlarda bir qancha olimlar, jumladan V. Valentin, G. Paratsels va E.O. Pippmanlar vismut haqida yozganlar va uni o'rganishga harakat qilganlar.

Vismutga nisbatan ilmiy qiziqish XIX asrga kelib kuchaydi. Shved kimyogari Y.Ya. Berzelius uni «Bi» belgisi bilan kimyoviy element sifatida belgiladi va Mendeleev jadvalida 83-raqam ostida joylashtirdi. XVIII asrdan boshlab vismut tibbiyot, kosmetika va qotishmalar tayyorlashda qo'llanila boshlandi.

Olimlar, xususan I.G. Pott va T. Bergman, vismutning alohida metall ekanligini ilmiy asoslab berganlar.

Nomlanishi bo'yicha aniq ma'lumot yo'q, biroq E.O. Pippman uni «Weisse Masse» («oq jins») degan konchilar atamasidan kelib chiqqan deb hisoblaydi. M.V. Lomonosov ham o'z asarlarida vismutning xossalari yoritgan.

Vismut – kumushsimon kulrang, zichligi yuqori ($9,8 \text{ g/sm}^3$), o'ta mo'rt va past haroratda eriydigan metall (271°C). Quruq havoda barqaror, ammo nam muhitda oksidlanadi. Xlorid kislotalarda erimaydi, biroq nitrat va sulfat kislotalarda eriydi.

Ftor, xlor, brom va yod bilan tez reaksiya hosil qilib, uchuvchan birikmalarga aylanadi, bu esa texnologik jarayonlarda ehtiyotkorlikni talab qiladi. Tadqiqotlarga ko'ra, vismut asosan flotatsiya yo'li bilan misli boyitmaga 40-60 % miqdorda o'tadi [1].

Vismut qazib olish sanoatining mineral-xomashyo bazasi tarkiban ikki asosiy turga bo'linadi: sof vismut konlari va vismutni tarkibida tutuvchi kompleks polimetall konlar.

Tabiatda sof vismut rudalari juda kam uchraydi. Bunday noyob konlarga Avstraliyadagi Tennant Creek koni misol bo'la oladi. Aksariyat hollarda vismut rux va qo'rg'oshinli polimetall rudalar tarkibida uchraydi va sanoat ahamiyatiga ega bo'lgan darajada to'planadi.

Rudalardagi vismut miqdoriga ko'ra ularning sanoat qiymati quyidagicha tasniflanadi: boy rudalar – 1 % dan yuqori vismut miqdoriga ega; o'rta boy rudalar – 0,2 0 dan 1 % gacha; kambag'al rudalar – 0,2 % dan kam, odatda kompleks tarkibdagi konlarda.

Mazkur tasnif vismutni ajratib olish texnologiyalarini tanlash, iqtisodiy samaradorlikni baholash va sanoat loyihalarini shakllantirishda muhim omil hisoblanadi.

Vis-mutga bo'lgan talabning ortib borishi ushbu nodir metallning geologik zaxiralarini chuqurroq o'rganish va texnogik resurslarni (chiqindilar, changlar) qayta ishlash orqali qo'shimcha manbalarni safarbar etishni taqozo etmoqda [2]. 1-jadvalda vismut mahsulotlari bo'yicha narxlar berilgan [3].

2-jadvalda asosan Qalmoqqir koni ma'danlaridan 8 joydan o'rta boy namuna olinib undagi vismut tarkibi o'rganilgan va olingan namuna bo'yicha avvalligga mis boyitmasi, so'ng u eritilib shteyn va toshqol olindi. Tajriba va sanoat miqyosidagi (har uchta eritish pechi) eritish agregatlaridagi shteyn va toshqol so'ng xomaki mis tarkibidagi vismut analitik tahlil etildi.

Adabiyotlar tahlili. Bugungi kunda jahon vismutining 80 foizgacha bo'lgan miqdori Xitoy Xalq Respublikasida qazib olinadi. O'n yil avval

Ruda, boyitish va eritish mahsulotlari kimyoviy tarkibidagi vismutning miqdori

T/r	Vismut miqdori, %									Xomaki mis
	Ruda	Mis boyitmasi	Shteyn			Toshqol				
			KMEP	YQP	VP	KMEP	YQEP	VP	Konvertor	
1.	0,0002	0,014	0,004	0,007	0,007	0,001	0,0005	0,001	mikromiqdor	0,001
2.	0,0001	0,006	0,003	0,006	0,008	mikromiqdor	0,001	mikromiqdor	mikromiqdor	0,002
3.	0,0007	0,005	0,004	0,008	0,005	mikromiqdor	mikromiqdor	mikromiqdor	mikromiqdor	0,001
4.	0,00011	0,004	0,006	0,008	0,004	mikromiqdor	aniqlanmadi	aniqlanmadi	mikromiqdor	0,0005
5.	0,00014	0,017	0,007	0,009	0,006	0,001	0,001	0,001	0,002	0,002
6.	0,00016	0,003	0,004	0,006	0,004	aniqlanmadi	aniqlanmadi	aniqlanmadi	mikromiqdor	0,001
7.	0,0002	0,007	0,003	0,007	0,004	mikromiqdor	mikromiqdor	mikromiqdor	mikromiqdor	0,001
8.	0,0001	0,003	0,004	0,006	0,003	aniqlanmadi	mikromiqdor	aniqlanmadi	mikromiqdor	0,002
O'rt.	0,00021	0,007	0,004	0,007	0,005	mikromiqdor	mikromiqdor	mikromiqdor	mikromiqdor	0,0013
g/t	2,1	73,7	43,7	71,2	51,2	-	-	-	-	13,1

Izoh: KMEP – kislorod mash'alli eritish pechi (KФП); YQP – yalliq qaytaruvchi pech (ОП); VP – Vanyukov pechi (ПЖВ)

esa bu borada Peru, Meksika va Kanada yetakchi hisoblangan. So'nggi yillarda esa vismutni eksport qiluvchi yangi ishtirokchilar sifatida Laos, Bolgariya va Qozog'iston xalqaro bozorga kirib kelmoqda.

Xitoyda vismut ishlab chiqarish hajmi so'nggi yigirma yil ichida misli ko'rilgan darajada ortdi. Bu holat, ehtimolki, ushbu metallga bo'lgan talabning jiddiy oshgani bilan bog'liqdir. Vismut bugungi kunda farmatsevtika sanoatida, tibbiy asbob-uskunalar ishlab chiqarishda, shuningdek, turli qotishmalar tayyorlashda metallurgiya sohasida keng qo'llanilmoqda.

AQShda esa vismutni o'z hududidagi rudalardan ajratib olish imkoniyati mavjud emas. U yerda ushbu metall asosan tashqi manbalardan olib kelingan metallolomdan ajratib olinadi. Biroq bunday ishlab chiqarish ko'lamini Xitoydagi ishlab chiqarish hajmlari bilan solishtirganda, juda ham kichik hisoblanadi.

Xitoyning ushbu metall qazib olish hajmini so'nggi yigirma yillikda qariyb o'n besh, hattoki yigirma barobarga oshirgani kuzatilmoqda.

Rossiyada esa vismut ishlab chiqarilishi ilgari «Dalpolimetall» korporatsiyasida amalga oshirilgan (yaqinda mazkur korxonada milliy lashtirildi).

Yaqin vaqt ichida Zabaykaledagi «Jelezniy kryaj» koni ishga tushirishi rejalashtirilgan bo'lib, bu yerda vismut zaxiralari taxminan 14 ming tonnaning tashkil qiladi. Mazkur konni o'zlashtirish ishlari bilan «Vismut» kompaniyasi shug'ullanadi.

Shuni ta'kidlash joizki, vismut odatda mustaqil holda emas, balki qo'shimcha element sifatida qazib olinadi. U ko'pincha qo'rg'oshin va rux rudalari tarkibida uchraydi. Agar rudadagi vismut miqdori 1 % atrofida bo'lsa, bu tijorat uchun foydali ko'rsatkich hisoblanadi. Shu sababli, vismut bugungi kunda jahon bozorida tobora dolzarb va «strategik» metallga aylanib bormoqda [3].

1963 yildan beri faoliyat yuritib kelayotgan Qolmoqqir koni rudalarida rasmiy tarzda oylik, kvartal va yillik hisobotlarda analitik tahlil orqali vismut yo'ldosh element sifatida umuman aniqlanmagan.

Biroq eritish agregatlarida uning shteynga, toshqolga, shuningdek, gaz holatiga va so'ng chang tarkibiga o'tishi yuzasidan 1968-1972 yillarda O'rtasiyo rangli metallurgiya ilmiy-tadqiqot va loyihalash instituti (Средазниипромцветмет) olimlari hamda prof. Yu.P. Kupryakov tomonidan qisman tadqiqotlar olib borilgan.

3-jadvaldan ma'lumki vismut turli eritish pechlarida turlicha taqsimlanadi. Sababi YQP da pech qiyaligida eriydi, so'ngra asosiy jarayon suyuq vannada 69,5 % ga o'tsa, chang bilan 30,5 % uchib gaz bilan yo'qotilmoqda.

KMEP da shteynga 72,3 % o'tsa, changga 27,7 % o'tmoqda va u qo'rg'oshin-vismutli kekiga o'tadi. Vanyukov pechida ham deyarli YQP kabi 70,1 % shteynga vismut o'tadi.

2018 yildan e'tiboran vismut elementiga qiziqish uyg'ondi va «Yoshlik-1» konidan dastlabki namunalar «Olmaliq KMK AJ bosh geologi I. Avladov tomonidan ilmiy o'rganila boshlandi. O'sha yillarda,

parallel ravishda, Qolmoqqir koni ma'danlari tarkibidagi vismutni o'rganish uchun o'rtacha namuna olish ishlari boshlangan. 2018-2019 yillarda Yoshlik konida vismut miqdori o'rtacha 1,33 g/t ni tashkil etgan bo'lsa, Qolmoqqir konida bu ko'rsatkich o'rtacha 2,0 g/t ni tashkil etgani aniqlangan. 2024 yilda olingan namunalarda ham vismut miqdori 1,7-2,2 g/t atrofida ekani qayd etilgan.

Agar 1-jadvalga e'tibor qaratsa, vismut deyarli toshqolga o'tmaydi. Asosan o'rtacha 69-72 % shteynga, qolgan 30 % esa changga o'tmoqda. Eritish pechidan olingan shteyn suyuq holatda konvertor pechiga 1250-1275°C haroratda quyiladi. Quyilish paytida ham vismutning gaz holatiga o'tishi holatlari kuzatilgan. Qolgan vismutning deyarli 90 % yaqin qismi gaz va changga o'tadi, 2-3 % konvertor toshqoli bilan birga yana qaytib, yalig' qaytaruvchi eritish pechiga yuboriladi yoki bu toshqol flotatsiya usulida qayta ishlanib, mis boyitish fabrikasiga jo'natiladi [4].

4-jadvalda konverterlash jarayonida misli shteyndagi vismutning taqsimlanishi berilgan bo'lib unda jarayon ketma-ketligi bo'yicha vismutning tarqalishi va bir moddadan ikkinchi moddaga o'tishi ko'rsatilgan. Vismutning 15 % iga yaqin gaz holatiga o'tib ketishi va oz bo'lsada toshqol tarkibiga o'tishi orqali yo'qolib ketadi (15 % atrofida).

Olingan misli boyitmaga 35-40 % vismut o'tadi, qolgan qismi chiqindi bilan chiqindi saqlovchi (xvostli) omborga yuborilib, u yerda saqlanadi.

Tadqiqotlar mobaynida eng asosiysi – shteyndagi vismutning taqsimlanishiga katta e'tibor berildi. Uzoq muddatli o'rganishlar shuni ko'rsatdiki, konvertor agregatidagi birinchi bosqichdayoq 50-57 % vismut gazga (changga) o'tib, oltingugurt gazi (SO₂ va SO₃) bilan birga sulfat kislota tsexiga o'tadi.

Qolgan 25-30 % esa ikkinchi bosqichda havo bilan shteyn va oq mattni purkashi natijasida gazga o'tib ketishi aniqlangan. Bor-yo'g'i 10-12 % metall vismut xomaki misda (0,0007-0,001 %) qoladi va uning 70-85 % olovli tozalash jarayonida anod eritish pechidan uchib chiqib ketadi.

Qolgan nihoyatda oz qismi esa anod quyma tarkibiga o'tadi, xolos. Demak, asosan qolgan vismut H₂SO₄ olish jarayonida birinchi gaz va changni yuvish minorasida suv hamda sulfat kislota eritmasi aralashmasida shlam holatiga o'tadi va ohak suti yordamida nordonligi oshirilib (pH = 3,5-5,0), maxsus joylarda balansga olinib saqlanadi. «Qo'rg'oshin-vismutli shlam» deb ataluvchi ushbu yarim mahsulot tarkibida 40-46 % Pb, 0,2-0,46 % Bi, 2-6 % Cu, 2-3 % Zn mavjud bo'lib, eng asosiysi – tarkibida oltin va 250-350 g/t kumush (Ag), hamda oz miqdorda bo'lsa-da, platinoid elementlar (masalan, palladiy va platina) aniqlangan.

Demak, ushbu Pb-Bi shlam nafaqat vismutni ajratib olish uchun asosiy xomashyo, balki qo'rg'oshin, oltin va kumush, hattoki palladiy va platina kabi nodir metallar uchun ham muhim xomashyo manbai hisoblanadi [5].

2-jadval

Vismutning eritish pechlaridagi boshlang'ich va tadqiqotlarga ko'ra taqsimlanishi

№	Pech turi va mahsulot	Boyitmadan mahsulotlarga o'tishi, %	Tadqiqotlarga ko'ra vismutni taqsimlanishi, %
1.	YQP shteyni	78,6	69,5
	YQP changi	0,78	30,5
2.	KMEP shteyni	84,4	72,3
	KMEP changi	2,8	27,7
3.	VP shteyni	78,6	70,1
	VP changi	2,1	29,9

3-jadval

Konvertorlash jarayonida misli shteyndagi vismutning taqsimlanishi (1 va 2 jadval asosida o'rtacha olindi)

№	Mahsulot turi	Vismut	
		Ulushi %, (g/t)	Taqsimlanishi, %
1.	Kelgan: shteyn	0,0055, (55)	100
2.	Ketgan:		
2.1.	Xomaki mis	0,0012, (12)	10,6
2.2.	Konvertor toshqoli	0,0003, (3)	2,7
2.3.	Chang va gaz	0,031, (310)	71,7
2.4.	Turli yo'qotishlar	0,0008, (8)	15,0

- skandiy (volfram chiqindi kekidan);
- indiy (Xondiza konidagi rux boyitmalaridan);
- vanadiy (sulfat kislotaga tsexidagi chiqindi katalizatorlardan);
- litiy (Shovozsoy hududidagi ma'danlardan);

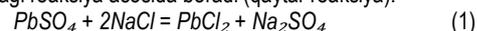
Vismutni ajratib olish borasidagi dastlabki tajriba va izlanishlar.

Obyekt va metodlar. Dastlabki xom ashyo sifatida mis eritish zavodidagi qo'rg'oshin-vismutli shlam (QVSh) va konvertor changi tanlab olindi. Ularning o'rtacha kimyoviy tarkibi 5-jadvalda keltirilgan.

1-rasmda qo'rg'oshin-vismutli kek va eritish pechlari (VP, KMEP hamda konvertor)dan chiqqan, so'ngra quruq holda filtrlar yordamida ushlab olingan changni, o'ta nam va sulfat kislotaga to'yingan shlam bilan aralashtirib, muhitning nisbiy nordonligini (pH) biroz oshirgandan so'ng qayta ishlash uchun tavsiya etilgan va tajribada sinab ko'rilgan gidrometallurgiya usulining texnologik tasviri berilgan.

QVSh ning nordonlik darajasi past bo'lganligi uchun ham (pH = 2,0-3,0) 80:20 miqdorda konvertor changi bilan quruq holatda aralashtirib olinadi. Namuna sifatida 800 g QVSh va 200 g konvertor changni aralashtirib olamiz, quruq, o'ta mayin chang shlamdagi nordonlikni o'zida shimib, natijada o'ta nordon shlamni 4,0-4,5 pHga ko'taradi.

Natija. Shlam va changdagi rux va misning sulfat va oz bo'lsada mayin oksid holidagi birikma ekanligidan foydalanib suvda eritamiz. Bir soat mobaynida shlam tarkibidagi 30-50 g/l H₂SO₄ nordon eritma yordamida har ikkala (Zn, Cu) komponentni eritmaga o'tkazib olamiz. Dekantatsiya yordamida eritma kekdan ajratib olingandan so'ng, 3% ohak suvida yuvib olamiz va 3 bosqichli yuqori haroratda texnik tuz (NaCl) bilan, ya'ni 200-220 g/l NaCl eritmasi bilan tanlab eritamiz. Ushbu jarayon har uchala bosqichda ham quyidagi reaksiya asosida boradi (qaytar reaksiya):



Natijada, deyarli 85-92 % qo'rg'oshin xlorid holida eritmaga o'tadi. Garchi qiyin bo'lsada bosqichlar oralig'ida dekantatsiya o'tkazilib, yuqori haroratda suzib olinadi.

Eritma karbonizatsiya jarayoniga jo'natiladi, chunki endi qo'rg'oshin xloridini eritmadan cho'kma holida tushirib olish kerak. Karbonizatsiya ma'lum bo'lgan texnik soda (Na₂CO₃) orqali olib boriladi va quyidagi kimyoviy jarayon kechadi:



Muhokama. Bunda hosil bo'lgan texnik tuz eritmasi qaytadan jarayon boshiga tanlab eritishning birinchi bosqichiga yuboriladi. Qo'rg'oshin karbonat garchi chala mahsulot bo'lsada, tayyor mahsulot sifatida sotish mumkin yoki uni kuydirib, so'ng qaytaruvchi muhitda qo'rg'oshin metallini quyib olish mumkin. Har uchala rangli metallar (rux, mis, qo'rg'oshin) dan xolis bo'lgan kek 380-450 g qoladi.

Oltin, kumush va vismut to'liq kekda ikki barobar foizda ko'payib qoladi. So'ng quritilib (T = 1500-2000°C, 1,5 soat) ammoniy xlor yordamida kuydiriladi va vismut gaz holatiga o'tib ushlab olinadi.

Ammoniy xlorid yordamida kuydirishning asosiy texnologik rejimi: T = 620-660°C, 1,5 soat vaqt mobaynida, NH₄Cl – 400 g shlamga 35 g tashkil etdi (8-10 %). Shlam tarkibidagi nafaqat vismut, shu bilan birga qoldiq qo'rg'oshin ham uchib o'tadi.

Gazdan ushlangan chang tarkibida vismut 3,5 dan 5,0 % gacha tashkil etdi. Vismutning gazga, xlorid holida o'tishi 85-90 % atrofida. Qoldiq kuyi(n)di kek oltin va kumushi bilan yallig' qaytaruvchi eritish pechiga mis boyitmasiga qo'shib yuklanadi va qo'shimcha nodir metallar olinadi.

Xulosa. Shuni alohida ta'kidlash lozimki, misli porfiri polimetall ruda tarkibida garchi 2 g/t atrofida vismut bo'lsa ham, bugungi kundagi 35 mln tonnani har yili qayta ishlashimiz, kelajakda 2 barobarga misli ma'danining ortishi bilan barobariga qo'rg'oshin-vismutli shlam va eritish pechlaridan chiqadigan changni ortib borishiga olib keladi.

Dastlabki tadqiqotlar shuni ko'rsatmoqdaki, deyarli 90 % vismut eritish agregatlaridan shteyn va chang, gazga o'tadi. Faqat yallig' qaytaruvchi pechdagi oqova gaz atmosfera(tga) qo'yib yuboriladi. Qolgan 3 ta eritish agregatlaridagi (VP, KMEP, konvertorlar) chang va gazlar bar-

Ushbu jadvaldan ma'lumki, asosan 70 % dan ortiq vismut chang (gaz bilan) tarkibida, qisman siklonlarda va sulfat kislotaga tsexid boruvchi quvurlarda ushlanib qoladi.

Qolgan nihoyatda mayin chang esa gaz yuvish kolonkasida shlam holida ushlab qolinadi. Ayrim toshqollardan analitik tahlil o'tkazilganda, vismut izi (sledi) kuzatilgan, xolos. Biroq konvertor toshqoli takror-takror o'rganilganda, har safar oz bo'lsa-da, unda 0,5 g/t dan 4 g/t gacha metall vismut mavjudligi aniqlangan.

Olimlar va minerologlar fikricha, Qalmoqqir konida vismut xalkopirit va pirit minerallari tarkibida uchrashi mumkinligi haqida yozib o'tganlar. Shuningdek, o'tgan asming 60-yillarida professor Raddl R., Smirnov V.I. va Kupryakov Yu.P. vismut minerali va uning birikmalari haqida o'z ilmiy maqola va monografiyalarida bayon etishgan. Biroq oradan 60 yildan ortiq vaqt o'tganiga qaramay, Olmaliq hududidagi, xususan Qurama tog' bag'ridagi vismut, nikel, platina, palladiy, osmiy kabi o'ta noyob va bugungi kunda «kritik metallar» sirasiga kiritilgan ushbu javohir elementlarni o'rganish, ularni ajratib olish va ularni qayta ishlash texnologiyasini ishlab chiqish kabi dolzarb muammolar haligacha ochiq qolmoqda.

Muhtaram Prezidentimiz ham o'z ma'ruzalarida va chiqishlarida biz olimlar oldiga kritik metallar tasnifini o'rganish, ularni ajratib olish va xalq xo'jaligida ularning ulkan ahamiyati haqida ko'p bora ta'kidlab o'tmoqda. Ayniqsa, yosh olimlar tomonidan texnologik chiqindilar, mahalliy xomashyolar va kam miqdordagi, biroq ajratib olish mumkin bo'lgan ma'danlar tarkibidagi quyidagi elementlarni ajratib olish bo'yicha dastlabki ilmiy-tadqiqot ishlarini olib borish maqsadga muvofiq bo'lar edi deb hisoblayman:

- alyuminiy (Angren kaolin tarkibidan);
- kobalt (Rux zavodi eritmalari va kekidan);
- marganets (Janubiy viloyatlar va Dautosh konidan);
- nikel (Qalmoqqir va Yoshliq konlaridan);
- germaniy (Angren ko'miri kul toshqoli va kulidan);

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К ВОПРОСУ ВОДОПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СУЛЬФИДНЫХ РУД НА ПРИМЕРЕ ГМЗ-3 АО «НГМК»



Курбанов М.А.,
заместитель начальника
по экологии, водным ресурсам и
редким металлам ЦНИЛ АО
«НГМК», д.т.н.



Шарафутдинов У.З.,
начальник
Центра передовых технологий
Департамента инновационного развития
АО «НГМК», д.т.н., профессор



Рузиев Б.Т.,
начальник
геотехнологической лаборатории
ЦНИЛ АО «НГМК»



Салимов Ш.Г.,
начальник лаборатории решения
проблем водообеспечения
ЦНИЛ АО «НГМК»

Мақоллада оltin qazib olish sanoatining oqova suvlarini tozalash va ularni qayta ishlatish bo'yicha texnologik yondashuvlar, 3-sonli Gidrometallurgiya zavodi misolida ko'rib chiqilgan. Oqova suvlarining kimyoviy tarkibi, asosiy ifloslantiruvchi komponentlari va ulardan tozalash usullari o'rganilgan. Asosiy e'tibor suvning umumiy qattiqligini kamaytirish va rodanid ionlaridan tozalashga qaratilgan. Ikki bosqichli tozalash texnologiyasi taklif etilgan. Birinchi bosqichda koagulyatsiya jarayoni qo'llanilgan bo'lib, bunda 40%li temir (III) xloridi olti suvli ($FeCl_3 \cdot 6H_2O$), natriy karbonat (Na_2CO_3), so'ndirilmagan ohak (CaO) va 0,05%li granulatlangan poliakrilamid (PAA) eritmasi ishlatilgan. Koagulyatsiya jarayoni suvning umumiy qattiqligini 96,9 dan 6,4 mg-ekv/l gacha kamaytirishga imkon berdi. Ikkinchi bosqichda rodanid ionlaridan tozalash uchun sorbsion usul qo'llanilgan. Desorbsion eritma tarkibi va desorbsiyani o'tkazishning optimal rejimlari aniqlangan. Tozalashdan oldingi va keyingi suv sifat ko'rsatkichlarining solishtirma tahlili o'tkazilgan. Olingan natijalar suvni yuqori darajada tozalash va uni ishlab chiqarish jarayonida qayta ishlatish imkonini tasdiqlaydi.

Kalit so'zlar: oqava suvlar, Gidrometallurgiya zavodi, tozalash, koagulyatsiya, poliakrilamid (PAA), natriy karbonati, rodanid-ion, ionit, sorbsiya, dinamik sharoit, suvning qattiqligi, quruq qoldiq, desorbsiya.

В статье рассматриваются технологические подходы к очистке и повторному использованию сточных вод золотодобывающей промышленности на примере Гидрометаллургического завода № 3. Изучены химический состав сточных вод, основные загрязняющие компоненты и методы их удаления. Основное внимание уделено снижению общей жесткости воды и удалению роданидов. Предложена двухэтапная технология очистки. На первом этапе применён процесс коагуляции с использованием 40%-ного водного раствора хлорида железа (III) шестиводного ($FeCl_3 \cdot 6H_2O$), карбоната натрия (Na_2CO_3), негашёной извести (CaO) и 0,05%-ного водного раствора гранулированного полиакриламида (ПАА). Процесс коагуляции позволил снизить общую жесткость воды с 96,9 до 6,4 мг-экв/л. На втором этапе используется сорбционный метод с применением ионита для удаления роданидов. Определены состав десорбционного раствора и оптимальные режимы проведения десорбции. Проведён сравнительный анализ показателей качества воды до и после очистки. Полученные результаты подтверждают возможность достижения высокой степени очистки, обеспечивающей повторное использование воды в производственном цикле.

Ключевые слова: сточные воды, Гидрометаллургический завод, очистка, коагуляция, полиакриламид (ПАА), карбоната натрия, роданид-ион, ионит, сорбция, динамические условия, жесткость воды, сухой остаток, десорбция.

В отношении обеспечения водными ресурсами Узбекистан находится в наиболее неблагоприятных природных условиях. Приоритеты в распределении водных ресурсов среди различных секторов экономики определены следующим образом:

- обеспечение населения питьевой водой и водой для муниципальных нужд;
- снабжение промышленности;
- обеспечение водой сельского хозяйства и сельских населённых пунктов;
- водопользование, регламентированное специальными решениями правительства.

Промышленность Узбекистана ежегодно осуществляет забор порядка 1,2 км³ воды. Согласно Концепции развития водного хозяйства Республики Узбекистан на период до 2030 года, предусматривается активное внедрение систем оборотного водоснабжения на промышленных предприятиях, с доведением их доли до 15-20 % от общего объёма водопотребления.

При этом почти половина используемой воды возвращается в виде промышленных сточных вод, которые зачастую представляют экологическую угрозу. Вместе с тем возвратные воды рассматрива-

ются как значительный резерв для вторичного использования, при условии их соответствующей очистки и подготовки.

В литературе представлены сведения о современных методах очистки сточных вод, образующихся при добыче золота, включая коагуляцию и флокуляцию [1]. Особое внимание уделяется применению активированного угля, а также соединений железа и алюминия для удаления роданидов и других токсичных компонентов. В ряде исследований [2] рассматриваются сорбционные методы очистки, демонстрирующие высокую эффективность при удалении роданидов из сточных вод гидрометаллургических предприятий.

Согласно данным авторов [3], сорбционные технологии с использованием активированного угля, цеолитов и синтетических полимеров эффективно устраняют органические загрязнители, токсичные металлы и ионы, что делает их важным инструментом в водоочистке. Наряду с традиционными сорбентами исследуются инновационные материалы, такие как наночастицы и углеродные нанотрубки, обладающие высокой сорбционной способностью. Их применение, как самостоятельно, так и в сочетании с другими методами, позволяет значительно повысить эффективность очистки сточных вод.

Сточные воды золотоизвлекательных фабрик и гидрометаллургических заводов характеризуются сложным химическим составом. В процессе производственного использования воды наблюдается увеличение её жесткости, а также накопление роданидов и других токсичных компонентов. Повышенная жесткость отрицательно сказывается на эффективности флотационных процессов, а присутствие ионов роданида затрудняет повторное использование растворов, особенно в процессах бактериального окисления.

В данной статье представлены результаты исследований, направленных на изучение химического состава сточных вод и оценку возможности их очистки на примере Гидрометаллургического завода № 3 (ГМЗ-3).

Для проведения экспериментов были использованы образцы сточных вод, отобранные из хвостохранилища ГМЗ-3. Усреднённый химический состав проб приведён в табл. 1.

Как следует из данных табл. 1, исследуемая сточная вода обладает слабощелочной реакцией среды ($pH = 7,6$), высоким содержанием растворённых солей (сухой остаток – 15506 мг/л) и значительной общей жесткостью – 96,9 мг-экв/л. При этом концентрация роданид-ионов достигает 846 мг/л, тогда как содержание цианид-ионов составляет 2,7 мг/л.

Следует также отметить повышенное содержание бикарбонатов (268 мг/л), сульфатов (2082 мг/л) и хлоридов (2351 мг/л). Концентрации полиметаллических элементов, таких как хром, свинец, никель и кобальт, не превышают 1 мг/л. Щёлочноземельные металлы представлены преимущественно ионами кальция (501 мг/л) и магния (875 мг/л), что вносит значительный вклад в общую жесткость.

Проведённые исследования были в первую очередь направлены на снижение общей жесткости воды и удаление роданид-ионов из сточных вод.

Для снижения жесткости применялся метод коагуляции. В качестве коагулянтов использовались традиционно применяемые в таких процессах реагенты: хлорид железа (III) шестиводный ($FeCl_3 \cdot 6H_2O$) в виде 40%-ного водного раствора, карбонат натрия (Na_2CO_3), негашёная известь (CaO), а также гранулированный полиакриламид (ПАА) в виде 0,05%-ного раствора.

В ходе серии лабораторных опытов было изучено влияние каждого реагента на эффективность очистки, а также определены их оптимальные дозировки. В результате применения коагуляционного метода удалось снизить общую жесткость воды с 96,9 до 7,2 мг-экв/л.

С целью выбора оптимального сорбента для удаления роданидов из растворов была проведена серия сорбционных испытаний в статических условиях. В качестве сорбентов использовались ионообменные смолы с различными функциональными группами: слабоосновными, сильноосновными, смешанной основности, а также активированный уголь.

Эксперименты проводились при следующих постоянных условиях: соотношение объёмов сорбента и раствора – $V_{см} : V_p = 1 : 5$, длительность сорбции – 24 ч, температура – комнатная ($23^\circ C$), с постоянным механическим перемешиванием.

Эффективность сорбентов оценивалась по степени снижения концентрации роданид-ионов в маточных растворах после сорбции. Результаты испытаний приведены в табл. 2.

Как следует из результатов, представленных в табл. 2, наилучшие сорбционные характеристики продемонстрировали образцы № 2 и № 4. В результате их применения концентрация роданид-ионов в маточных растворах снизилась до 89 мг/л (образец 2) и 63 мг/л (образец 4), что указывает на высокую эффективность данных сорбентов.

На основании полученных данных было принято решение о проведении последующих исследований в динамических условиях с использованием сорбентов образцов № 2 и № 4.

Таблица 1
Химический состав воды хвостохранилища ГМЗ-3

№ п/п	Элемент	Ед. изм.	Вода ГМЗ-3
1.	pH	–	7,6
2.	Взвешенные вещества	мг/л	326,4
3.	Сухой остаток	мг/л	15506
4.	Общая жесткость	мг-экв/л	96,9
5.	SCN^-	мг/л	846
6.	CN^-	мг/л	2,7
7.	Mn	мг/л	4,6
8.	Cu	мг/л	<0,05
9.	Cr	мг/л	<0,05
10.	$Fe_{общ}$	мг/л	0,1
11.	Cl^-	мг/л	2351
12.	NO_2^-	мг/л	1,0
13.	NO_3^-	мг/л	107
14.	SO_4^{2-}	мг/л	2082
15.	Ca^{2+}	мг/л	501
16.	Mg^{2+}	мг/л	875
17.	K	мг/л	53,2
18.	Na	мг/л	3998
19.	CO_3^{2-}	мг/л	<8
20.	HCO_3^-	мг/л	268
21.	Pb	мг/л	0,05
22.	Ni	мг/л	0,25
23.	Co	мг/л	0,51

Таблица 2
Сорбция роданидов из воды в статических условиях
($pH=7,6$; $SCN^- = 846,0$ мг/л)

№ образца	Функциональная группа (основность)	Концентрация SCN^- в маточном растворе сорбции, мг/л
1	слабоосновной	297
2	смешанной основности	89
3	слабоосновной	651
4	сильноосновной	63
5 (уголь активированный)	–	789

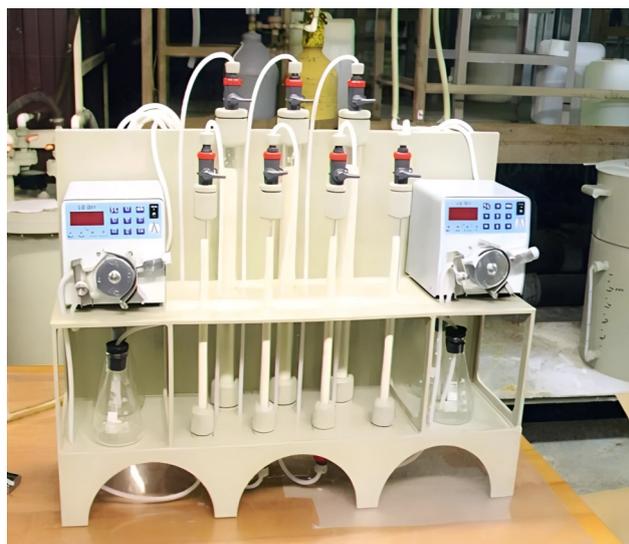


Рис. 1. Лабораторная установка для проведения исследований сорбционных процессов в динамических условиях

Таблица 3

Сорбция роданидов из хвостовой воды в динамических условиях
(Исходная вода: $[SCN^-] = 845,8 \text{ мг/л}$)

Продолжительность сорбции, ч	Объём пропущенной воды к смоле, $V_p/V_{см}$	Концентрация SCN^- в маточниках сорбции, мг/л	
		образец 2	образец 4
2	10	н/об	н/об
4	20	н/об	н/об
6	30	25	н/об
8	40	315	н/об
10	50	651	н/об
12	60	792	н/об
14	70	845	134
16	80	845	482
18	90	–	790
20	100	–	845
22	110	–	845
24	120	–	–
Содержание SCN^- в насыщенной смоле, кг/т		89	164

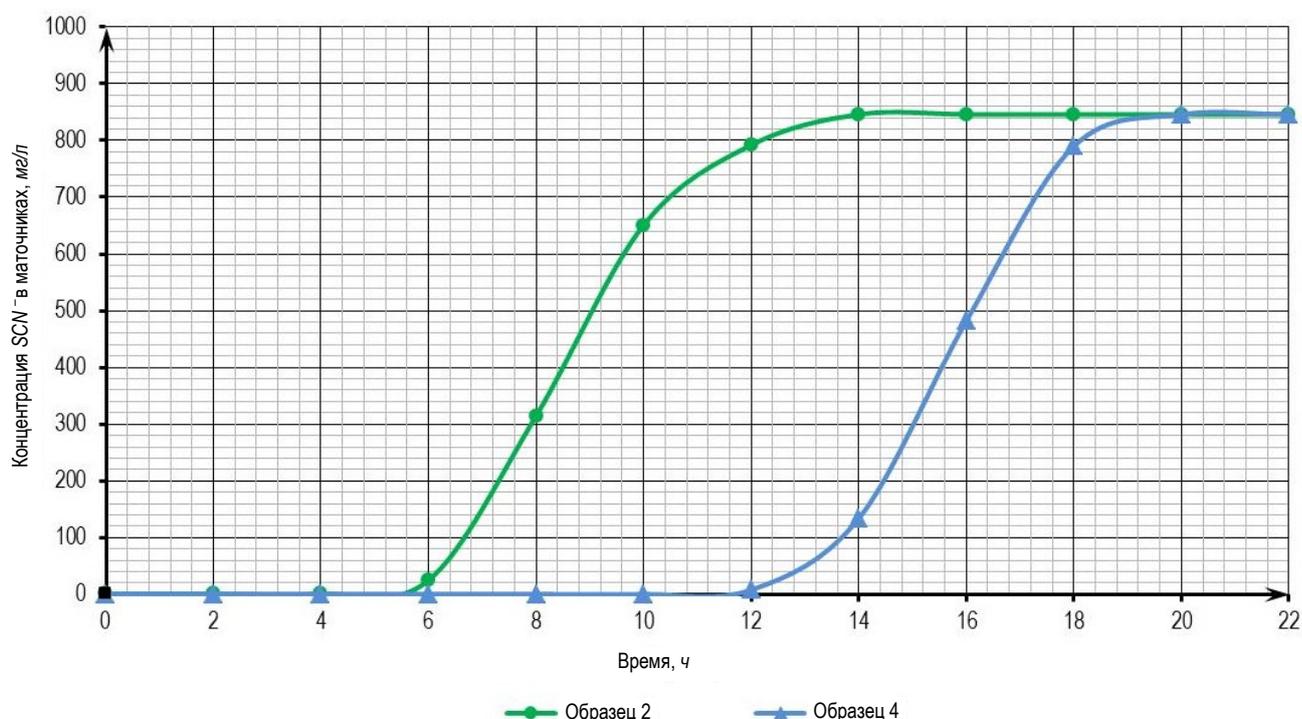


Рис. 2. График выходной кривой сорбции

Сорбционные исследования в динамических условиях проводились при комнатной температуре. Растворы пропускали через колонку, заполненную слоем ионита, с заданной удельной нагрузкой ($\text{см}^3/\text{см}^3 \cdot \text{ч}$).

Подача раствора осуществлялась с помощью перистальтического насоса. На выходе из колонки через установленные интервалы времени отбирались пробы маточного раствора для последующего химического анализа.

Процесс сорбции продолжался до момента полного проскока, то есть до выравнивания концентрации роданид-ионов на входе и выходе из сорбционной системы. По завершении эксперимента сорбент подвергался анализу на содержание поглощённых роданидов.

Лабораторная установка, для проведения сорбционных испытаний в динамических условиях, представлена на рис. 1.

Результаты исследований насыщения ионита в динамических условиях представлены в табл. 3. На основе данных табл. 3 построены графики выходных кривых сорбции (рис. 2).

Как следует из данных табл. 3 и графика на рис. 2, динамическая обменная ёмкость (ДОЁ) для образца 2 достигается при пропускании 30 м^3 раствора на 1 м^3 смолы, тогда как для образца 4 – при $70 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Полная динамическая обменная ёмкость (ПДОЁ) достигается для образца 2 при $70 \text{ м}^3/\text{м}^3$, а для образца 4 – при $100 \text{ м}^3/\text{м}^3$. При достижении ПДОЁ насыщение смол роданид-ионом составило 89 мг/г для образца 2 и 164 мг/г для образца 4. Полученные результаты свидетельствуют о явном преимуществе смолы образца 4 при сорбции роданидов из растворов.

С целью выбора оптимального состава раствора для десорбции насыщенной смолы (образец 4) была проведена серия опытов в статических условиях. Десорбция осуществлялась при следую-

Таблица 4

Десорбция насыщенной смолы в статических условиях

Десорбирующий раствор	Концентрация SCN^- в десорбате, г/л
$NaCl + Na_2CO_3$	1,21
$NH_4NO_3 + NH_4OH$	1,98
H_2SO_4	0,65
$NaOH$	0,07
$(NH_4)_2SO_4$	1,42

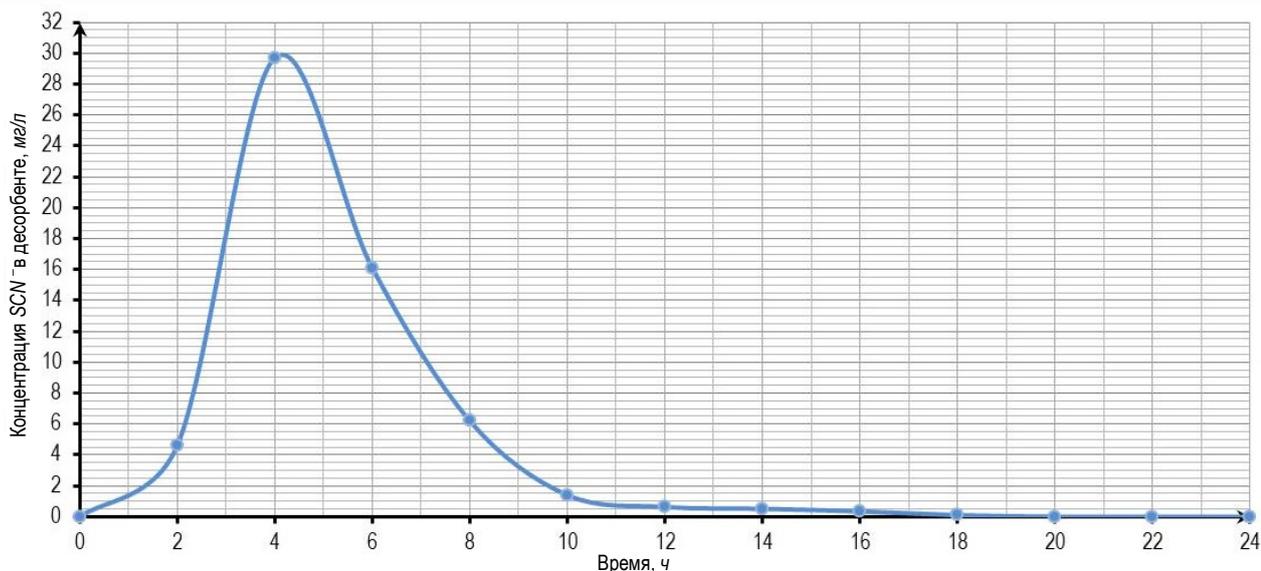


Рис. 3. График выходной кривой десорбции

Таблица 5

Сравнительные данные по очистке воды хвостохранилища ГМЗ-3

№ п/п	Элемент	Ед. изм.	Хвостовая вода ГМЗ-3	После стадии сорбции	Степень очистки, %
1	pH	–	7,6	7,6	–
2	Взвешенные вещества	мг/л	326,4	45,2	86,2
3	Сухой остаток	мг/л	15506	1194	92,3
4	Общая жёсткость	мг-экв/л	96,9	6,4	93,4
5	SCN^-	мг/л	846	<0,05	99,9
6	CN^-	мг/л	2,7	0,06	97,8
7	Mn	мг/л	4,6	4,5	–
8	Cu	мг/л	<0,05	<0,05	–
9	Cr	мг/л	<0,05	<0,05	–
10	$Fe_{общ}$	мг/л	0,1	0,1	–
11	Cl^-	мг/л	2351	920	60,9
12	NO_2^-	мг/л	1,0	0,5	50,0
13	NO_3^-	мг/л	107	49	54,2
14	SO_4^{2-}	мг/л	2082	1034	50,3
15	Ca^{2+}	мг/л	501	50	90,0
16	Mg^{2+}	мг/л	875	128	85,4
17	K	мг/л	53,2	31,5	40,8
18	Na	мг/л	3998	3745	6,3
19	CO_3^{2-}	мг/л	<8	<8	–
20	HCO_3^-	мг/л	268	110	58,9
21	Pb	мг/л	0,05	0,02	60,0
22	Ni	мг/л	0,25	0,07	72,0
23	Co	мг/л	0,51	0,11	78,4

щих параметрах: соотношение объёмов смолы и раствора $V_{см}:V_p = 1:5$, длительность процесса $t = 6$ ч, температура $T = 45-50$ °С, с применением механического перемешивания.

В качестве десорбирующих агентов использовались различные соли и минеральные кислоты. Эффективность десорбции оценивалась по концентрации роданид-иона (SCN^-) в десорбате.

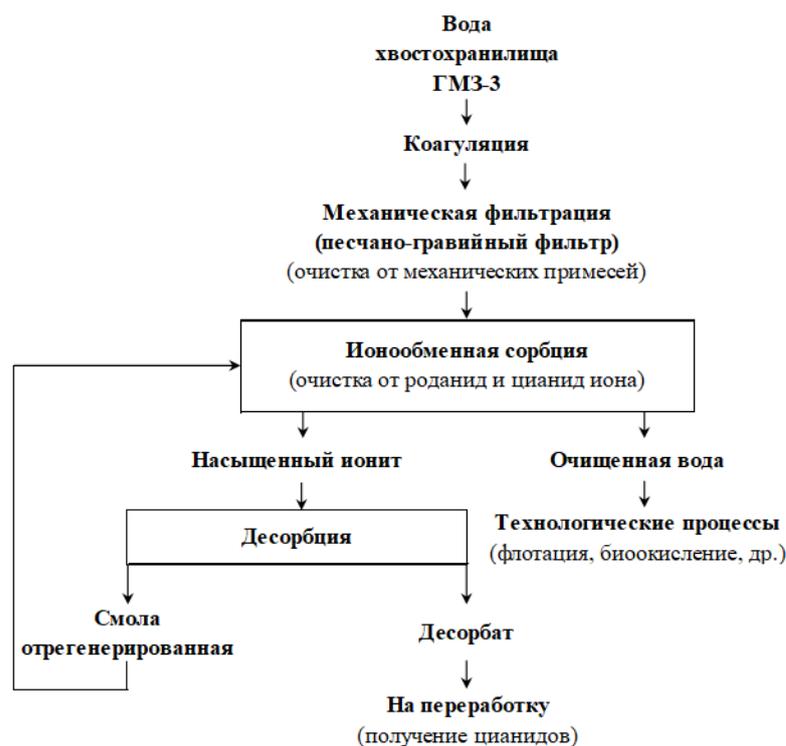


Рис. 4. Принципиальная технологическая схема очистки воды хвостохранилища ГМЗ-3

Результаты приведены в табл. 4.

Как видно из данных табл. 4, наилучшие результаты десорбции были достигнуты при использовании раствора состава $NH_4NO_3 + NH_4OH$, при котором концентрация роданид-иона в десорбате составила 1,98 г/л.

Для определения оптимальных условий процесса была проведена десорбция в динамическом режиме. Процесс осуществлялся путём пропускания десорбирующего раствора через слой насыщенного ионита в термостатированной колонке при температуре 45-50 °С и заданной удельной нагрузке ($см^3/см^3 \cdot ч$). Подача раствора осуществлялась с помощью перистальтического насоса.

Образцы десорбата отбирались через определённые интервалы времени, после чего анализировались на содержание роданид-иона. По завершении процесса смола была проанализирована на остаточное содержание SCN^- . Результаты показаны на графике (рис. 3).

Как показано на графике (рис. 3), оптимальное время десорбции составляет 10-12 ч. При этом остаточное содержание роданид-иона в регенированной смоле не превышает 2,0 кг/т, что свидетельствует о высокой эффективности выбранного режима и состава десорбирующего раствора.

Сравнительный анализ химического состава воды до и после стадии сорбционной очистки представлен в табл. 5.

По данным табл. 5, можно отметить следующие ключевые показатели: сухой остаток воды снизился с 15506 мг-экв/л до 1194 мг-экв/л (на 92,3 %), общая жёсткость уменьшилась с 96,9 до 6,4 мг/л (на 93,4 %), роданид-ионы удалены на 99,9 %, очистка от щелочноземельных металлов магния и кальция составила 85 % и 90 % соответственно, снижение концентрации анионов хлора, сульфата и нитрита достигло 50-60 %.

Проведённые исследования подтвердили эффективность технологии очистки сточных вод Гидрометаллургического завода № 3. Применение процесса коагуляции с использованием хлорида железа (III), натрия углекислого, негашёной извести и гранулированного полиакриламида (ПАА) позволяет существенно снизить жёсткость воды.

Сорбционный метод обеспечивает эффективное удаление роданид-ионов. Внедрение предложенной технологии способствует рациональному использованию водных ресурсов и снижению нагрузки на окружающую среду.

В целом принципиальная технологическая схема очистки хвостовой воды может быть реализована в виде последовательной комбинации стадий: реагентного снижения жёсткости, механической фильтрации (удаление дисперсных частиц) и сорбционной очистки от роданид-ионов с использованием сильноосновного анионита (рис. 4).

Библиографический список:

1. Гречко А.В., Соловьёв И.Н., Крайнов А.Д. и др. Технологии очистки сточных вод в золотодобывающей промышленности // Экология и водные ресурсы. – М.: Наука, 2020. – № 25 (4). – С. 223-231.
2. Петров И.Н., Соловьёв П.О. Методики сорбции роданидов из сточных вод с использованием ионитов // Водоснабжение и водоотведение. – М.: Недра, 2019. – № 34 (3). – С. 102-115.
3. Крайнов А.Д., Скачков И.П. Исследования по применению сорбционных технологий в очистке воды // Экологические технологии в промышленности. – М.: Наука, 2021. – № 12 (1). – С. 47-58.
4. Лин М.М., Фарносова Е.Н., Каграманов Г.Г. Очистка сточных вод от тяжёлых металлов методами наночистоты и ионного обмена // Химическая промышленность сегодня. – № 8. – Москва – Россия, 2017. – С. 30-35.

5. Субботина Ю.М. Методы биологической очистки сточных вод // Ученые записки Российского государственного социального университета. – Москва: РГСУ, 2011. – Т. 94, № 6. – С. 385-389.

6. Пантелеева Я.С., Гульшин И.А. К вопросу повышения эффективности очистки сточных вод биологическими методами // Естественные и технические науки. – М.: Издательство «Спутник +», 2015. – Т. 84, № 6. – С. 582-583.

7. Зайцева И.С., Зайцева Н.А., Воронина А.С. Методы интенсификации биологической очистки сточных вод в аэротенках // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – Кемерово: КузГТУ, 2010. – Т. 78, № 2. – С. 90-91.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025. No. 2 (101) pp. 64-69

TECHNOLOGICAL APPROACHES TO PURIFICATION AND REUSE OF WASTEWATER FROM THE GOLD MINING INDUSTRY ON THE EXAMPLE OF GMP-3 OF JSC «NAVOI MINING AND METALLURGICAL COMBINE»

Kurbanov M.A., Deputy Head of the Central Research Laboratory for Uranium and Rare Earth Metals, Doctor of Engineering.

Sharafutdinov U.Z., Head of the Center for Advanced Technologies Department of Innovation Development, Doctor of Technical Sciences, Professor.

Ruziev B.T., Head of the Geotechnological Laboratory of the Central Research Laboratory.

Salimov Sh.G., Head of the Laboratory for Solving Water Supply Problems of the Central Research Laboratory.

JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Uzbekistan.

The article considers technological approaches to the purification and reuse of wastewater from the gold mining industry using the example of hydrometallurgical plant No. 3. The chemical composition of wastewater, the main pollutants, and methods for their removal are studied. The main attention is paid to reducing the overall water hardness and removing thiocyanates. A two-stage purification technology is used: at the first stage, a composite "Coagulant-flocculant" mixture based on ferrous sulfate, sodium hydroxide and polyacrylamide is used, which reduces water hardness from 156 to 17 mg-eq/l. At the second stage, the sorption method is used using AB-17-8 ion exchanger to remove thiocyanates. The composition of the desorption solution and the main desorption modes are determined. A comparative analysis of water quality before and after purification is given. Studies show the possibility of achieving a high degree of water purification, which ensures its reuse in the production cycle.

Keywords: wastewater, hydrometallurgical plant, purification, composite mixtures, coagulation, thiocyanates, ion exchangers, sorption, water treatment, water hardness, desorption.

Bibliography:

1. Grechko A.V., Soloviev I.N., Kraynov A.D. et al. Wastewater Treatment Technologies in the Gold Mining Industry // Ecology and Water Resources. – M.: Nauka, 2020. – No. 25 (4), pp. 223-231.

2. Petrov I.N., Soloviev P.O. Methods for the Sorption of Thiocyanate from Wastewater Using Ion Exchangers // Water Supply and Sanitation. – M.: Nedra, 2019. – No. 34 (3), pp. 102-115.

3. Kraynov A.D., Skachkov I.P. Research on the Application of Sorption Technologies in Water Purification // Environmental Technologies in Industry. – M.: Nauka, 2021. – No. 12 (1), pp. 47-58.

4. Lin M.M., Famosova E.N., Kagramanov G.G. Treatment of wastewater from heavy metals by nanofiltration and ion exchange methods // Khimicheskaya promyshlennost segodnya. – No. 8. – Moscow – Russia, 2017, pp. 30-35.

5. Subbotina Yu.M. Biological methods of wastewater treatment // Uchenye zapiski Rossiyskogo gosudarstvennogo sotsialnogo universiteta. – Moscow: RGSU, 2011. – Vol. 94, No. 6, pp. 385-389.

6. Panteleeva Ya.S., Gulshin I.A. On the issue of improving the efficiency of biological wastewater treatment methods // Estestvennye i tekhnicheskie nauki. – M.: «Sputnik +», 2015. – Vol. 84, No. 6, pp. 582-583.

7. Zaitseva I.S., Zaitseva N.A., Voronina A.S. Methods of intensifying biological wastewater treatment in aeration tanks // Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. – Kemerovo: KuzGTU, 2010. – Vol. 78, No. 2, pp. 90-91.

СВЯЗЬ ФОРМИРОВАНИЯ УГЛЯ С ЕГО ПОРИСТОСТЬЮ



Воробьев А.Е.,
профессор

Грозненского государственного нефтяного
технического университета
(Российская Федерация), д.т.н.



Воробьев К.А.,
аспирант

Института проблем комплексного
освоения недр РАН,
ассистент Российского университета
дружбы народов

Ko'mirning shakllanish sharoitlari taqdim etilgan. Ko'mirning metamorfizmi tasvirlangan. Ko'mirning petrofizik xususiyatlarining sezilarli o'zgarishi ko'rsatilgan. Ko'mirning turli namunalarning mikro-CT tasvirlarining kesishma sathining 2D tasvirlari berilgan. Tadqiq qilingan ko'mirlarning 3D vizualizatsiyalari taqdim etilgan. Har bir ko'mir markasi uchun po'latli maydonning va minerallarni morfologiyasi ochilgan. Turli markadagi ko'mir namunalarning teshik o'lchamlari taqsimoti keltirilgan.

Kalit so'zlar: ko'mir, metamorfizm, po'latlilik shakllanishi.

Представлены условия формирования угля. Описан метаморфизм угля. Показано значительное изменение петрофизических свойств углей. Даны 2D-изображения поперечного сечения микро-КТ различных образцов угля. Представлена 3D-визуализация микро-КТ изображений исследуемых углей. Раскрыта морфология порового пространства и минерального вещества для каждой марки угля. Дано Распределение размеров пор для образцов угля разной марки.

Ключевые слова: уголь, метаморфизм, формирование пористости.

Уголь представляет собой твёрдую, хрупкую, горючую, углеродистую горную породу, образующуюся в результате разложения и изменения древней растительности под воздействием температуры, давления и уплотнения, со значительными адсорбционными возможностями [1].

Метаморфизм угля представляет собой процесс [2], в котором полициклическая ароматическая система, под воздействием температуры (рис. 1) и давления, увеличивает степень конденсации, постепенно уменьшая и укорачивая боковые цепи (в то же время и приводя к постепенному увеличению степени ароматизации) [3].

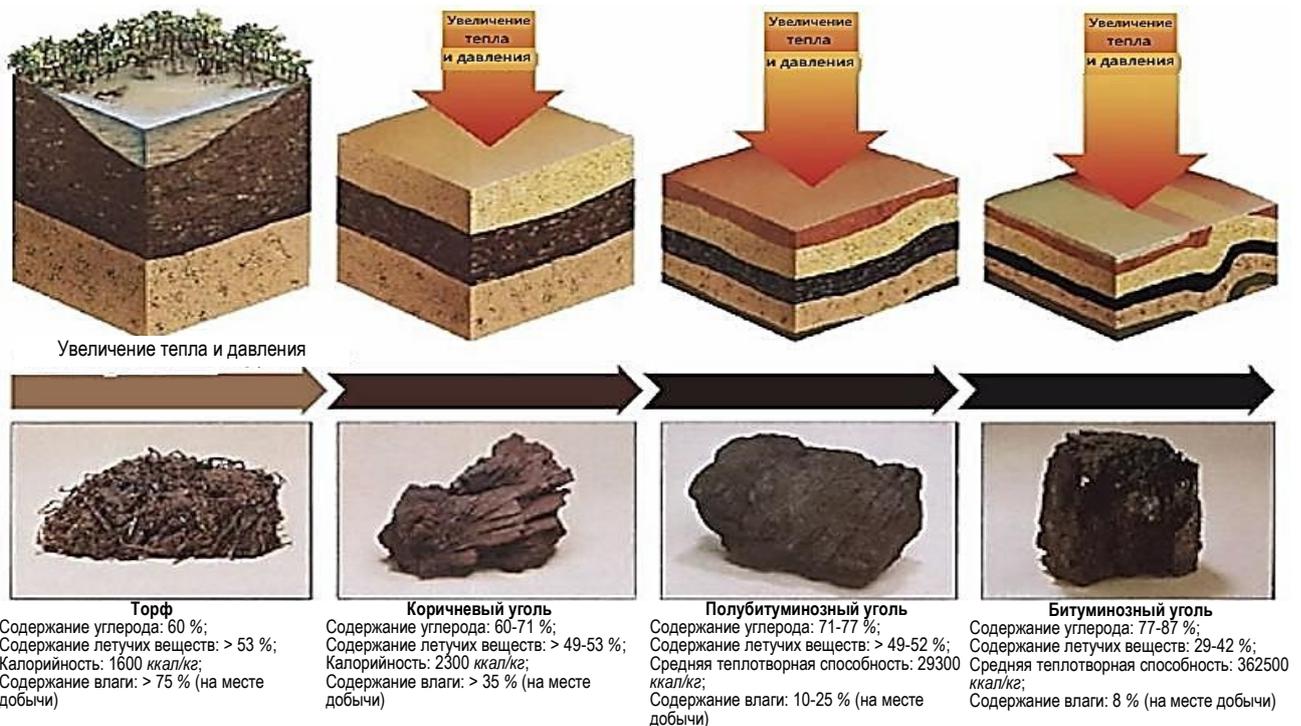
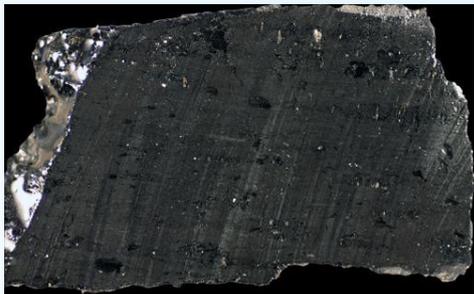


Рис. 1. Изменение свойств угля в зависимости от температуры и давления окружающей среды [4]

Таблица 1

Виды углей

Наименование	Изображение
Антрацит	
Битуминозный уголь	
Лигнит	

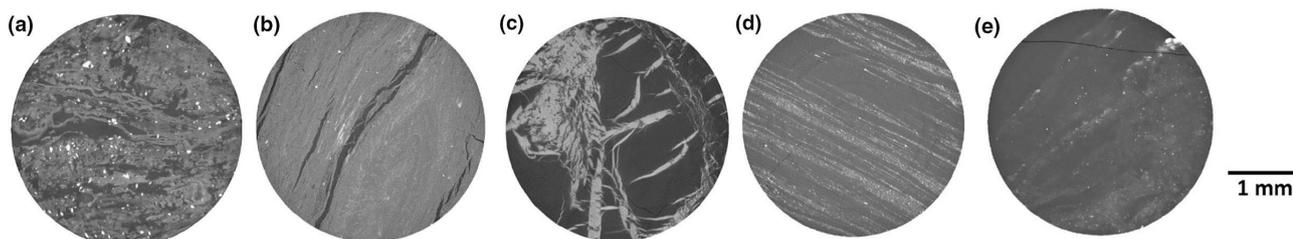


Рис. 2. 2D-изображения поперечного сечения микро-КТ различных образцов угля [5]: а) торф; б) лигнит; в) суббитуминозный; д) битумный; е) антрацит

На этом этапе происходит значительное изменение петрофизических свойств углей (включая трещиноватость пор, адсорбцию и проницаемость и т.д.).

Также происходят реакции поликонденсации. Ароматические слои часто становятся еще более упорядоченными. Происходящее прогрессивное снижение влажности и содержания летучих веществ приводит к повышению марки угля.

На основе определения дискретных точек созревания угли классифицируются по различным сортам. При этом, отражательная способность витринита (R , %), содержание связанного углерода

(C , %) и процент летучих веществ (VM , %) используются для различения углей более высокого сорта, в то время как теплотворная способность и влажность могут быть использованы для различения углей более низкого сорта.

Существует несколько видов угля, и каждый из них имеет свои отличительные свойства (табл. 1).

Эти разновидности угля явно отслеживаются на микро-КТ-изображении (рис. 2).

Хотя торф умеренно слоист, он содержит неуплотненную растительную ткань – предшественник витринита, включающую неповре-

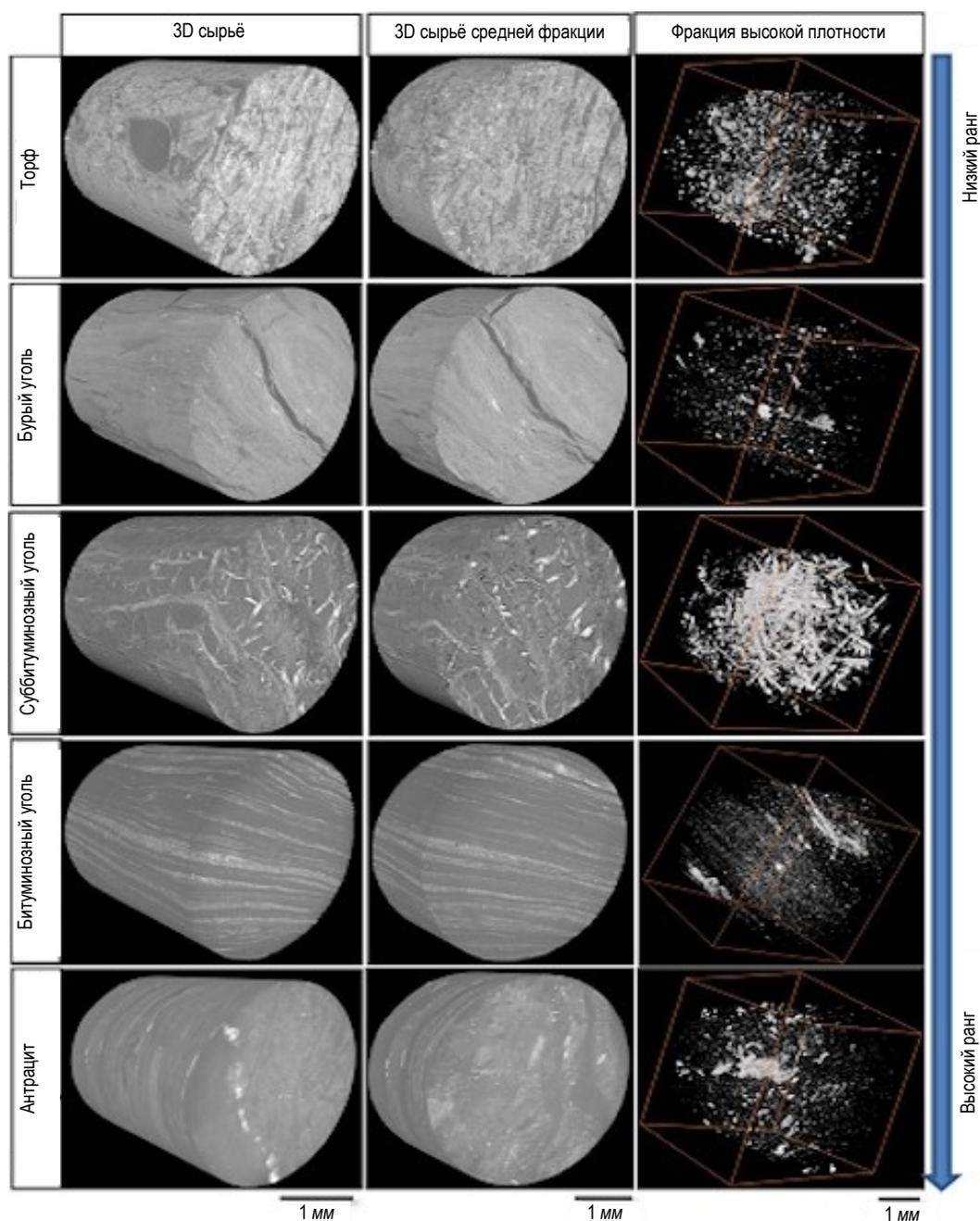


Рис. 3. 3D-визуализации микро-КТ изображений исследуемых углей

жденную растительную ткань (теловитринит) и фрагментированную растительную ткань (детровитринит) (рис. 2а).

В торфе также наблюдается высокая доля крупных и средних пор/трещин, которые могут достигать 0,5 мм в диаметре, образуя хорошо связанную систему пор. В нём встречается незначительная детритовая или кристаллическая минеральная фаза (вероятно, кварц размером с глину или ил), которая рассеивается через растительный материал или задерживается в клеточных просветах.

Лигнит при захоронении также подвергся уплотнению и гелеобразованию, потеряв всю крупную пористость и большую часть средней пористости. Микроструктура лигнита слоистая, параллельная напластованию и перпендикулярная давлению покрываю-

щих пород, и только незначительные средние поры остались субпараллельными напластованию (не путать с крупными трещинами высыхания, которые могли образоваться при воздушной сушке, которые также преимущественно открываются параллельно напластованию).

Некоторые зарождающиеся микроклиты образовались перпендикулярно напластованию почти исключительно в полосах теловитринита (рис. 2б), что ожидается при гелеобразовании этой марки угля.

Органические мацералы в лигните видны слабо, что указывает на то, что они имеют немного отличающуюся среднюю плотность. Имеющиеся минералы включают кварцевые зерна с небольшим количеством каолина.

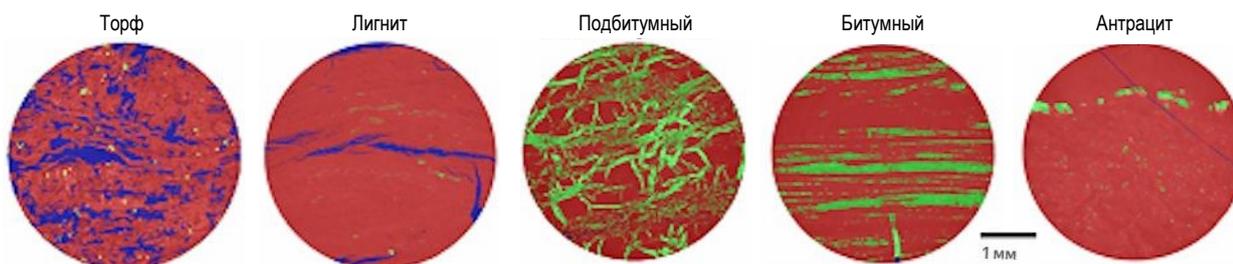


Рис. 4. Сегментированные 2D-срезы: уголь (красный), минералы (зеленый), поры/трещины (синий)

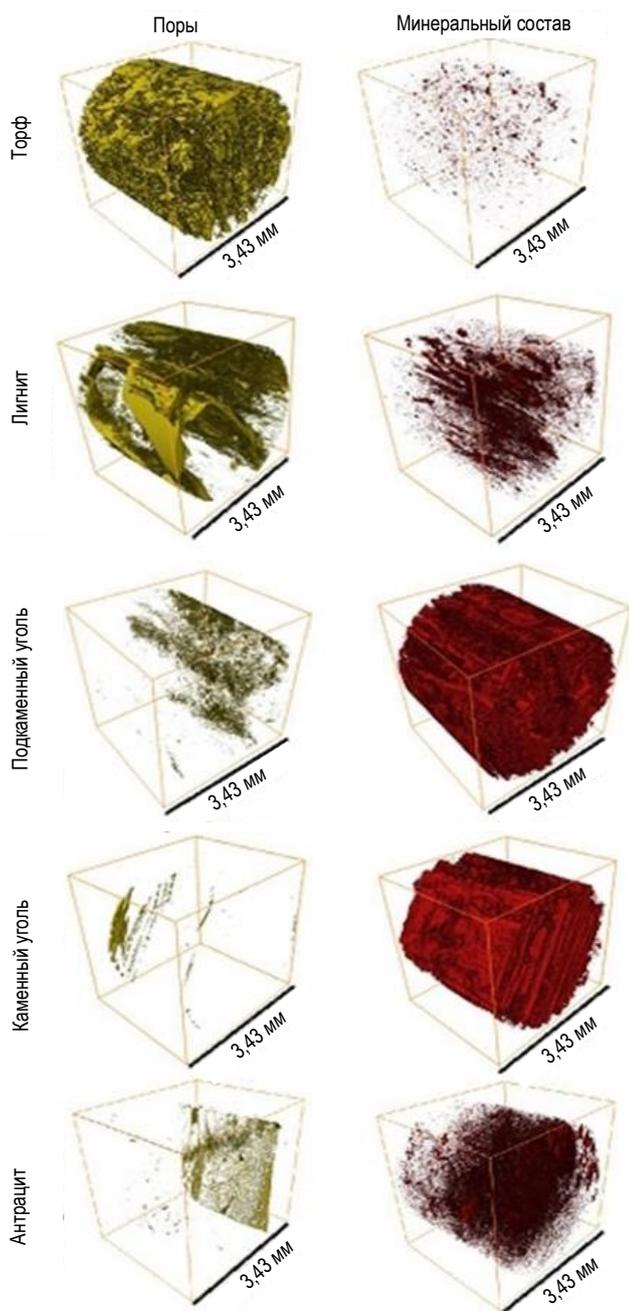


Рис. 5. 3D-морфология порового пространства и минерального вещества для каждой марки угля (номинальное разрешение 3,43 нм)

Таблица 2

Образец	Объемные доли трёх фаз		
	Поры / трещины (%)	Угольная матрица (%)	Минерал (%)
Антрацит	0,33	97,01	2,66
Битумный	0,06	81,44	18,50
Суббитуминозный	0,30	69,62	30,08
Лигнит	6,16	93,23	0,61
Торф	16,86	82,64	0,50

Пробы, взятые из суббитуминозного образца угля, в основном представляют собой массивный теловитринит без видимых остаточных средних пор и влажностью, сниженной до 7 %.

Пробы битуминозного угля показывают сильно уплотненные тонкие пластинки витринита, чередующиеся с пластинками, в которых преобладает минеральное вещество, диспергированное в органической матрице, что придает углю тонкослоистую текстуру. Минеральное вещество (зола 6,4 %) состоит из кварца и глины, включая иллит, а также каолинит и монтмориллонит.

Антрацит показывает отсутствие реликтовых средних пор и слабых признаков слоистости. Его минеральное вещество более равномерно распределено по угольной матрице, хотя все еще в пределах определенных полос витринита.

Угли также можно распознать через основные фазы, т.к. разные сорта угля имеют разную микроморфологию, в соответствии с их контрастом КТ (относительная рентгеновская радиоплотность), в 3D-изображения (рис. 3): поры / трещины (тёмно-серый / чёрный), угольная матрица (средне-серый) и минералы (белый/светло-серый).

Сегментированные 2D и 3D изображения показаны на рис. 4 и 5, соответственно.

Объемные доли трёх фаз (поры/трещины, матрица и минералы) приведены в табл. 2.

Приведенные результаты исследований ясно показывают, как пористость трещин быстро уменьшается с рангом угля, от 17 % в торфе до 6 % в лигните и до <0,3 % в полубитуминозном и более высоком ранге угля.

Было изучено распределение размеров пор в образцах угля различных марок (рис. 6).

Торф содержит как наибольшее количество пор, так и самые большие поры (примерно 1000 лм³), тогда как лигнит имеет большое количество пор, на порядок меньше, с модой 110 лм³ и большинство объемов пор находятся в диапазоне от 10 до 100 лм³. В полубитуминозном угле размеры пор уменьшились во всем диапазоне, но особенно в диапазоне 10-1000 лм³.

Каменный уголь имеет небольшое количество пор, оставшихся в диапазоне 10-1000 лм³ диапазон, но очень мало выше этого размера, и антрацит имеет очень мало пор по всему диапазону.

Аналогично, уголь среднего ранга (суббитуминозный и битуминозный) содержит наибольшее количество кристаллизованных минералов, в том числе и наноуровне [6, 7].

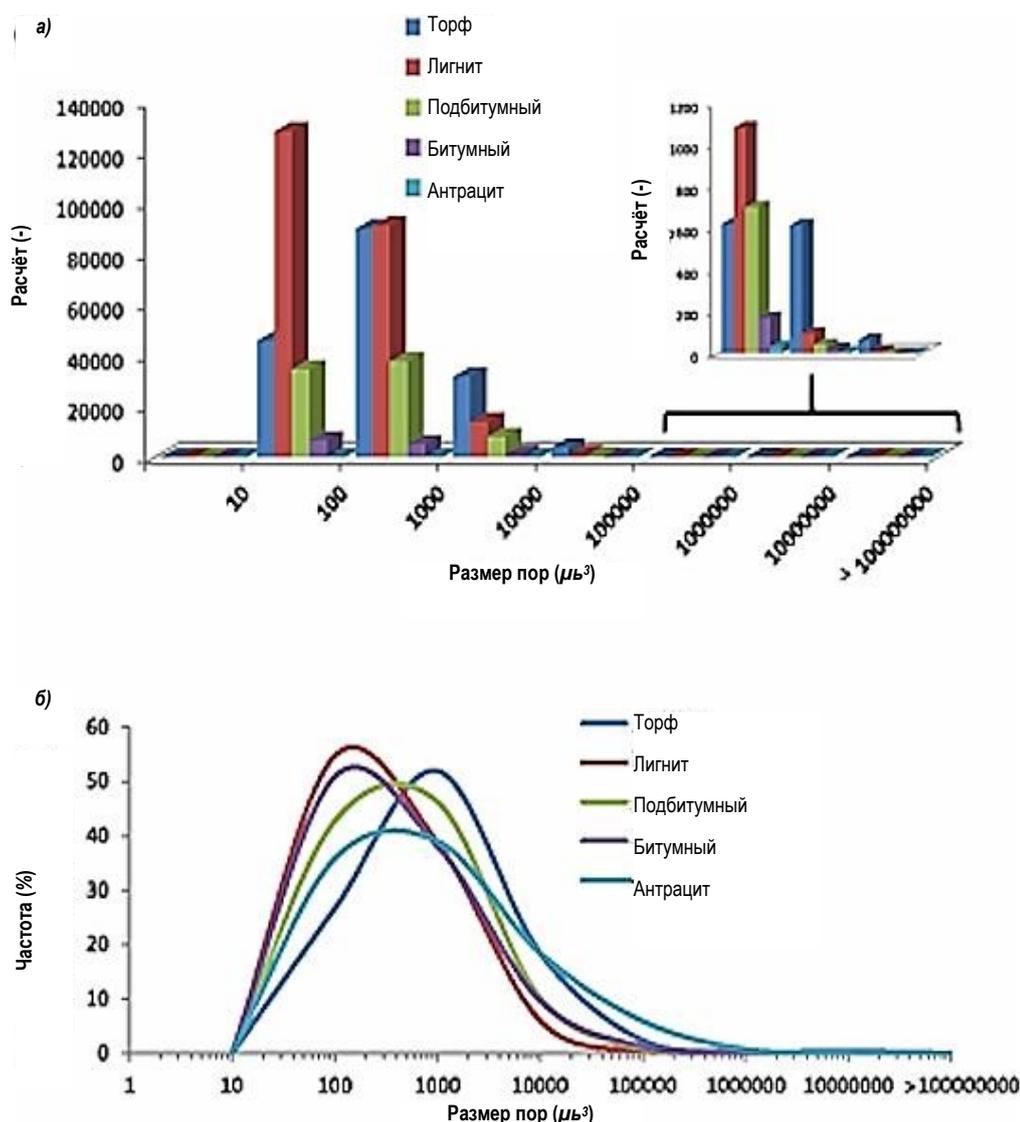


Рис. 6. Распределение размеров пор для образцов угля разной марки [5]: а – по количеству (-); б) – по частоте (%)

Исследование осуществлялось в рамках гранта № BR24993009 «Создание научно-исследовательского инжинирингового центра передовых технологий разработки месторождений полезных ископаемых» Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан.

Библиографический список:

1. Воробьев А.Е., Комащенко В.И., Дребенштетт К., Зубков В.Г. и др. Уголь: процессы глобализации и национальная безопасность. – М.: МИИР, 2006. – 264 с.
2. Воробьев А.Е. Характеристика особенностей нанокристаллитов углей // Инновации в технологиях и образовании: сб. ст. участников VIII Международной научно-практической конференции. Белово. Изд-во филиала КузГТУ. Велико Тырново. – Болгария, 2015. С. 14-17.
3. Yao Su Ping, Jiao Kun, Zhang Ke, Hu Wen Xuan, Ding Hai, Li Miao Chun & Pei Wen Ming. An atomic force microscopy study of coal nanopore structure // Chinese Sci Bull. Vol. 56 No 25. 2011. Pp. 2706-2712. DOI: 10.1007/s11434-011-4623-8.
4. Sıgnem Setenay Erdođan. Ventilation methane measurements in determining coal reservoir. 2011. – 169 p.
5. Zhang Y., Lebedev M., Smith G., Jing Y., Busch A. & Iglauer S. Nano-mechanical properties and pore-scale characterization of different rank coals // Natural Resources Research, vol. 29, 2020, pp. 1787-1800. <https://doi.org/10.1007/s11053-019-09572-8>.
6. Воробьев А.Е. Характеристика особенностей нанокристаллитов углей // Инновации в технологиях и образовании: сб. ст. участников VIII Международной научно-практической конференции. Белово. Изд-во филиала КузГТУ. Велико Тырново. – Болгария, 2015. С. 14-17.
7. Воробьев А.Е., Лоцев Г.В. Особенности наноминералогии углей // Вестник Кыргызско-Российского славянского университета. – Бишкек: Издательский дом Кыргызско-Российского Славянского университета (КРСУ), 2015. Т. 15. № 9. – С. 165-167.

ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ОСНОВЫ ИНСТРУМЕНТА ЗУБКОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ КОМБАЙНОВ МЕТОДОМ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



Бердиев Д.М.,
заведующий кафедрой
«Обработка металлов давлением»
ТГТУ им. И. Каримова, д.т.н., профессор



Пушанов А.Н.,
докторант кафедры
«Обработка металлов давлением»
ТГТУ им. И. Каримова

Maqolada tog'-kon mashinasolik ishlab chiqarish korxonalarida qo'llaniladigan kon mashinalarini qirquvchi tishlarini asosini ko'ndalang-ponasimon prokatlash usuli bilan olish texnologiyasi ishlab chiqilgan. Natijada asbob asosini chidamliligi kamida ikki marotabaga oshgan, metaldan foydalanish darajasi 0,85 dan 0,95 gacha ortadi, ishlab chiqarish samardorligi 2,5 marotabaga o'sadi.

Kalit so'zlar: prokatlash, asbob, yeyilishbardoshlik, plastik deformatsiya, kompyuterda modellashtirish, mustaxkamlik, kaliy tuzi.

В статье разработана технология производства основы инструмента зубков горнодобывающих комбайнов для предприятий горного машиностроения методом поперечно-клиновой прокатки. В результате долговечность инструмента увеличивалась как минимум в два раза, коэффициент использования металла увеличивается с 0,85 до 0,95, производительность труда возрастает в 2,5 раза.

Ключевые слова: прокатка, инструмент, износостойкость, пластическая деформация, компьютерное моделирование, прочность, калийные соли.

Главной причиной выхода из строя тяжелой горнодобывающей техники является коррозионно-абразивный износ механизмов вследствие эксплуатации в условиях коррозионных сред и высоких механических нагрузок. В результате, снижается производительность горнодобывающих режущих инструментов, увеличивается расход металла за счёт износа и, как следствие, себестоимость снаряжения (оборудования) увеличивается. Это напрямую зависит от Д6-22, РКС1.00.00.111 и других видов зубцов, которые используются при добыче горных пород. Так как основу инструмента режущих зубьев получают механообработкой на токарных станках, то большое количество металла уходит в отход в виде стружки.

При изготовлении валов и осей в условиях массового и крупносерийного производства в настоящее время используются разнообразные способы обработки металлов давлением, так как они придают изделиям повышенные механические свойства, обеспечивают высокую производительность труда и экономное использование металла. Особое место среди них занимает поперечно-клиновая прокатка (ПКП) [1].

Опыт промышленного применения ПКП также свидетельствует, что для достаточно широкой группы материалов возможно устанавливать определённые технологические параметры (геометрию инструмента, степень обжатия, температуру прокатки), которые исключают вскрытие осевой полости.

Методом ПКП изготавливается широкая номенклатура изделий типа тел вращения с удлиненной осью. Их конфигурация может быть самой разнообразной: цилиндрические, конические и сферические поверхности, изготавливаемые из конструкционных сталей, ряда инструментальных сталей, а также сплавов на основе меди, титана, никеля, циркония. В процессе эксплуатации прокатанные изделия отличаются более высокой прочностью и износостойкостью. За один проход инструмента диаметральный размер мо-

гут быть уменьшены в 4-8 раз. При этом обеспечивается изготовление деталей или полуфабрикатов диаметром от 2 до 120 мм, длиной от 40 до 1000 мм, максимально достигаемая точность – 0,01 мм (на диаметре 7 мм), максимально достигаемая шероховатость поверхности – 0,6 Ra [2].

К особенностям технологических процессов ПКП относятся [3-5]: широкая номенклатура прокатываемых деталей, возможность обработки различных материалов, высокий коэффициент использования металла, стабильное положение детали на плоском инструменте, возможность полной автоматизации процесса, максимальное приближение прокатываемой детали к профилю инструмента, широкие технологические возможности, простота изготовления и высокая точность клинового инструмента, высокая стойкость инструмента, низкий уровень шума.

Данная работа предлагается по технологии ПКП основного инструмента типа зубков горнодобывающих комбайнов без применения токарной обработки. Получение зубцов комбайнов горнодобывающей промышленности методом ПКП является высокопроизводительной, энерго- и ресурсосберегающей технологией, обеспечивает коэффициент использования металла 0,8-0,98, сводит к минимуму затраты на хранение и утилизацию отходов.

В настоящей работе, исследования направлены на разработку методов полей линий скольжения и компьютерного метода конечных элементов для оптимизации геометрии инструмента в процессе резания породы, что позволяет снизить усилие резания калийной породы и повысить стойкость инструмента.

Ожидаемые результаты:

- улучшение геометрической формы инструмента для резания пород в соляных отложениях с использованием прокатки и компьютерного моделирования;
- увеличение стойкости инструмента не менее чем в 2 раза;

– сокращение времени на замену изношенных инструментов, что позволит повысить производительность процесса.

В качестве объектов исследования использована малолегированная сталь 35ХГСА. Марки сталей регламентируются по ГОСТ 3541–79 [6]. Металлографический анализ выполняли на ионном хроматографе Metrohm 850 Professional IC (SEM-EDX) и растровом электронном микроскопе Zeiss EVO MA 10 [7]. С помощью программы QFORM строили проектные геометрические модели клиновых инструментов и сборочных конструкций [8].

Разработана компьютерная модель технологического процесса ПКП с помощью программы QFORM. Этот процесс является способом обработки металлов и сплавов давлением и направлен на получение основы инструмента для зубков РКС1.00.00.111 горнодобывающих комбайнов. Он заключается в пластическом формообразовании заготовки путем ее вращательного перемещения вдоль клиновых профильных инструментов, которые двигаются параллельно друг другу (возможен случай, когда один из инструментов неподвижен). Оба клиновых инструмента имеют боковые наклонные грани Н, которые заставляют избытки металла перемещаться по направлению к торцам, удлиняя заготовку, а также калибрующие участки К, где происходит калибровка деформируемого металла по мере его выхода с наклонной грани [2].

Для прокатки основы инструмента зубков горнодобывающих комбайнов использован стан с горизонтальным расположением плоских клиновых инструментов [3], что обеспечивало точное перемещение инструментов, которые, в свою очередь, могут быть изготовлены с высокой точностью и твердостью. Благодаря высокой твердости стойкость таких инструментов (с ремонтами) может превышать миллион прокатных деталей. Инструмент изготовлен на универсальном металлорежущем оборудовании и характеризуется низкой себестоимостью. Обычно станы изготавливаются с верхней подвижной плитой, нижней подвижной плитой и двумя подвижными плитами [4]. В нашем исследовании использован стан с горизонтальным расположением плоского клинового инструмента и верхней подвижной плитой. В качестве силового привода используется гидравлический поперечно-строгальный станок. Установка прокатки крепится на столе станка и выполнена в виде массивного литого башмака, в котором установлены нижняя неподвижная плита и верхняя подвижная плита, размещенная в направляющих скользящих: сталь по бронзе. Расстояние между верхними и нижними

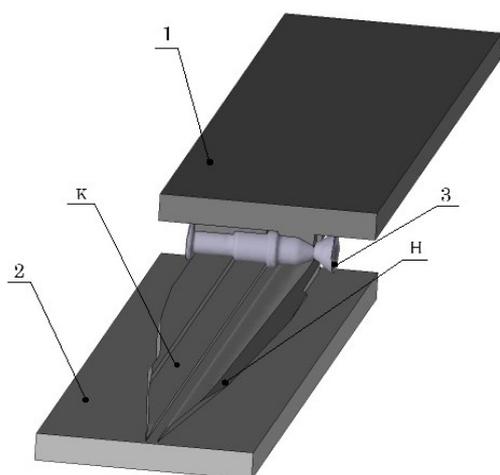


Рис. 1. Технологический процесс прокатки основы инструмента зубков горнодобывающих комбайнов с помощью программы QFORM: 1 – верхний клиновый инструмент; 2 – нижний клиновый инструмент; 3 – заготовка; Н – боковые наклонные грани; К – калибрующий участок

инструментами регулируется клиновой плитой, закрепленной в башмаке. При индукционном нагревании (ИН) образцы нагревались высокочастотным током (ТВЧ) до температуры $T = 1100\text{ }^{\circ}\text{C}$, с продолжительностью нагрева от нескольких до 20 секунд, после чего происходило охлаждение подачей воздуха. Для нагрева использовалось устройство ЛЗ107, а для определения температуры — термомпары. Важным аспектом при ИН является обеспечение закалки стали на требуемую глубину и предотвращение появления окалины на поверхности изделия. Преимуществами данной обработки являются высокая производительность, получение изделий с высокими механическими свойствами и возможность обработки изделий любой формы. Условия работы зубков горнодобывающих комбайнов характеризуются комплексным силовым воздействием, включающим высокие статистические и динамические нагрузки, высокие температуры в зоне контакта и присутствие абразива. Зубок выполнен составным: основной корпус инструмента изготовлен из стали 35ХГСА, а наконечник — из твердого сплава ВК6, который запаян в корпус. Узким местом этой детали является зона термического воздействия, образующаяся при пайке высокотемпературным припоем твердого сплава к корпусу. В результате 1-2-дневной работы разупрочненная зона корпуса инструмента интенсивно изнашивается, что приводит к выпадению твердосплавной вставки из корпуса. Если вырабатываемая сталь и содержащиеся в ней примеси отличаются высокой абразивностью, вязкостью и твердостью, причиной выхода инструмента из строя становится абразивный износ зубка, изготовленного из стали 35ХГСА, что ведет к выпадению твердосплавной режущей вставки.

Современные подходы компьютерного моделирования при исследовании технологии ПКП позволяют избежать проведения натуральных экспериментов и связанных с ними затрат, а также получить характеристики напряженно-деформированного состояния и выявить наиболее проблемные зоны прокатываемых заготовок. В процессе проектирования была возможность скорректировать геометрическую модель, внести изменения в параметры расчетной модели, рассчитать и проанализировать несколько вариантов технологического процесса и выбрать оптимальные варианты конкретной технологии ПКП [2].

Одним из основных требований численного моделирования процесса ПКП является возможность выявления закономерностей возникновения различных дефектов (вскрытие полости, скручивание, проскальзывание заготовки и т.д.) в процессе формообразования заготовки и определения условий устойчивого протекания процесса при различных технологических параметрах без проведения натуральных экспериментов. Для решения данной задачи необходимо провести серию компьютерных испытаний и проанализировать полученные результаты, что позволит ответить на вопросы, связанные с определением характеристик прокатываемой заготовки при различных параметрах прокатки.

В отличие от зарубежных исследователей, которые необоснованно доверяются компьютерным моделям ПКП, мы провели их тестирование, сравнив результаты с точными аналитическими решениями. В итоге было установлено, что применение метода компьютерного моделирования позволяет достаточно точно прогнозировать напряжения и деформации в области пластического течения, однако приводит к существенным ошибкам при расчёте кинематических параметров прокатки и не перестраивает поле деформаций в местное при обжатиях, меньших 1.02. В результате нами была установлена доверительная область получаемых решений.

На рис. 2 показан зубок РКС1.00.00.111 (а) горнопроходческого комбайна и клиновой инструмент (б) для его прокатки на стане ПКП. Заготовка диаметром 25 мм и длиной 230 мм из стали 35ХГСА нагревается ТВЧ до $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ и подается на лоток 2 до упора 1. Деформирующим клином 3 на заготовке прокатываются конусные части зубка до диаметра 14 мм. Дорожки 4 предотвращают переко-

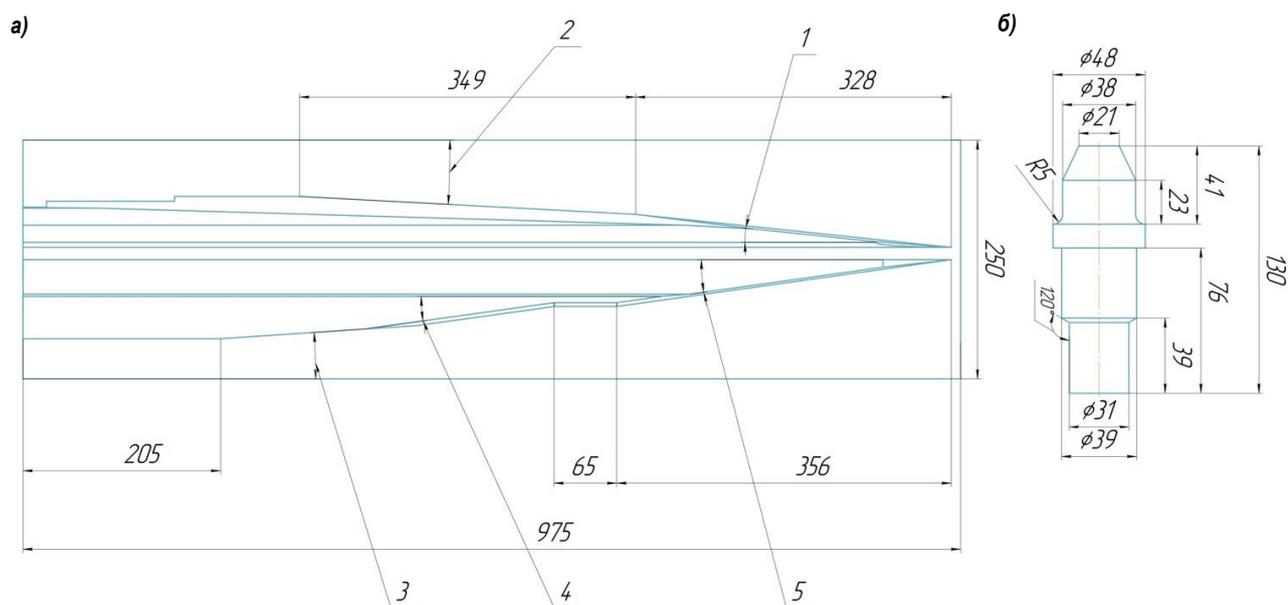


Рис. 2. Зубок РКС1.00.00.111 (а) горнопроходческого комбайна и клиновой инструмент (б) для его прокатки на стане ПКП: 1 – упор, 2 – лоток, 3 – деформирующий клин, 4 – дорожки, 5 – деформирующий клин

заготовки в начальной стадии прокатки. Деформирующими клиньями 5 формируют ступени диаметром 24 мм и 20 мм. Отрезными ножами 6 от заготовки отделяют концевые отходы. В заключительной стадии прокатки заготовку разделяют на две детали.

Геометрические параметры деформирующего клина 3: $\beta_1 = 7^\circ$, $\alpha_1 = 17^\circ$ на длине 105 мм, $\alpha_2 = 33^\circ$ на длине 70 мм, $\alpha_3 = 31^\circ$ на длине 70 мм, $\alpha_4 = 12^\circ$ на оставшейся длине клина. Переменный угол наклона боковой грани клина способствует чёткому оформлению конусной поверхности зубка.

Максимальная степень обжатия $\delta = 1,79$. Геометрические параметры деформирующего клина 5: $\beta = 9^\circ$, $\alpha = 25^\circ$, максимальная степень обжатия $\delta = 1,25$.

Исследование прокатных образцов на электронном микроскопе показало, что неметаллические включения отрицательно сказываются на ресурсе пластичности.

Микротрещины зарождаются вблизи неметаллических включений и распространяются по границам зёрен металла. После ПКП в зубке сверлится отверстие по оси конусной части, куда впаивается твёрдосплавный резец. После термообработки деталь готова к употреблению.

С помощью разработанной технологии получения основы инструмента зубков горнодобывающих комбайнов методом ПКП удалось увеличить стойкость инструмента не менее чем в 2 раза. Эта технология заменяет токарную обработку, коэффициент использования металла повышается с 0,85 до 0,95, а производительность труда увеличивается в 2,5 раза. Эксплуатационные характеристики прокатных изделий улучшаются на 10-15%, также снижается количество металла в отходах в виде стружки.

Выводы:

С помощью прокатки и компьютерного моделирования улучшается геометрическая форма инструмента, предназначенного для резки пород в соляных отложениях.

Стойкость инструмента увеличивается не менее чем в 2 раза. Сокращение времени, затрачиваемого на замену изношенных инструментов, позволяет повысить производительность процесса.

Технология ПКП заменяет токарную обработку: коэффициент использования металла увеличивается с 0,85 до 0,95, производительность труда возрастает в 2,5 раза, эксплуатационные характеристики прокатных изделий улучшаются на 10-15%, а количество отходов в виде стружки снижается.

Библиографический список

1. Кожевникова Г.В., Шукин В.Я. Пластические свойства металлов и сплавов: феноменологическая деформационная теория разрушения при пластическом течении. – Минск: Беларусь наука, 2021. – 277 с.
2. Колмогоров В.Л. Напряжения, деформации, разрушение. – М.: Металлургия, 1970. – 230 с.
3. Shu Xuedao, Valery Ya. Shchukin, G. Kozhevnikova, Sun Baoshou, Peng Wenfei Theory and technology of cross-wedge rolling (on the Chinese. lang.). – Academic library of Ningbo University, 2014. – 314 p.
4. Kozhevnikova G. Cross-wedge rolling. – Minsk: Belorusskaya nauka, 2012. – 321 с.
5. Кожевникова, Г.В. Теория и практика поперечно-клиновой прокатки // Г.В. Кожевникова. – Минск: Беларусь. наука, 2010. – 291 с.
6. Гольдштейн М.И., Грачев С.В. Векелер Ю.Г. Специальные стали. М.: МИСус, 1999. – 408 с.
7. Батаев В. А., Батаев А. А., Алхимов А. П. Методы структурного анализа материалов и контроля качества деталей. М.: Наука, 2007. 224 с.
8. Власова А.В. Конечно-элементное моделирование технологических процессов прокатки. – Москва: Издательство МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2019. – 383 с.

URANNI TANLAB ERITMAGA O'TKAZISHDA IKKI SKVAJINALI HOLAT UCHUN GIDRODINAMIK JARAYON



Umarov F. Ya.,
MTTU «MISIS»ning
Olmaliq shahridagi filiali
direktori, t.f.d., professor



Xudayberdiyev O. J.,
NDK va TU «Oliy matematika va
axborot texnologiyalari» kafedrası
dotsenti, f.m.f.d. (PhD)



Roziqov R. J.,
NDK va TU «Oliy matematika va
axborot texnologiyalari» kafedrası
assistenti



Mexmonov M. R.,
NDK va TU «Konchilik ishi»
kafedrası dotsenti, PhD

Uranning yer osti eritmasiga selektiv ko'chirishini tezlashtirish kam suvli va past o'tkazuvchanlikka ega bo'lgan uran rudalarini qazib olish texnologiyalarini ishlab chiqish orqali amalga oshiriladi. Ushbu ishda suyuqlikning filtrlash jarayoniga va geotexnologik jarayonga ta'sir qiluvchi gidrodinamik omillar ko'rib chiqilgan bo'lib, ular uranning yer bag'ridan eritmaga selektiv ko'chirish samaradorligini oshirishga xizmat qiladi. Teoretik jihatdan uranning yer ostida eritmaga ikki konturli rejimda selektiv ko'chirish jarayonida yuz beradigan gidrodinamik jarayonlar tahlil qilingan. Ushbu jarayon doirasida filtratsiya maydoni oqim funksiyasi o'rganilgan. Uran eritmaga o'tirishning ikki skvajinali varianti uchun filtratsiya yuzasi maydonini hisoblash formulasi keltirilgan. Shuningdek, filtratsiya yuzasi maydonining quduqlar orasidagi masofa va proporsionallik koeffitsienti bilan bog'liq grafigi ham taqdim etilgan.

Kalit so'zlar: tog' jinslari, oqim, quduq, sath, dinamik sath, gidravlik qiyalik, filtratsiya, depression voronka, quduqning to'la sarfi, dastur, boshlang'ich shartlar

Ускорение селективного переноса урана в подземный раствор достигается за счёт разработки технологий добычи слабопроницаемых и малонасыщенных водой урановых рудников. В работе рассматриваются гидродинамические факторы, влияющие на фильтрационное действие жидкости и геотехнологический процесс, способствующие повышению эффективности селективного переноса урана из недр в раствор. Теоретически проанализированы гидродинамические процессы, происходящие при двухконтурном режиме селективного переноса урана в раствор под землёй. В рамках этого процесса изучается функция потока поля фильтрации. Представлена формула для расчёта площади поверхности фильтрации в случае двухскважинного варианта при переходе урана в раствор. Также приведён график зависимости площади поверхности фильтрации от расстояния между скважинами и коэффициента пропорциональности.

Ключевые слова: горные породы, поток, скважина, уровень, динамический уровень, гидравлическое давление, фильтрация, депрессионная воронка, общий расход скважины, программа, начальная условия.

Yer ostida tanlab eritmaga o'tkazish jarayonida bloklarga quyiladigan va so'rib olinadigan eritmalarning aniq miqdorini nazorat qilish va ularning aniq hisobini bilish shart, eritmalarning miqdor holati ishning bir tekisda va aniq davom etishini nazorat qilishga yordam beradi.

Yuboruvchi quduqlar (skvajinalar) – ma'dan jismini ochish va unga ishchi eritmalarni yuborish uchun mo'ljallangan quduqlar.

So'rib oluvchi quduqlar (skvajinalar) – ma'dan jismini ochish va texnologik eritmalarni (mahsuldor, qaytariladigan) yer yuzasiga chiqarish uchun mo'ljallangan texnologik quduqlar.

Agar yuboruvchi skvajina debiti so'rib oluvchi skvajina debitiga teng bo'lsa ($\Sigma Q_o = \Sigma Q_n$) bunday hollarda burg'ilash tizimining filtrlari statsionar tartibda ishlaydi hamda rudalarga imkon qadar eng kam darajada zarar yetkazishga uriniladi va eritmalardan foydalaniladi.

Agar yuboruvchi skvajina debiti so'rib oluvchi skvajina debitidan ko'p bo'lsa ($\Sigma Q_o > \Sigma Q_n$) ishlatilayotgan eritmalarni yer osti suvlarining oqimi evaziga rudalarni umuman joylashmagan hududlarga taqsimlab beradi. Bu hududlar yer osti suvlari sathidan ancha past joylarda uchraydi. Bunday hollarda suyuqliklarni yig'ib olish erlift orqali amalga oshiriladi.

Agar yuboruvchi skvajina debiti so'rib oluvchi skvajina debitidagi teng bo'lmasa ($\Sigma Q_o \neq \Sigma Q_n$) keragicha amal qilmaslikning iloji yo'q. Har xil hollarda konlardagi quduqlarda eritmalarni so'rib olish va yuborish orqali u yerdagi bosimni bir maromda saqlab turish mumkin hamda sistemaning bir maromda ishlashini ta'minlash mumkin [1-8].

Materiallar va usullar. Eritmani yuboruvchi va so'rib oluvchi texnologik skvajinalar (setka) joylashtirishni tanlash yer osti yuvish jarayonini belgilaydigan barcha omillarni har tomonlama hisobga olish asosida amalga oshiriladi.

Suv tog' jinslari (gruntlari) orasida bug', kapilyar va gravitasion suvlar ko'rinishida bo'ladi.

Bug' va kapilyar suvlar molekulyararo va boshqa bog'lanishlari og'irlik kuchi ta'siridagi ularning harakatiga to'sqinlik qiladi. Faqat grunt suvi deb ataladigan gravitatsion suvlargina og'irlik kuchi ta'siri ostida harakatlanadi. Grunt suvlarining bu harakati filtratsiya deyiladi.

Eritmani quduqdan nasos yoki erlift yordamida chiqarganda suv sathi quduq atrofida voronka shaklida pasayadi.

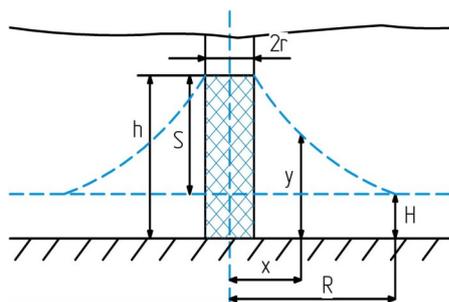
Suv sathining bunday pasayishi depression voronka deyilib, planda doira ko'rinishida bo'ladi. Vertikal kesimda depression voronka depressiya egri chizig'i bilan chegaralanib, uning qiyaligi quduqqa yaqinlashgan sari oshib boradi.

Depression voronkaning chegarasini belgilash tog' jinslarining tarkibi va filtratsiya xususiyatlariga bog'liq.

Depression voronkaning radiusi ta'sir radiusi deyilib, R harfi bilan belgilanadi.

Depression voronkaning va ta'sir radiusining o'lchami depressiya egri chizig'ining qiyaligiga, tog' jinslarining granulometrik tarkibiga va g'ovaklarning katta-kichikligiga bog'liq.

Shag'al va qumli jinslarda R ning qiymati va voronkaning kengligi katta bo'ladi, qumoq va qumloq tuproqlarda esa aksincha [3-12].



1-rasm. Yuboruvchi quduqdagi depression voronka

Natijalar va munozaralar. Kvazistatsionar holat uchun H dinamik sath (bosim funksiyasi) o'zgarishini ko'rib chiqamiz. So'rib oluvchi skvajinani koordinatalar boshiga joylashtirib undan b ($15 \leq b \leq 25$) masofada i qiyalikda (so'rib oluvchi quduq sathidan balandroqda) joylashtiramiz.

Yuboruvchi skvajinaning sathi

$$S_H = \frac{Q_H}{4\pi kM} \ln \frac{2,25 at}{r_H^2}$$

va so'rib oluvchi skvajinaning sathi

$$S_o = \frac{Q_o}{4\pi kM} \ln \frac{2,25 at}{r_o^2} \quad \text{bo'lsin.}$$

Bosim funksiyasini quyidagicha ifodalash mumkin:

$$H = H_o + ix + S_H - S_o$$

Yuqoridagi ifodalarni ifodaga qo'ysak quyidagi ifoda hosil bo'ladi:

$$H = H_o + ix + \frac{Q_H}{4\pi kM} \ln \frac{2,25 at}{r_H^2} - \frac{Q_o}{4\pi kM} \ln \frac{2,25 at}{r_o^2} \quad (1)$$

H – dinamik bosim (bosim funksiyasi);

$H_o - x = 0$ va $y = 0$ nuqtadagi ichki bosim;

i – qiyalik;

$r_H - x$ va y koordinatali nuqtadan yuboruvchi quduq orasidagi masofa ($x \leq b$):

$$r_H^2 = y^2 + (b-x)^2$$

$r_o - x$ va y koordinatali nuqtadan so'ruchi skvajina orasidagi masofa:

$$r_o^2 = x^2 + y^2$$

(1) – ifodaga $Q_o = \alpha_q Q_H$, r_H va r_o larning ifodalarni qo'ysak:

$$H = H_o + ix + \frac{Q_H}{4\pi kM} \left(\ln \frac{2,25 at}{y^2 + (b-x)^2} - \alpha_q \ln \frac{2,25 at}{x^2 + y^2} \right) \quad (2)$$

x o'zgaruvchi bo'yichi differensiallasak,

$$\frac{\partial H}{\partial x} = i + \frac{Q_H}{2\pi kM} \left(\frac{b-x}{y^2 + (b-x)^2} + \frac{\alpha_q x}{x^2 + y^2} \right) \quad (3)$$

y o'zgaruvchi bo'yicha integrallasak va kM ga ko'paytirsak har xil qiymatdagi va har xil tezlikdagi ikkita skvajinaning filtratsion maydondagi oqim funksiyasi hosil bo'ladi:

$$\varphi = kMiy + \frac{Q_H}{2\pi} \left(\arctg \frac{y}{b-x} + \alpha_q \arctg \frac{y}{x} \right) \quad (4)$$

Yuboruvchi skvajina va so'ruvchidan oqim chizig'i uchun oqim

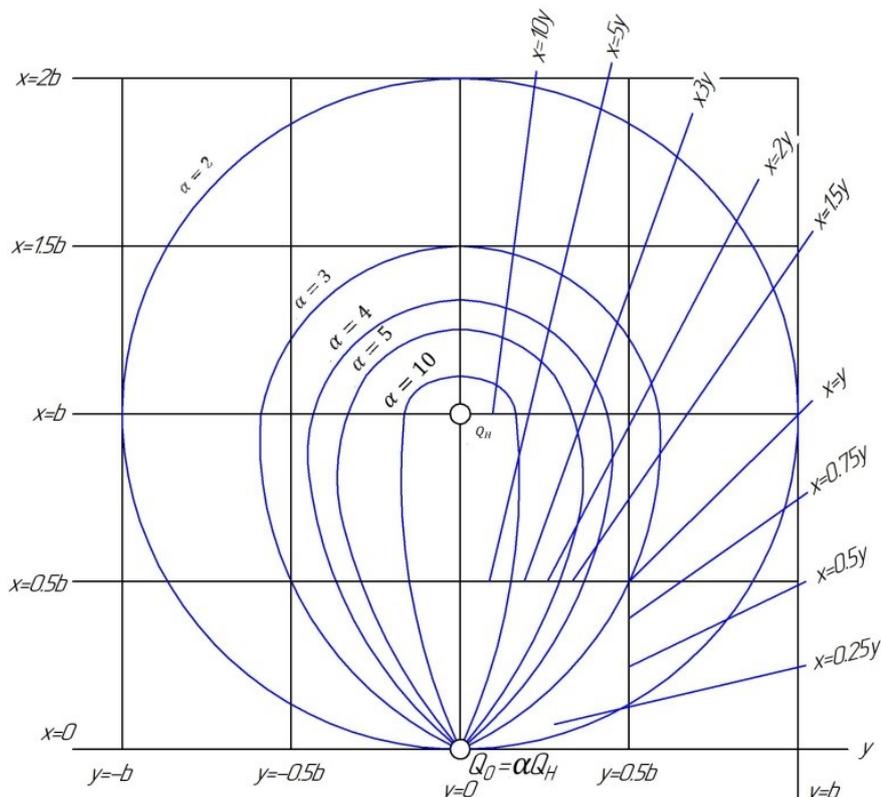
funksiyasining qiymati yuboruvchi skvajinaning $\varphi = \frac{Q_H}{2}$ oqim tezligi

va $q = kMi$ ifodalarni (4) tenglikka qo'ysak quyidagi hosil bo'ladi:

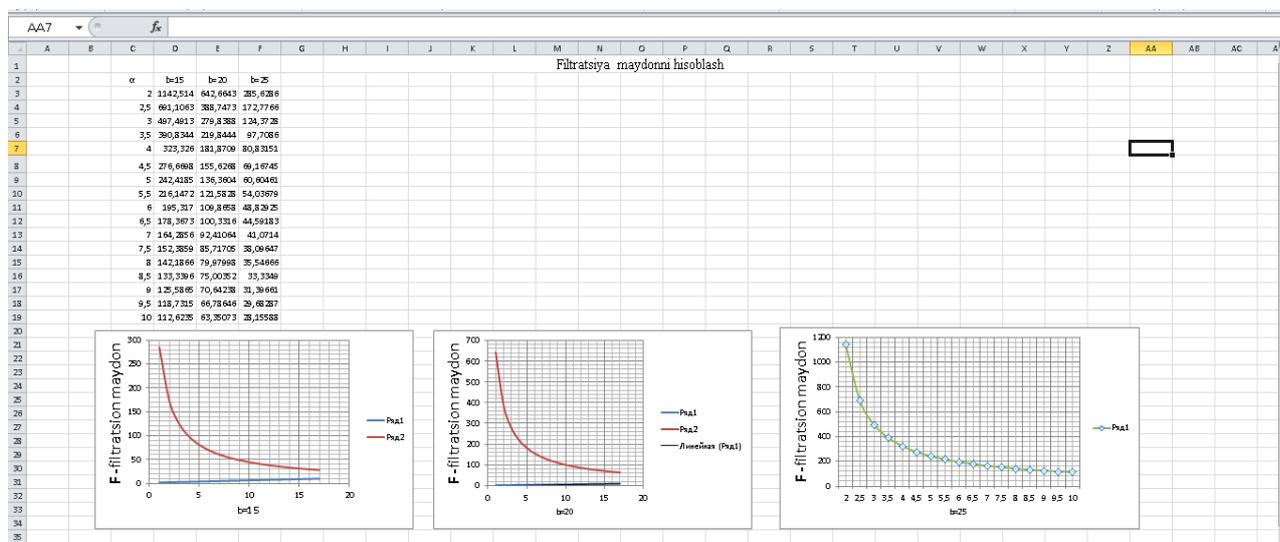
$$\frac{Q_H}{2} = qy + \frac{Q_H}{2\pi} \left(\arctg \frac{y}{b-x} + \alpha_q \arctg \frac{y}{x} \right) \quad (5)$$

Shakl almashtirishlardan so'ng skvajinadagi ifodani hosil qilamiz:

$$\arctg \frac{y}{b-x} + \alpha_q \arctg \frac{y}{x} = \pi \left(1 - \frac{2q}{Q_H} y \right) \quad (6)$$



2-rasm. Debalans α qiymatlarida ikki quduqli yuboruvchi quduqdan so'ruvchi skvajinagacha bo'lgan eritma aylanish maydon chegaralari



3-rasm. Filtratsion maydon yuzini hisoblash

Bu ekspriment davomida ishlab chiqarilgan tog' jinslarining hajmini cheklaydigan oqimning tenglamasi. Ifodaga

$$A = \frac{2qb}{Q_H}$$

belgilash kiritib ifodani hosil qilamiz:

$$\arctg \frac{y}{b-x} + \alpha_q \arctg \frac{y}{x} = \pi(1 - Ay) \quad (7)$$

Agar $q = kMi$, $S_H \approx b$,

$$\ln \frac{R}{r_o} \approx 2\pi, \quad Q_H = \frac{2\pi KMS_H}{\ln \frac{R}{r_o}}$$

larni hisobga olsak:

$$A = \frac{2qb}{Q_H} = \frac{2KMib \ln \frac{R}{r_o}}{2\pi KMS_H} = \frac{ib2\pi}{b\pi} \approx 2i \quad (8)$$

S_H – quyish skvajinadagi sathning oshishi;
 b – skvajinalar orasidagi masofa ($15 < b < 25$);
 r_o – skvajina radiusi;
 R – ta'sir radiusi.

Oqimning tarqalish maydoni uchun (7) ifodani $I = 0$ da integrallab M.A. Rogojina tomonidan maydonni hisoblash uchun taqribiy formulasi keltirilgan:

$$F = \frac{\pi b^2 (\alpha^2 (\alpha^2 - 1) - 2\alpha^3 \ln \alpha)}{(\alpha - 1)^5} \quad (9)$$

Xulosa. Olib borilgan tadqiqotlar natijalariga ko'ra, uranni yer ostida tanlab eritmaga o'tkazishda yer qariidan metallarni ajratib olish gidrodinamik rejimga bog'liq bo'lib, u tog' jinsi massasining bo'shliq hajmida suyuqlikni filtrashning baqaror holati oqimning uzluksizligi bilan aniqlandi.

Sust o'tkazuvchan uran ma'danlarini yer ostida tanlab eritmaga o'tkazishda eritmaning harakat tezligi va filtratsiya koeffitsiyenti aniqlangan, suyuqlikni qatlamda harakat qoquniyati asosida filtrlanish tezligi formulasi ishlab chiqilgan.

Eritmaning qatlamdagi filtrlanish tezligi yuboruvchi skvajinaning unumdorligiga bog'liqligi, filtrlanish koeffitsiyenti ma'dan qatlamini qalinligi va tog' jinsining bo'shlig'i uning qattqlik darajasi bo'yicha joylashishiga bog'liqligi aniqlangan.

Shu bilan birgalikda hisob-kitob ishlarini Excel elektron jadval muharriri yordamida hisoblandi. Hisob-kitob natijasida filtratsion maydon yuzi grafiklari chizmada o'z aksini topdi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Mamilov V.A. Uranni yer ostida tanlab eritmaga o'tkazish usulida qazib olish. Rus tilidan I.U. Halimov, Sh.Sh. Aliqulov va J.E. Xo'jayevlar tarjimai. – Navoiy, 2017. – 49 c.
2. Басниев К.С., Кочина И.Н., Максимов В.М. Подземная гидромеханика // Учебник для вузов. – М.: Недра, 1993. – 259 с.
3. Бернаднер М.Г., Ентов В.М. Гидродинамическая теория фильтрации аномальных жидкостей. – М.: Наука, 1975. – 199 с.
4. Бойцов В.Е. Геология месторождения урана. – М.: Недра, 1989. – 106 с.
5. Грабовников В.А. Геотехнологические исследования при разведке металлов. – М.: Недра, 1995. – 82 с.
6. Пономарева И.Н., Мордвинов В.А. Подземная гидромеханика. – Пермь, 2009. – 78 с.
7. Чарный И.А. Подземная гидрогазодинамика. – Москва, 1963. – 100 с.
8. Karimov A.A. Gidrogazdinamika. – Toshkent, 2019. – 155 с.
9. Toshmukhamedov B.T. Umumiy geologiya. – Toshkent, 2006. – 54 с.
10. Мироненко В.А. Динамика подземных вод. – М.: Недра, 1983. – 184 с.
11. Agzamova I.A., Gulyatov G'D. Yer osti suvlari dinamikasi. – Toshkent, 2015. – 75 с.
12. Арент В.Ж. Физико-химическая геотехнология. – М.: Издательство МГГУ, 2001. – 180 с.
13. Shermatov M.SH. Gidrogelogiya va injenerlik geologiyasi asoslari. – Toshkent, 2005. – 115 с.
14. Мусин Р.Х., Храменков М.Г. Введение в численное моделирование геофильтрации. – Казань, 2009. – 32 с.

ВЛИЯНИЕ СОДЕРЖАНИЯ МОДИФИЦИРОВАННОГО КРАХМАЛА НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЭКОЛОГИЧНЫХ БИОРАЗЛАГАЕМЫХ КОМПОЗИТОВ НА ОСНОВЕ ПОЛИЭТИЛЕНА



Мухиддинов Б.Ф.,
профессор кафедры
«Химическая технология» НГГТУ,
д.х.н.



Истамов Х.Й.,
базовый докторант
кафедры «Химическая технология»
НГГТУ



Турдиева О.Ж.,
старший преподаватель
кафедры «Химическая технология»
НГГТУ

Ekologik toza polimer kompozit materiallarni rivojlantirishga bag'ishlangan mazkur ishda, kompatibilizator (moslashtiruvchi) sifatida glitserin monostearati (GMS, 5 % mass.) qo'shilgan past zichlikdagi polietilen (PZPE) asosidagi biodegradatsiyalanuvchi kompozitlarning fizik-mexanik xossalarga modifikatsiyalangan kraxmal miqdorining (5-55 % mass.) ta'siri o'rganildi. Kraxmal miqdori ortishi bilan kompozitlarning cho'zilishdagi mustahkamligi monoton ravishda 8,3 dan 3,1 N/mm² gacha kamayishi, uzilishdagi nisbiy uzayishi esa 488% dan 17% gacha pasayishi aniqlangan. Elastiklik moduli ham kraxmal miqdori ortishi bilan kamayadi, bunda u toza PZPE uchun maksimal 197,6 MPa qiymatiga erishib, 55 % mass. kraxmal tarkibida 75,6 MPa gacha pasayadi. Olingan natijalar shuni ko'rsatadki, mexanik xossalar va biodegradatsiyalanish muvozanatini saqlash uchun modifikatsiyalangan guruch kraxmalining optimal miqdori 15-20 % mass.ni tashkil etadi. Bunday tarkib flotatsion reagentlar, koagulyantlar va boshqa kon-kimy o moddalarini qadoqlash uchun mexanik xossalar va biodegradatsiyalanish muvozanatini ta'minlashga imkon beradi. Shuningdek, kon-sanoat hududlarining ifloslanishidan kelib chiqadigan ekologik zararni kamaytirish imkonini beradi.

Kalit so'zlar: ekologik toza biodegradatsiyalanuvchi polimer kompozitlar, kon-kimy reagentlari, past zichlikdagi polietilen, termik modifikatsiyalangan guruch kraxmali, glitserin monostearati, mexanik xossalar, ekologik qadoq, biodegradatsiyalanish.

В данной работе, посвященной разработке экологичных полимерных композиционных материалов, изучено влияние содержания модифицированного крахмала (5-55 масс.%) на физико-механические свойства биоразлагаемых композитов на основе полиэтилена низкой плотности (ПЭНП) с добавлением моностеарата глицерина (МСГ, 5 масс.%) в качестве компатибилизатора. Установлено, что с увеличением содержания крахмала прочность при растяжении композитов монотонно снижается от 8,3 до 3,1 Н/мм², а относительное удлинение при разрыве уменьшается с 488% до 17%. Модуль упругости также снижается с увеличением содержания крахмала, достигая максимального значения 197,6 МПа для чистого ПЭНП и снижаясь до 75,6 МПа при 55 масс.% крахмала. Полученные результаты свидетельствуют о том, что оптимальное содержание модифицированного рисового крахмала для сохранения баланса механических свойств и биоразлагаемости составляет 15-20 масс.%. Такой состав позволяет обеспечивать баланс механических свойств и биоразлагаемости для упаковки флотационных реагентов, коагулянтов и других горно-химических веществ. Также уменьшение экологического ущерба от загрязнения горнопромышленных территорий.

Ключевые слова: экологичные биоразлагаемые полимерные композиты, горно-химические реагенты, полиэтилен низкой плотности, термически модифицированный рисовый крахмал, моностеарат глицерина, механические свойства, экологическая упаковка, биоразлагаемость.

Горнодобывающая промышленность является одним из крупнейших потребителей химических реагентов, используемых в процессах флотации, коагуляции, осаждения и других технологических операциях. Ежегодно в мире производится более 15 млн т специализированных горно-химических реагентов, большая часть которых поставляется в полимерной упаковке [1, 2]. Традиционные упаковочные материалы на основе полиэтилена и полипропилена создают серьезную экологическую проблему в горнопромышленных регионах, где накапливаются значительные объемы неразлагающихся отходов.

Особую актуальность проблема приобретает в условиях ужесточения экологических требований и необходимости рекультивации нарушенных горными работами земель [3, 4]. Полимерные отходы от упаковки химических реагентов не только загрязняют окружающую среду, но и создают дополнительные экономические затраты на их сбор, транспортировку и утилизацию. По данным отраслевых исследований, затраты горнодобывающих предприятий

на управление отходами упаковки составляют 2-5 % от общей стоимости закупаемых реагентов [5].

Разработка биоразлагаемых упаковочных материалов для горно-химических реагентов представляет собой перспективное направление, позволяющее решить одновременно экологические и экономические проблемы отрасли. Такие материалы должны обеспечивать необходимую барьерность по отношению к влаге и химически агрессивным веществам, сохранять механическую прочность при транспортировке и хранении, а также способность к биологическому разложению в природных условиях горнопромышленных территорий [6, 7].

Полиэтилен низкой плотности широко используется в упаковочной промышленности благодаря оптимальному сочетанию механических свойств, химической стойкости и технологичности переработки [8]. Однако его неспособность к биологическому разложению создаёт серьезные экологические проблемы, особенно критичные для горнопромышленных регионов [9].

Таблица 1

Механические свойства композитов ПЭНП/крахмал/МСГ с различным содержанием модифицированного рисового крахмала [МСГ]=5,0 масс. %

Содержание крахмала в композиции, масс. %	Прочность при растяжении, Н/мм ²	Удлинение при разрыве, %	Модуль упругости, МПа
ПЭНП (исх.)	8,32	488,11	197,62
ПЭНП + 5,0 % крахмал	6,99	279,41	177,72
ПЭНП + 10,0 % крахмал	6,88	106,48	176,57
ПЭНП + 15,0 % крахмал	6,36	84,80	167,18
ПЭНП + 20,0 % крахмал	5,47	67,60	154,04
ПЭНП + 30,0 % крахмал	4,08	52,44	148,44
ПЭНП + 40,0 % крахмал	3,82	32,30	114,23
ПЭНП + 45,0 % крахмал	3,55	33,12	112,41
ПЭНП + 50,0 % крахмал	3,18	30,29	84,55
ПЭНП + 55,0 % крахмал	3,15	17,08	75,65

Модификация синтетических полимеров природными добавками, в частности крахмалом, является одним из наиболее перспективных подходов к созданию биоразлагаемых материалов [10, 11].

Термическая модификация крахмала позволяет улучшить его совместимость с гидрофобными полимерами за счёт снижения гидрофильности и изменения кристаллической структуры [12].

Моностеарат глицерина (МСГ) как амфифильное соединение эффективно выполняет функцию compatibilizatora в системах полимер/крахмал, обеспечивая улучшение межфазной адгезии и механических свойств композитов [13, 14]. Применение МСГ в концентрации 3-7 масс. % позволяет достичь оптимального баланса между совместимостью компонентов и сохранением технологических свойств материала.

Объекты и методы исследования.

В работе использовали полиэтилен низкой плотности (ПЭНП) марки ПЭ F-0220 (Shurtan Gas Chemical Complex LLC, Узбекистан) с показателем текучести расплава 1,5-2,5 г/10 мин (при 190°C и нагрузке 2,16 кг), плотностью 0,92 г/см³.

В качестве compatibilizatora использовали моностеарат глицерина (МСГ) (ООО «Реахим», Россия) с температурой плавления 58-60°C и кислотным числом не более 3 мг КОН/г.

Композиты ПЭНП/крахмал/МСГ получали методом расплавленного смешения на лабораторном одношнековом экструдере при температуре 160-180°C и скорости вращения шнеков 30 об/мин. Предварительно компоненты смешивали в сухом виде в соответствующих пропорциях. Содержание МСГ во всех композициях было постоянным и составляло 5 масс. %. Содержание термически модифицированного рисового крахмала варьировали от 0 до 55 масс. % (0, 5, 10, 15, 20, 30, 40, 45, 50, 55 масс. %). Полученные экструдаты гранулировали и использовали для приготовления образцов для испытаний методом горячего прессования при температуре 170°C и давлении 10 МПа.

Механические свойства композитов определяли на универсальной испытательной машине Shimadzu AGX-V при скорости растяжения 5 мм/мин согласно ГОСТ 11262-2017. Образцы имели форму двусторонней лопатки с рабочей частью 50×10×1 мм. Для каждого состава испытывали не менее 4 образцов.

Результаты и их обсуждение.

Исследованы механические свойства композитов ПЭНП/крахмал/МСГ с различным содержанием модифицированного рисового крахмала, результаты которых представлены в табл. 1 и на рис. 1-3.

Анализ результатов исследования (табл. 1 и рис. 1) показал, что прочность при растяжении композитов ПЭНП/крахмал/МСГ монотонно снижается с увеличением содержания модифицированного рисового крахмала. Наибольшее значение прочности при растяжении (8,32 Н/мм²) наблюдается для исходного ПЭНП. При введении 5,0 масс. % крахмала прочность снижается до 6,99 Н/мм², что

составляет 84,0 % от прочности исходного ПЭНП. При содержании крахмала 10,0 масс. % прочность почти не изменяется (6,88 Н/мм²), а затем начинает заметно снижаться при дальнейшем увеличении содержания крахмала. При 20,0 масс. % крахмала прочность составляет 5,47 Н/мм² (65,7 % от исходной), при 40 масс. % – 3,82 Н/мм² (45,9 %), а при 55 масс. % достигает минимального значения 3,15 Н/мм² (37,9 % от прочности исходного ПЭНП).

Снижение прочности при растяжении с увеличением содержания крахмала в композитах ПЭНП/крахмал/МСГ может быть объяснено несколькими ниже следующими факторами.

Различие в структуре и свойствах ПЭНП и крахмала. ПЭНП – гидрофобный полимер с линейной структурой и высокой молекулярной массой, а крахмал – гидрофиль-

ный полисахарид с разветвлённой структурой. Это приводит к ограниченной совместимости компонентов на молекулярном уровне даже при наличии compatibilizatora. Несмотря на то, что термическая модификация снижает гидрофильность крахмала за счёт уменьшения количества доступных гидроксильных групп, полная совместимость с ПЭНП не достигается.

Образование агломератов частиц крахмала при высоких концентрациях, что приводит к появлению дефектов структуры и снижению механической прочности композита. Эти агломераты действуют как концентраторы напряжений, способствуя преждевременному разрушению материала при растяжении.

Нарушение кристаллической структуры ПЭНП при введении крахмала, что подтверждается данными других исследований. Крахмал может действовать как нуклеирующий агент, изменяя степень кристалличности ПЭНП и размер сферолитов, что, в свою очередь, влияет на механические свойства.

Низкая адгезия между фазами ПЭНП и крахмала, несмотря на присутствие МСГ в качестве compatibilizatora. При высоких концентрациях крахмала количества compatibilizatora (5 масс. %) может быть недостаточно для обеспечения эффективного взаимодействия между всеми частицами крахмала и полимерной матрицей.

Исследовано также удлинение при разрыве композитов (рис. 2), что демонстрирует ещё более выраженную тенденцию к снижению с увеличением содержания крахмала по сравнению с прочностью при растяжении. Исходный ПЭНП характеризуется очень высоким значением удлинения при разрыве (488,11 %), что отражает его высокую эластичность и способность к холодной вытяжке.

При введении 5,0 масс. % крахмала удлинение при разрыве снижается до 279,41 % (57,2 % от исходного значения). Дальнейшее увеличение содержания крахмала до 10,0 масс. % приводит к резкому падению удлинения до 106,48 % (21,8 % от исходного значения).

При содержании крахмала 15,0-20,0 масс. % удлинение составляет 84,80-67,60 %, а при 30,0-50,0 масс. % – 52,44-30,29 %. Наименьшее значение удлинения при разрыве (17,08 %) наблюдается при максимальном содержании крахмала (55 масс. %), что составляет всего 3,5 % от удлинения исходного ПЭНП.

Такое резкое снижение удлинения при разрыве с увеличением содержания крахмала объясняется следующими факторами:

Ограничением подвижности макромолекул ПЭНП в присутствии жёстких частиц крахмала. Частицы крахмала препятствуют ориентации и скольжению цепей ПЭНП при растяжении, что значительно снижает способность материала к деформированию.

Увеличением дефектности структуры композита за счёт образования микропустот на границе раздела фаз ПЭНП/крахмал. Эти микропустоты при растяжении способствуют образованию и распространению микротрещин, что приводит к преждевременному разрушению материала.

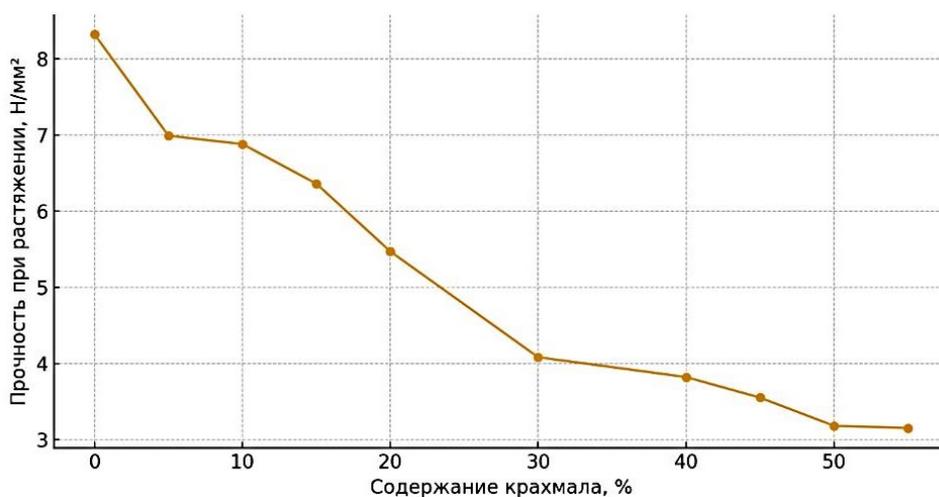


Рис. 1. Зависимость прочности при растяжении композитов ПЭНП/крахмал/МСГ от содержания модифицированного рисового крахмала

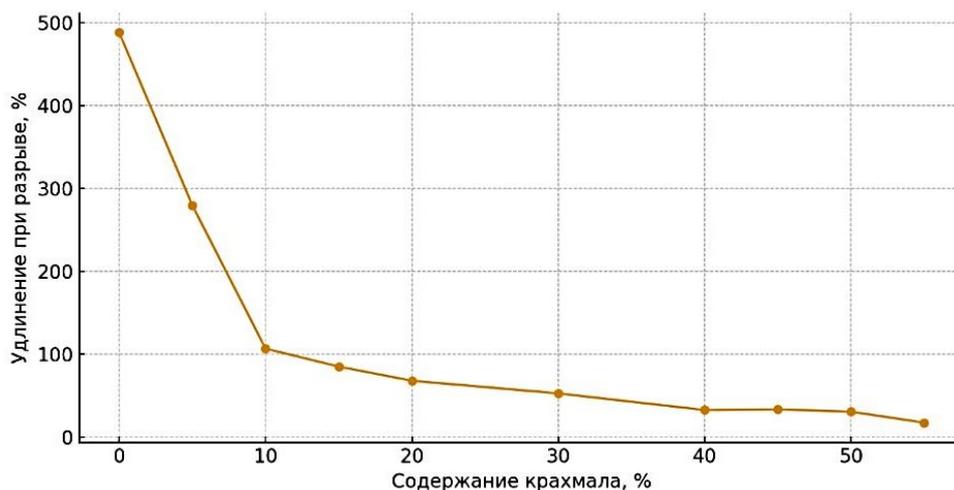


Рис. 2. Зависимость удлинения при разрыве композитов ПЭНП/крахмал/МСГ от содержания модифицированного рисового крахмала

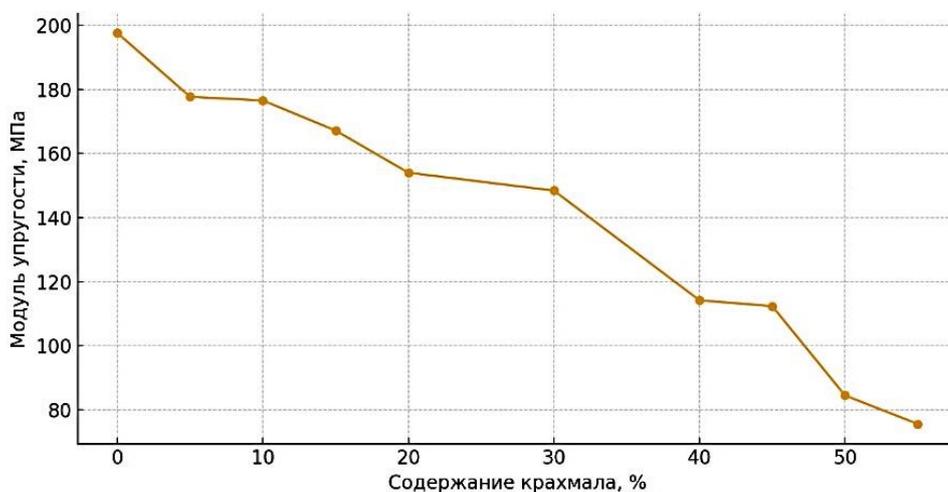


Рис. 3. Зависимость модуля упругости композитов ПЭНП/крахмал/МСГ от содержания модифицированного рисового крахмала

Перколяционным эффектом при высоких концентрациях крахмала (>30 масс. %), когда частицы крахмала начинают образовывать непрерывную сеть в объеме материала. Это приводит к существенному изменению механизма деформации композита от вязкоупругого (характерного для ПЭНП) к хрупкому (характерному для крахмала).

Изменением молекулярной подвижности полимерных цепей в межфазных областях. Даже при наличии компатибилизатора (МСГ) межфазные взаимодействия могут приводить к иммобилизации сегментов макромолекул ПЭНП, что снижает их способность к конформационным перестройкам при растяжении.

Модуль упругости композитов (рис. 3) также демонстрирует тенденцию к снижению с увеличением содержания крахмала, хотя и менее выраженную, чем удлинение при разрыве. Для чистого ПЭНП модуль упругости составляет 197,62 МПа, что соответствует типичным значениям для этого материала. При введении 5 масс. % крахмала модуль упругости снижается до 177,72 МПа (89,9 % от исходного), а при 10 масс. % – до 176,57 МПа (89,3 %). При дальнейшем увеличении содержания крахмала модуль упругости продолжает снижаться: при 20 масс. % крахмала он составляет 154,04 МПа (78,0 % от исходного), при 40 масс. % – 114,23 МПа (57,8 %), а при 55 масс. % достигает минимального значения 75,65 МПа (38,3 % от модуля упругости чистого ПЭНП).

Снижение модуля упругости с увеличением содержания крахмала является несколько неожиданным результатом, поскольку обычно введение жесткого наполнителя приводит к повышению модуля упругости композита. Однако наблюдаемый эффект может быть объяснен следующими факторами:

Нарушение кристаллической структуры ПЭНП при введении крахмала и МСГ. Известно, что модуль упругости полукристаллических полимеров, таких как ПЭНП, в значительной степени определяется степенью кристалличности и морфологией кристаллических областей. Введение крахмала может приводить к снижению степени кристалличности ПЭНП или изменению размеров и формы кристаллитов, что отражается на жесткости материала.

Пластифицирующее действие МСГ, которое может быть более выраженным при высоких концентрациях крахмала. МСГ, помимо функции компатибилизатора, может действовать как пластификатор, снижая температуру стеклования и модуль упругости полимерной матрицы.

Образование неоднородной структуры с множеством дефектов (микропустот, трещин) на границе раздела фаз при высоких концентрациях крахмала. Эти дефекты снижают эффективную жесткость материала, особенно при малых деформациях, когда определяется модуль упругости.

Возможное частичное разрушение структуры крахмала в процессе переработки композита (экструзии и горячего прессования) при высоких температурах (160-180°C), что может приводить к снижению его собственной жесткости. Хотя термическая модификация повышает термостабильность крахмала, при высоких температурах переработки и механических напряжениях может происходить дополнительная деструкция.

Интересно отметить, что несмотря на общую тенденцию к снижению механических свойств с увеличением содержания крахмала, имеются определенные концентрации, при которых наблюдается относительная стабилизация свойств. Например, в диапазоне концентраций крахмала 5-15 масс. % прочность при растяжении снижается незначительно (с 6,99 до 6,36 Н/мм²), что может указывать на формирование оптимальной морфологии композита при таких концентрациях.

Сравнение полученных результатов с литературными данными показывает, что термическая модификация рисового крахмала позволяет получить композиты с относительно высокими механическими свойствами при содержании крахмала до 20 масс. %.

Это может быть связано с тем, что термическая модификация снижает гидрофильность крахмала и улучшает его совместимость с ПЭНП, а также повышает термостабильность крахмала при переработке композита.

Механизм действия МСГ как компатибилизатора в системе ПЭНП/крахмал заключается в формировании мостиковых связей между гидрофобной полимерной матрицей и гидрофильными частицами крахмала. Гидрофобная часть молекулы МСГ (стеариновая кислота) взаимодействует с ПЭНП, а гидрофильная (глицерин) — с гидроксильными группами крахмала, обеспечивая лучшую адгезию между фазами. Однако при высоких концентрациях крахмала (>30 масс. %) количество МСГ (5 масс. %) может быть недостаточным для обеспечения эффективной компатибилизации всех частиц крахмала, что приводит к более резкому снижению механических свойств.

Для практического применения в качестве упаковки горно-химических реагентов критически важным является сохранение минимально необходимых прочностных характеристик при обеспечении биоразлагаемости материала.

Применение для упаковки горно-химических реагентов:

- флотационные реагенты: требования к прочности 4-6 Н/мм², влагостойкость;
- коагулянты и флокулянты: барьерность по отношению к влаге, герметичность;
- окислители и восстановители: химическая стойкость, предотвращение контакта с влагой;
- рН-регуляторы: устойчивость к кислым и щелочным средам.

Оптимальное содержание модифицированного рисового крахмала 15-20 масс. % обеспечивает прочность при растяжении 5,47-6,36 Н/мм², что соответствует требованиям для упаковки большинства горно-химических реагентов. При этом достигается компромисс между механическими свойствами и способностью к биодegradации в природных условиях горнопромышленных территорий.

Снижение модуля упругости до 154-167 МПа в оптимальном диапазоне концентраций крахмала обеспечивает необходимую гибкость упаковочного материала, предотвращая образование трещин при транспортировке и складировании реагентов в условиях перепадов температур, характерных для горнодобывающих регионов.

Заключение.

Исследовано влияние содержания модифицированного рисового крахмала (5-55 масс. %) на механические свойства биоразлагаемых композитов на основе ПЭНП с использованием моностеарата глицерина (5 масс. %) в качестве компатибилизатора.

Установлено, что с увеличением содержания крахмала прочность при растяжении, удлинение при разрыве и модуль упругости композитов снижается, что связано с различиями в структуре и свойствах ПЭНП и крахмала, а также с образованием агломератов частиц крахмала при высоких концентрациях.

Выявлено, что оптимальное содержание модифицированного рисового крахмала в композитах ПЭНП/крахмал/МСГ с точки зрения баланса механических свойств и потенциальной биоразлагаемости составляет 15-20 масс. %. При таком содержании крахмала композиты сохраняют достаточно высокую прочность при растяжении (5,47-6,36 Н/мм²) и приемлемое удлинение при разрыве (67,60-84,80 %), при этом модуль упругости остается на уровне 154,04-167,18 МПа.

Модифицированный рисовый крахмал является перспективным компонентом для создания биоразлагаемых композитов на основе ПЭНП.

Разработанные композиты могут найти применение в упаковке флотационных реагентов, коагулянтов, рН-регуляторов и других химических веществ, используемых в горнодобывающей промышленности.

Библиографический список:

1. Geyer R., Jambeck J.R., Law K.L. Production, use, and fate of all plastics ever made // *Science Advances*. 2017. Vol. 3, No. 7. Art. no. e1700782. DOI: 10.1126/sciadv.1700782.
2. Pashkevich M.A., Alekseenko A.V. Application of polymeric materials for abating the environmental impact of mine wastes // *Journal of Physics: Conference Series*. 2019. Vol. 1384, No. 1. Art. no. 012039. DOI: 10.1088/1742-6596/1384/1/012039.
3. Emadian S.M., Onay T.T., Demirel B. Biodegradation of bioplastics in natural environments // *Waste Management*. 2017. Vol. 59. P. 526-536. DOI: 10.1016/j.wasman.2016.10.006.
4. Khan B., Bilal Khan Niazi M., Samin G., Jahan Z. Thermoplastic starch: a possible biodegradable food packaging material—a review // *Journal of Food Process Engineering*. 2017. Vol. 40. No. 3. Art. no. e12447. DOI: 10.1111/jfpe.12447.
5. Samir A., Ashour F.H., Hakim A.A.A. Recent advances in biodegradable polymers for sustainable applications // *NPJ Materials Degradation*. 2022. Vol. 6. Art. no. 27. DOI: 10.1038/s41529-022-00234-x.
6. Wang H., Sun X., Seib P. Strengthening blends of poly(lactic acid) and starch with methylenediphenyl diisocyanate // *Journal of Applied Polymer Science*. 2001. Vol. 82. No. 7, pp. 1761-1767. DOI: 10.1002/app.1971.
7. Averous L., Halley P.J. Biocomposites based on plasticized starch // *Biofuels, Bioproducts and Biorefining*. 2009. Vol. 3. No. 3, pp. 329-343. DOI: 10.1002/bbb.135.
8. Khoo R.Z., Ismail H., Chow W.S. Thermal and morphological properties of poly(lactic acid)/nanocellulose nanocomposites // *Procedia Chemistry*. 2016. Vol. 19, pp. 788-794. DOI: 10.1016/j.proche.2016.03.088.
9. Masek A. Biodegradable polyolefin/thermoplastic starch blends // In: *Handbook of Biopolymers and Biodegradable Plastics: Properties, Processing and Applications* / Ed. S. Ebnesaajad. Oxford: William Andrew Publishing, 2013, pp. 295-320. ISBN: 978-1-4557-2834-3.
10. Zavareze E.D.R., Dias A.R.G. Impact of heat-moisture treatment and annealing in starches: A review // *Carbohydrate Polymers*. 2011. Vol. 83, No. 2, pp. 317-328. DOI: 10.1016/j.carbpol.2010.08.078.
11. Clasen S.H., Müller C.M.O., Pires A.T.N. Maleic anhydride as coupling agent in polyethylene/thermoplastic starch blends // *Journal of Applied Polymer Science*. 2015. Vol. 132. No. 12. Art. no. 41697. DOI: 10.1002/app.41697.
12. Huneault M.A., Li H. Morphology and properties of compatibilized polylactide/thermoplastic starch blends // *Polymer*. 2007. Vol. 48. No. 1, pp. 270-280. DOI: 10.1016/j.polymer.2006.11.028.
13. Reddy N., Yang Y. Thermoplastic films from plant proteins // *Journal of Applied Polymer Science*. 2013. Vol. 130. No. 2, pp. 729-736. DOI: 10.1002/app.39201.
14. Mani R., Bhattacharya M., Tang J. Functionalization of polyesters with maleic anhydride by reactive extrusion // *Journal of Polymer Science Part A: Polymer Chemistry*. 1999. Vol. 37. No. 11, pp. 1693-1702. DOI: 10.1002/(SICI)1099-0518(19990601)37:11.

HT-250-01; HT-250 M

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
ТОКАРНЫЙ СТАНОК



NMZ
Экспорт качества и инноваций

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

MAYDALASH USKUNALARINING ISHONCHLILIGI VA UNUMDORLIGINI OSHIRISH BO'YICHA CHORA-TADBIRLAR ISHLAB CHIQISH



Muminov R.O.,
NDK va TU «Muhandislik mexanikasi»
kafedrası professori, t.f.d.



Kaxharov O.O.,
NDK va TU «Konchilik elektr mexanikasi»
kafedrası assistenti



Mahmudova M.F.,
NDK va TU «Muhandislik mexanikasi»
kafedrası assistenti, doktorant

Maqolada maydalash uskunalarning ishonchligi va uzoq muddat xizmat qilishini oshirish usullari ko'rib chiqilgan. Rudani yirik, o'rt va mayda maydalash uchun mo'ljallangan maydalash uskunalarning turlari va ishlash prinsiplari keltirilgan. Shu jumladan, o'rt va mayda maydalash uchun mo'ljallangan KSD turidagi konusli maydalagichning kinematik sxemasi tavsiflangan. Shuningdek, ushbu turdagi maydalagichlarni ta'mirlash ishlarining murakkabligi haqida ham ma'lumot berilgan.

Kalit so'zlar: maydalash va maydalash uskunalari, ishonchlik, ta'mirlash, texnika va texnologiyalar, boyitish fabrikasi.

В статье рассматриваются методы повышения надёжности и долговечности дробильного оборудования. Представлены типы и принципы работы дробильного оборудования для крупного, среднего и мелкого дробления руды. В том числе описана кинематическая схема конусной дробилки среднего дробления типа КСД. А также приведена информация о сложности ремонтных работ дробилок данного типа.

Ключевые слова: дробильно-измельчительное оборудование, надёжность, ремонт, техника и технологии, обогащённая фабрика.

Respublikamizni ijtimoiy va iqtisodiy tomondan rivojlantirishda tabiiy boyliklaridan, ayniqsa yer osti boyliklaridan samarali va oqilona foydalanish muhim ahamiyat o'rin tutadi. Buning uchun foydali qazilmalarni yer osti va ochiq usulda qazib olishni yuqori sur'atlar bilan rivojlantirish talab qilinadi. Jahonning rivojlangan mamlakatlarida maydalash-ezish uskunalari ishonchligi va resurs tejamliligini oshirish bo'yicha chuqur nazariy va eksperimental tadqiqotlar olib borilmoqda. Iqtisodiy va ijtimoiy rivojlanishning asosiy yo'nalishlarida konchilik sanoati va yo'l qurilishida ishlatiladigan tosh maydalash uskunalari asosiy parametrlarining ratsional qiymatlarini ishlab chiqish uchun xom ashyoning qattiqligi, xossalari, ularni qazib olish va maydalash to'g'risidagi ma'lumotlarni qayta ishlash, ishlab chiqarishning turi sohalari uchun resurs tejamliligini ta'minlaydigan samarali, ma'dan maydalagichlarning takomillashtirilgan ishchi qismlarini yaratish, shuningdek zamonaviy texnika va texnologiyalarni ishlab chiqarishga keng joriy etishni jadallashtirish orqali konchilik va qurilish mahsulotlari sifatini yaxshilash va tannarxini kamaytirishga alohida e'tibor qaratilmoqda.

Temir va uning qotishmalari jahonda metall ishlab chiqarishining 90 % dan ortig'ini tashkil qiladi, shuning uchun qora metallar ishlab chiqarish xarajatlarini kamaytirish mashinasozlik, neft-gaz va boshqa sohalarda maxsulot tannarxini pasaytirishni ta'minlaydi.

Respublikamizda turli sohalarda ishlab chiqarishni rivojlantirish, energiya tejamliligini ta'minlash uchun ma'dan maydalash uskunalarning yangi turlarini yaratish hamda takomillashtirish bo'yicha keng miqyosda ilmiy tadqiqotlarni olib borishga xususan, konchilik va qurilish sanoati uchun yuqori samarali va resurs tejamlor uskunalarni ishlab chiqish bo'yicha qator chora-tadbirlar amalga oshirilmoqda [1].

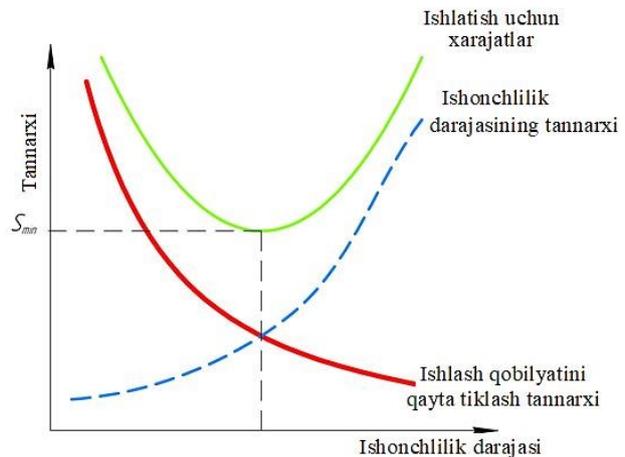
Rivojlanayotgan bozor iqtisodiyoti sharoitida mamlakat milliy iqtisodiyotini yanada samarali rivojlantirish zarurati yangi progressiv texnologiyalar va yangi texnologik jihozlarni ishlab chiqish va joriy etish vazifasini qo'yimoqda. Ishlab chiqarishni intensivlashtirish va barcha

turdagi resurslarni tejashga mavjud asbob-uskunalar unumdorligini oshirish va uning ishlamay qolish vaqtini qisqartirish hisobiga erishish mumkin. Bunga yanada samaraliroq yangi asbob-uskunalaridan foydalanish yoki mavjud uskunalarga texnik xizmat ko'rsatish va ishonchligi darajasini oshirish orqali erishish mumkin. Zamonaviy mashinasozlik va umuman xalq xo'jaligi mashinasozlik ishlab chiqarishining asosiy konstruktiv materiali bo'lgan qora metallarga turli po'latlar, cho'yanlarga bo'lgan talabning tobora ortib borishi bilan tavsiflanadi. Temir va uning qotishmalari global metall ishlab chiqarishning 90 % dan ortig'ini tashkil qiladi. Qora metallar ishlab chiqarish uchun ishlab chiqarish tannarxini pasaytirish, shuningdek, mashinasozlik mahsulotlari tannarxini pasaytirishni, shuningdek, boshqa tarmoqlarda – qurilish sanoatida, rivojlanishi uchun metall talab qiladigan neft va gaz sanoatida ham xarajatlarni kamaytirishni ta'minlaydi. Konchilik mashinalarining ishlashi (ishonchligi) ularning ishlash ko'rsatkichlariga bevosita ta'sir qiladi. Uskunalar ishlab chiqarish texnologik zanjirining ko'p bo'g'inligi va zichligi natijasida alohida mashinalar va mexanizmlarning ishonchligi yetarli emasligi butun majmuaning foydali mashina vaqtining kamayishiga olib keladi. Kompleksning biron bir elementining ishlamay qolishi, qoida tariqasida, karyerdagi jarayonni, kompleksni yoki kon ishlarini to'xtatishga olib keladi, shuning uchun dastlab kompleksning har bir elementining ishonchligiga qo'yiladigan talablar ortadi. Konchilik va qayta ishlash korxonalarini katta quvvat birligiga ega yuqori unimli kon uskunalari bilan jihozlash va kompozit bloklarda doimiy odamlar bo'lmagan holda ishonchli ishlashni ta'minlaydigan avtomatlashtirilgan uskunalarni majmualarini yaratish faqat ishonchli uskunalarni asosidagina amalga oshirish mumkin. Uskunaning ishonchligini oshirish va ta'mirlash vaqtida uning ishlamay qolish muddatini qisqartirish muammosining iqtisodiy mohiyati dolzarb muammo hisoblanadi. Maqsadimiz esa ishlab chiqarishning barqaror ishlashini ta'minlash, mehnat unumdorligini oshirish va foydali qazilmalarni qazib olish tannarxini pasaytirishdir [2].

Konchilik boyitish fabrikasining bo'laklab-maydalash uskunalarini ishlatish amaliyoti favqulodda vaziyatlarning yuzaga kelishi bilan bog'liq bo'lgan uzoq vaqt to'xtab qolishlarni ko'rsatadi. Maydalash uskunalarini ta'mirlash bilan bog'liq majburiy to'xtashlar ish vaqtining 21 % iga yetadi. Shu bilan birga, tarkibiy qismlarning kutilmagan buzilishlari tufayli ishni to'xtab qolishlari ham ko'zatiladi. Shuningdek, maydalagichlarning bir smenada ishlamay qolishi ishlab chiqarishda metallurgiya kombinatiga 15-20 ming m^3 dan ortiq maydalangan ruda yetishmasligiga olib kelishi mumkin. Maydalash uskunalarini ishlash jarayonidagi to'xtab qolishlari, nosozliklarning ko'pligidan ta'mirlashlarning zarurligini talab etadigan va eskirgan qismlarini (eskirgan zirhlarni) almashtirishni talab qiladi. Konusli maydalagichlarning ish vaqtida zirhlarga (ezish jag'iga) ta'sir etuvchi yuklarning murakkabligi tufayli mashina yuqori kuchlanish holatida ishlaydi. Ular 100-190 t oraliqidagi rudalarni maydalash uchun qabul qilinadi va keyingi jarayon amalga oshiriladi. Tog' jinslarining siqilishga bo'lgan mustahkamlik chegarasi 100-150 MPa ga teng bo'lishi mumkin. Tog' jinslarining siqilishga bo'lgan mustahkamlik chegarasini hisobga olgan holda zirh (ezish jag'i) ishlab chiqarish uchun ishlatiladigan po'lat sifatiga qo'yiladigan talablarni, shuningdek, maydalagich qismlari va agregatlarini sifatiga qo'yiladigan talablarga katta e'tiborni talab qiladi [3]. Shunga ko'ra, zirh (ezish jag'i) uchun ishlatiladigan 110G13L po'latning mexanik xususiyatlarini o'zgartirish orqali oshirish yoki yangi zirhlar (ezish jag'lar) uchun fizik, kimyoviy va mexanik xususiyatlarga ega bo'lgan 4X16M2 tipidagi xromli yuqori legirlangan yemirilishga bardoshli chuyanalardan foydalanib erishish mumkin. Yirik, o'rta va kichik maydalagichlar hamda sharli tegimonlarni o'z ichiga olgan bo'laklab-maydalash uskunalarini samaradorligini oshirishning eng muhim omili uning ishonchlilikidir, bu ko'p jihatdan montaj va ta'mirlash ishlarining sifatiga, agregatlarga o'z vaqtida samarali xizmat ko'rsatishga bog'liq bo'ladi. Ishonchlilikning past darajasi mahsulot tannarxiga, vaqt xarajatlariga ta'sir qiladi va ba'zi hollarda odamlar va atrof-muhit xavfsizligiga ham tahdid solishi mumkin. Ishonchlilik muammosi zamonaviy texnologiyalarning diqqat markazida bo'lib, uning tavsiflanishining turli darajalarida ishonchlilik tabiatini o'rganish zamonaviy texnologiya dialektikasi va metodologiyasini ishlab chiqishni amaliy zarur va nazariy jihatdan ahamiyatli hisoblanadi. Maydalash uskunalarining ishonchligi uning unumdorligi bilan chambarchas bog'liq bo'ladi. Maydalash uskunalarining ishonchligini ta'minlashni uning ishlar sharoitlaridan alohida ko'rib chiqish mumkin emas. Maydalash uskunalarining maqsadiga qarab, ishonchlilik talablari farq qilishi mumkin. Iqtisodiy nuqta nazarga ega bo'lmagan hollarda, ular odatda maksimal ishonchlilikka intiladi. Iqtisodiy maqsadlar birinchi o'ringa qo'yilgan joylarda uskunalar optimal ishonchlilikka ega bo'lishi kerak (1-rasm).

Bog'liqlik grafikdan (1-rasm) ko'rinib turibdiki, maydalash uskunalarining ishonchlilik darajasining oshishi bilan ishlar qobiliyatining qayta tiklash tannarxi chiziqi kamayadi, ishlatish uchun xarajatlar esa nochiqliq parabolik ravishda o'zgarib to'radi. Har xil parametrlar bo'yicha qurilmalarni diagnostika qilishning zamonaviy usullaridan foydalanish asosida agregat komponentlarining texnik holatini ishonchli baholash muammosini samarali hal qilish mumkin. Bu tadqiqotning yana bir muhim yo'nalishini – kuch, tebranish va endoskopik diagnostika yordamida maydalagichning texnik holatini baholash tizimini ishlab chiqishni belgilaydi [4].

Maydalash uskunasi katta o'lchamli eskirgan qismlari-massasi 43 t yoki undan ko'proq bo'lgan maydalash konuslari, sharsimon tayanchlar, eksentriklar, vallar, halqali tishli mexanizmlarning funksiyalarini tiklash to'g'ridan-to'g'ri agregatlarning ishlar joyida amalga oshirilishi kerak bo'ladi. Biroq, buni amalga oshirish uchun yangi ta'mirlash texnologiyalarini ishlab chiqish va maxsus mashina qurilmalarini – qismlarni demontaj qilmasdan ta'mirlashni amalga oshirishga qodir bo'lgan mobil mashinalarni, ishlov berish operatsiyalarini bajarishni ta'minlaydigan ko'p funksiyali texnologik modullarni, silindrsimon, sharsimon va shaklli yuzalarni sirtini qoplash, purkash va pardozlash ishlarini bajarish talab etiladi.



1-rasm. Ishonchlilikning optimal darajasini aniqlash grafiqi

1-jadval
Maydalangan rudalarning 3 turdagi o'lchamlari, mm

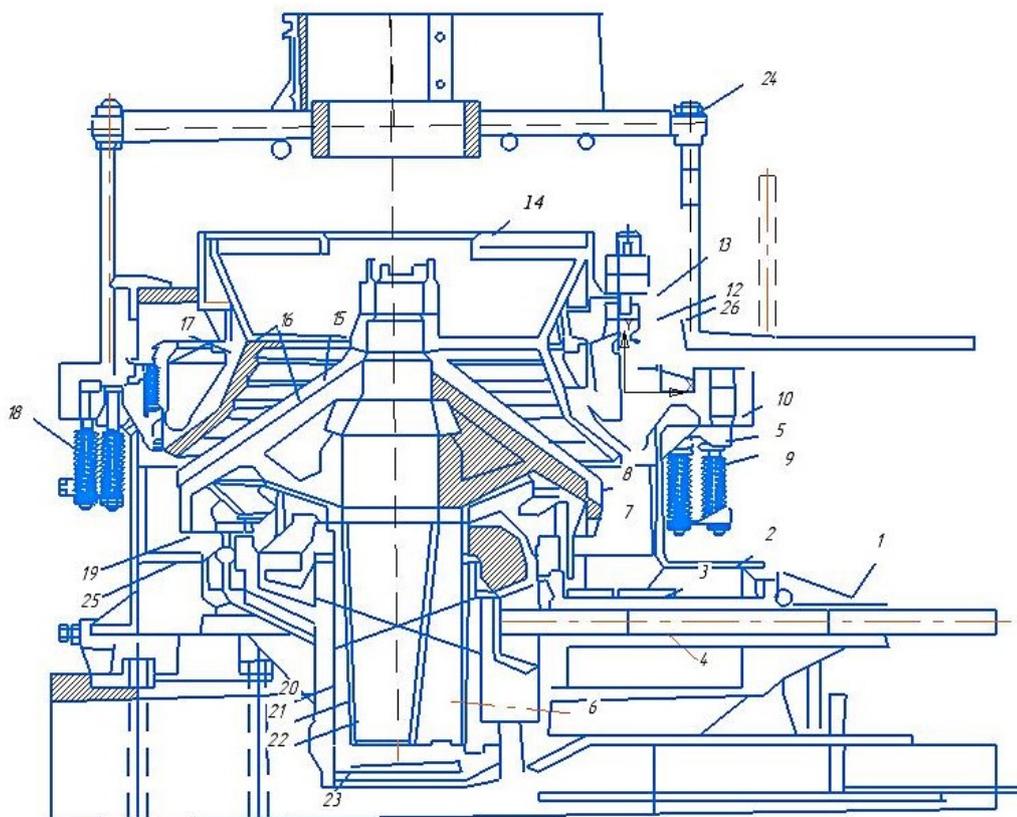
Maydalagich turi	Dastlabki materialning o'lchami, mm	Tayyor materialning o'lchami, mm
Yirik maydalash	1500	100 – 350
O'rta maydalash	100 – 250	40 – 50
Kichik maydalash	40 – 50	5

Maydalagichlar maydalangan rudalarning o'lchamlariga ko'ra 3 turga bo'linadi va 1-jadvalda keltirilgan.

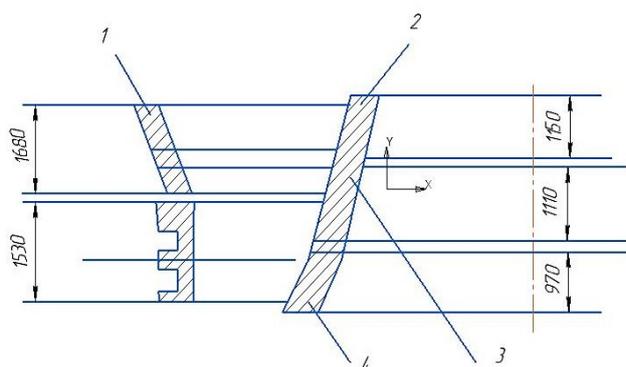
Hozirgi vaqtda ishlatiladigan asbob-uskunalar katta ruda blokini bir vaqtning o'zida tanlanishi mumkin bo'lgan mayda zarrachalarga ajrata olmaydi, shuning uchun rudani maydalash va maydalashni bosqichma-bosqich amalga oshirilishi kerak [5].

Maydalash jarayonida ezilgan materialning mustahkamlik siqilish chegarasi, kuchi 300 MPa dan oshmasligi kerak. O'rta va kichik maydalash uchun konusli maydalagichlarning o'lchamlari harakatlanuvchi konus asosining diametri bilan tavsiflanadi. Bu maydalagichlar uchun harakatlanuvchi konus asosining diametri 3000 mm ga teng bo'lishi mumkin. KSD, KMD o'rta va kichik maydalagichlar maydalash zonasining profili va rudani tushirish tirqishidagi yuklash teshigining o'lchami bilan ajralib turadi. KSD o'rta maydalagichlar KMD kichik maydalagichlariga nisbatan, hosil bo'ladigan harakatlanuvchi konus uzunligi qisqaroq va parallel zonaning uzunligi esa sezilarli darajada kattaroq (1,5-2 marta) bo'ladi, shuning uchun KMD kichik maydalagichlar qisqa konusli maydalagichlar deb ataladi. KSD, KMD o'rta va kichik maydalagichlarda harakatlanuvchi konusning tebranishi, maydalagichni vertikal o'qidan og'ish burchagi 2-2,5° oraliqida bo'ladi. 2-rasm esa KSD tipidagi konusli maydalagich ko'rsatilgan.

Harakatlanuvchi konusning 15 korpusi eksentrik val 22 ning ustki qismiga mahkam o'rnatiladi, valning pastki uchi burchakli tishli g'ildirakdan aylanadigan eksentrik chashka 6 teshigiga erkin joylashadi. Bronza yoki bimetal aylanish mexanizmi 19 harakatlanuvchi tayanch qismi 7 ga mahkam o'rnatilgan, konusning massasini va ezish kuchining vertikal komponentini qabul qiladi. Gorizonttal komponent eksentrik val tomonidan qabul qilinadi. Stakan 12 maydalagichning mahkamlangan konusi bo'lib hisoblanadi va 4X16M2 tipidagi xromli yuqori legirlangan yemirilishga bardoshli chuyandan yasalgan futerovka bilan himoyalanaadi. Shuningdek, harakatlanuvchi konus ham 4X16M2 tipidagi xromli yuqori legirlangan yemirilishga bardoshli chuyandan yasalgan futerovka bilan qoplangan. Stakan 12 va tayanch halqasi 10 qat'iy-trapesiyali ip bilan birlashtirilgan. Ip aylanishi moslamasi yordamida sozlash halqasini ko'tarish yoki tushirishni tartibga solish uchun mo'ljallangan.



2-rasm. KSD tipidagi konusli maydalagich: 1 – harakatlanuvchi korpus; 2 – stanina; 3 – harakatlanuvchii korpusining qoplamasi; 4 – bloklash tizimi; 5 – prujina tayanchi, 6 – eksentrik chashka; 7 – harakatlanuvchi tayanch qismi; 8 – gidravlik ustun; 9 – prujinali amortizator; 10 – tayanch halqa; 11 – eksentrik val; 12 – stakan; 13 – himoya korpusi; 14 – tayanch halqasi; 15 – harakatlanuvchi konusning qoplamasi; 16 – silindrsimon vtulka; 17 – qo'zg'almas konusning zirhi (futerovkasi); 18 – prujinali amortizator; 19 – aylanish mexanizmi; 20 – silindrsimon vtulka; 21 – konusning qoplamasi; 22 – tayanch halqa; 23 – eksentrik val; 24 – yuklash platformasi; 25 – eksentrik qurilma; 26 – tayanch blok



3-rasm. YKM-1500/300 yirik konusli maydalagichning zirhlari ni joylashtirish sxemasi: 1 – konusni zirhlari; 2, 3, 4 – yuqori, o'rta va pastki konusning zirhlari

Aylanadigan moslama tayanch halqasiga o'rnatiladi va himoya korpusi 13 va palslar orqali eksentrik val 23 ning pastki qismiga ulanadi. Tayanch rezbasidagi o'qning bo'shlig'ini bartaraf qilish uchun sozlash halqasi himoya korpusiga qoziq bilan tortiladi. Uzatish mexanizmi va sharikli podshipnik gidravlik ustun 8 bilan changdan ishonchli himoyalangan. Eksentrik val 23 to'rtta diskdan iborat: birinchi (yuqori sifatli) po'lat eksentrik bilan birga aylanadi; ikkinchisi bronza, uchinchisi esa yuqori marganesli po'lat; to'rtinchisi po'latdir va qopqoqqa

biriktirilgan. O'rta maydalagichlarda tirqishni tushirish masofadan turib boshqarish mumkin, kichik maydalagichlarda esa qo'shimcha ravishda quvvat taqsimlagichdan boshqarish mumkin. Ezilgan mahsulotning qalinligi bo'yicha eng katta hajmi amalda aniqlanadi, jarayonning ishlashi va uskunadan foydalanish samaradorligiga ta'sir qiladi.

Ezilgan material maydalagich ostiga erkin tushadi va transport vositasida chiqariladi. Yuklash, maydalash va tushirish doimiy ravishda amalga oshirilib turiladi. Material maydalagichning yuqori qismidagi uchta stendga o'rnatilgan yuklash moslamasi prujina tayanchi 5 ning qabul qilish qutisidan 4 maydalagichga kiradi. Konusning atrofi bo'ylab bir xil yuklanishni ta'minlash uchun agregat konstruksiyasini majburiy quvvat tarqatuvchisini o'z ichiga oladi. Uning asosiy elementi aylanma oziqlantiruvchi bo'lib, rudaning barqaror va bir xil taqsimlanishini ta'minlaydi. Maydalagich elastik mufta 8 yordamida to'g'ridan-to'g'ri harakatlanuvchi tayanch qismi 7 ga bevosita ulangan bo'lib, fazali rotor asinxron elektro dvigatel tomonidan boshqariladi. Uzatgich validan prujinali amortizator 9 tishli mexanizm orqali aylanish tayanch halqa 10 ga uzatiladi, bu esa val 11 ga o'rnatilgan maydalash konusiga aylanma harakatni beradi. O'z navbatida, eksentrik val 11 stakan teshigi 12 ga bochkasimon bo'yni bilan asosli joylashadi va tayanch qismi 14 ning himoya halqasi 13 ga tayanadi. Stakan 12 ikkita harakatlanuvchi konus 15 ning yordamida eksentrik val 11 ga nisbatan aylanishidan harakatlanadi. Stakan 12 silindrsimon vtulka 16 da aylanadi va yotiq ramkaning markaziy qo'zg'almas konusining zirhi 17 ga zich bog'langan bo'ladi. Shuningdek, ikkita po'lat diskdan tashkil topgan prujinali amorizator 18 ga birlashtiriladi.

Maydalagich ezilgan mahsulot hajmini tartibga solish uchun mo'ljallangan, tushirish tiriqshining kengligini sozlash uchun mexanizatsiyalashgan tizim bilan jihozlangan. Tizim aylanish mexanizmi 19 ni va konusning qoplamasi 21 ni mahkamlash mexanizmini o'z ichiga oladi. Aylanish mexanizmi 19 tayanch halqasi 22 ning rezbasida konusning qoplamasi 21 ni aylantirish uchun mo'ljallangan. U ikkita gidravlik silindr bajarilgan, o'zaro haraktga ega bo'lgan va konusning qoplamasi 21 ga ulangan yuklash platformasi 24 ga aylanishni beradi. Gidrosilindrlarni gorizontallikda 90° burchak ostida aylantirish yo'li bilan yuklash platformasi 24 ni aylanish yo'nalishi o'zgartiriladi.

Maydalagichni ortiqcha yuklamadan himoya qilishni prujinali amortizator 9,18 lar yordamida amalga oshiriladi va tayanch halqa 22 ni tayanch blok 26 korpusiga zarur kuch bilan bosiladi. Juda ortiqcha (favqulodda) yuklar paydo bo'lganda, prujinalarning qo'shimcha siqilishi tufayli tayanch halqasi (boshqaruv halqasi bilan birga) bir tomonlama ko'tariladi [6].

Ishqalanish agregatlarini changdan himoya qilish uchun harakatlanuvchii korpusining qoplamasi 3, tayanch halqasi 14 orasida gidravlik klapan o'rnatilgan bo'lib, uning vannasida suyuqlik doimiy ravishda aylanib turadi va ular alohida moslamadan kuch orqali oziqlanadi. Eksentrik, sharsimon podshipnik va uzatuvchi valning ishqalanish yuzalarini moylash alohida moylash moslamasidan majburiy ravishda amalga oshiriladi. Demontaj ishlarining eng katta murakkabligi maydalagichning buzilgan qoplamasini, maydalash konusini almashtirish zarurati bilan bog'liq.

Konusli maydalagichlarning zirhlari yuqori kuchlanish ostida 100-190 t siklik yuklarda ishlaydi, bu esa agregatlarning ishdan chiqishiga va agregatlarning ishlamay qolishiga olib keladi.

Konusli maydalagichning bir smenali ishlamay qolishi butun texnologik zanjir bo'ylab uskunaning to'xtab qolishi va metallurgiya zavodiga 15000 m³ dan ortiq rudaning qisqarishini anglatadi, bu esa yetkazib beriladigan rudaning kunlik hajmining 8,1 % ni tashkil qiladi. Uskunaning ishlamay qolishini qisqartirish, uning ishlash samaradorligi va xizmat muddatini oshirish maqsadida qora metallar ishlab chiqarish uchun ishlab chiqarish xarajatlarini kamaytiradi, hamda xalq xo'jaligini rivojlantirish uchun ham ilmiy ham amaliy ahamiyatga ega bo'ladi.

Karyerdan keladigan rudani maydalash konusli maydalagichlardan boshlanadi. Maydalagichlarda materialni yo'q qilish jarayoni doimiy ravishda sodir bo'ladi va har bir daqiqada ishchi organlarning ishchi va bo'sh harakati bilan xarakterlanadi. Bu maydalagichlardagi tosh ikki konus orasida maydalanadi. Yuklash, maydalash va tushirish uzluksiz davom etadi. O'rta va mayda maydalagichlar, asosan, maydalash joyining hajmida joylashgan paralell zonaning uzunligi bo'yicha farqlanadi [7].

YKM-1500/300 KKD yirik turdagi maydalagichlar orasida yuqori qattiq suspenziyalii maydalagichlar keng tarqalgan, harakatlanuvchi konusning ikkita tayanchi bo'lganida konusning og'irligini va maydalash kuchining tarkibiy qismini oladigan yuqori qismi va pastki qismi eksentrik valning ichki zvenosi bo'ylab taqdim etilgan.

Maydalash moslamasi egik tasmali va konus tishli uzatmalarni o'z ichiga oladi. Eng ko'p tarqalgan o'rda KSD va kichik KMD maydalagichlar – bu harakatlanuvchi konusning konsol valiga ega. Harakatlanuvchi konusning sharsimon tayanchi, harakatlanuvchi halqani prujinali amortizatsiyasi va unda qo'zg'almas konusning zirhi 17 mustahkam joylashgan. YKM-1500/300 markali yirik konusli maydalagichning zirhlarini joylashtirish sxemasi 3-rasmda keltirilgan.

Konusli maydalagichlar zirhining yeyilishini tahlili asosida, yeyilishi jarayonini o'rganishda mavjud o'lchash usullarini ko'rib chiqish maqsadga muvofiqdir. Deformatsiyalangan qurilmaning o'lchamlarini aniqlash natijalari asosida to'liq shakl olinadi. Maydalagich zirhlari yemirilganda maydalash kamerasing shakli va hajmi o'zgaradi. Ushbu usulning asosiy kamchiligi o'lchovlar aniqligining pasayishiga olib keladi. Shuningdek, texnik bajarilishining ba'zi murakkabligini hisobga olish kerak bo'ladi [8].

Katta afzalligi – maydalagichni qismlarga ajratish zarurligini va zirhning har qanday yemirilganda ish bosqichida o'lchash qobiliyatini yo'qotishdir.

Bu afzalliklar maydalash kamerasing shaklini aniqlash uchun juda qulay usul hisoblanadi.

Favqulodda vaziyatlarda yemirilgan maydalagich zirhi yoki zirhning qalinligini maydalagichdan olib tashlash kerak bo'ladi. Birinchi holda (maydalash kamerasing shaklini plastik material bilan to'ldirilgan asbob yordamida o'lchash) maydalash kamerasing fizik o'lchamlari aniqlanadi, ikkinchi holda esa (tartibga soluvchi halqa va konusning maydalagich zirhi bilan yemirilganini o'lchash) – maydalash kamerasing tashkil etuvchi alohida qismlarning yeyilish xarakteri va tezligini aniqlash orqali ta'minlanadi [9].

Maydalagich zirhining ma'lum qismlarida o'lchovlarni amalga oshirish uchun o'lchash moslamalari U shaklidagi uning ichki yuzalaridan biri bo'lib, tanasining boshqa qismida uzunligi bo'yicha mahkamlangan vintlar joylashtirilgan. O'lchash paytida yeyilish asos taglik yuzasi bo'ylab yeyilgan zirhga qo'llaniladi va bu uning barcha o'lchovlarda o'z o'rnini ta'minlaydi.

Maydalagich zirhining tayanch yuzasi bo'ylab ishqalanishini tekshirgandan so'ng, o'lchash vintlari zirhning yeyilgan yuzasiga to'xtaguncha mahkamlanadi, hamda asosga nisbatan tashqi vintlar uzunligi o'lchanadi. Bunda yeyilish uzunlik va vintlarning ma'lum o'lchamlarini o'lchash yo'li bilan aniqlanadi. Yarim va to'liq yeyilgan maydalagich zirhlarini o'lchash moslamalari yordamida aniqlanadi. Bu profilarning grafik konstruksiyasi yordamida maydalash zirhining yeyilishi va maydalash kamerasing yeyilganligi haqidagi to'liq shakli olinadi.

Energiya darajasiga qarab, maydalagich rudalarni shaklni yaxshilash yoki hajmini sezilarli darajada kamaytirish uchun ishlatilishi mumkin. Zarbali maydalagichlarning kamchiligi shundaki, ular katta miqdorda mayda zarrachalar hosil qiladi [10]. O'z navbatida, o'zaro ta'sir kameraning geometriyasiga, maydalagichning dinamikasiga va tog' jinsning xususiyatlariga bog'liq.

Maydalagichning vertikal ko'ndalang kesimini hisobga oladigan bo'lsak, qopqoq stasionar konusga nisbatan oldinga va orqaga aylanadi. Siqilish harakati paytida ruda materiali siqilish kuchlanish maydoni ta'sirida maydalanadi. Maydalangan rudalarni bo'shatish harakati vaqtida material kamera bo'ylab pastga qarab oqishi mumkin [11].

Maydalagichlarni tanlash va ularning soni maydalangan rudalarning hajmi va uning fizik-mexanik xususiyatlari bilan belgilanadi. Mamlakatimizda va xorijda uch, to'rt bosqichli maydalash sxemalari eng ko'p tarqalgan. Birinchi holda yirik maydalash KKD turidagi maydalagichda, o'rtacha maydalash KSD turidagi maydalagichda, kichik maydalash esa KMD turdagi maydalagichlarda amalga oshiriladi.

Xulosa. Shunday qilib, maqolada maydalagichlarning ishlash prinsipi, chidamlilik shartlari va konstruksiyasi ko'rib chiqilgan. Shuningdek rudalarni maydalash jarayoni bosqichlari ularning boyitish fabrikalari uchun bir bosqichli maydalash jarayonlari keltirilgan. Shu bilan bir qatorda o'rtacha maydalash uchun KSD tipidagi konus maydalagichning umumiy sxemasi ham yoritib berilgan.

Shunga ko'ra, zirh (ezish jag'i) uchun ishlatililib kelingan 110G13L markali po'latning o'rniga, yangi zirhlar (ezish jag'lar) uchun fizik, kimyoviy va mexanik xususiyatlarga ega bo'lgan 4X16M2 tipidagi xromli yuqori legirlangan yemirilishga bardoshli bo'lgan chuyarlardan foydalanib taklif qilingan.

Shuningdek yirik, o'rta va mayda maydalagichlarni ta'mirlash, o'rnatish va yig'ish ishlari bo'yicha agregatlarning funktsionalligini tiklash imkonini ko'rib chiqilgan.

Tog' jinslarini o'rtacha maydalash uchun KSD tipidagi konus maydalagichning konstruksiyalari 1dan 26 gacha raqamlar bilan ko'rsatilgan va har qaysi qismlarning vazifalari keltirilgan.

Hamda ushbu maqolada yetkazib beriladigan rudaning kunlik hajmi, maydalagichlarning ishlamay turishini qisqartirish, uning ishlash unumdorligini va xizmat muddatini oshirish yullari haqida ma'lumotlar keltirilgan. Xuddi shuningdek, YKM-1500/300 markali yirik konusli maydalagichning zirklarini joylashtirish sxemasining shakli namoyon qilingan. Shu bilan bir qatorda zarbali maydalagichlarning kamchiliklari va afzalliklari ko'rib chiqilgan [12].

Bibliografik ro'yxat:

1. Серго Е.Е. Дробление измельчение и грохочение. Учебник для вузов. – М.: «Недра». 1985. – 285 с.
2. Бойко П.Ф. Методы повышения надежности и работоспособности горнотранспортного оборудования и дробильно-размольного оборудования. Сб. докладов международного научно-практического семинара «Методы повышения надежности и работоспособности горно-транспортного и дробильно-размольного оборудования». – г. Губкин, 2012 г. – С.14-18
3. Ataulov L.N., Muminov R.O., Makhmudov S.H.A. Kon elektromexanik uskunarini ishlatishtirish // O'quv darslik – Navoiy.: Navoiy nashriyoti, 2023. – 300 bet.
4. Островский М.С., Бойко П.Ф., Погонин А.А. Организация ремонта дробильного оборудования на основе диагностики его состояния. Труды международной научно-практической конференции «Современные технологии в промышленности строительных материалов и строительной индустрии», г. Москва, БГТУ им. В.Г. Шухова, 2005 г. – С. 364-366.
5. Ataulayev A.O., Akhmedov X.I., Muminov R.O., Isayev D.T., Oripov Z.B. Mashinasozlik texnologiyasi asoslari // O'quv qo'llanma. – Navoiy.: Navoiy nashriyoti, 2023. – 228 b.
6. Muminov R.O., Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Yu. Kompyuterli loyihalash // O'quv qo'llanma. – Navoiy.: Navoiy nashriyoti, 2023. – 272 b.
7. Rahmani-Sani A. Kinetic, equilibrium and thermodynamic studies on sorption of uranium and thorium from aqueous solutions by a selective impregnated resin containing carminic acid // A. Rahmani-Sani A., Hosseini-Bandegharai S.-H., Hosseini K., Kharghani H., Zarei, A. Rastegar // Journal of Hazardous Materials. – 2015. V. 286, pp. 152-163.
8. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2001. – 453 с.
9. Руднев В.Д. Конусные дробилки среднего и мелкого дробления // В.Д. Руднев. – Томск: Томский государственный университет, 1998. – 118 с.
10. Firas A. Design Aspects of Used Lubricating Oil Re-Refining // A. Firas. – Elsevier, 2006. – 122 p.
11. Великанов В.С., Бочков В.С., Дёрина Н.В., Бочкова К.В. Оценка технического состояния футеровочной брони конусных дробилок на основе цифровой диагностики их поверхностей // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 11-2. – С. 159-168. DOI: 10.25018/0236-1493-2022-112-0-159.
12. Muminov R.O., Ruzibaev A.N., Juraev N.N., Ravshanov J.R., Kuziev D.A. Development of measures to enhance the rotation and feed mechanism of a drill rig 2024 ISSN 0041-5790 (Print) • ISSN 2412-8333 (Online) • ugol'– russian Coal Journal, 2024, № 1, pp. 94-99 DOI: <http://dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2024-1-94-99>.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 2 (101) pp. 89-90

DEVELOPMENT OF MEASURES TO IMPROVE THE RELIABILITY AND PRODUCTIVITY OF CRUSHING EQUIPMENT

Muminov R.O., Professor of the Department of Engineering Mechanics, Doctor of Technical Sciences.

Kaxhorov O.O., Assistant Professor at the Department.

Mahmudova M.F. Assistant of the Department of Engineering.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan.

The article discusses methods for increasing the reliability and durability of crushing equipment. The types and operating principles of crushing equipment for coarse, medium and fine ore crushing are presented. Including a description of the kinematic diagram of a cone crusher of medium crushing type KSD. And also information is given on the complexity of repair work of crushers of this type.

Key words: crushing and grinding equipment, reliability, repair, technology and equipment, beneficiation plant.

Bibliography:

1. Sergio E.E. Crushing, grinding and screening. Textbook for universities. – M.: Nedra. 2005. – 285 p.
2. Boyko P.F. Methods for improving the reliability and performance of mining and transport equipment and crushing and grinding equipment. Collection of reports from the international scientific and practical seminar «Methods for improving the reliability and performance of mining and transport and crushing and grinding equipment». – Gubkin, 2012, pp. 14-18.
3. Atakulov L.N., Muminov R.O., Makhmudov S.A. Operation of mining electromechanical equipment // Textbook. – Navoi: Navoi Publishing House, 2023. – 300 p.
4. Ostrovsky M.S., Boyko P.F., Pogonin A.A., Organization of repair of crushing equipment based on diagnostics of its condition. Proceedings of the international scientific and practical conference «Modern technologies in the building materials industry and construction industry». – Moskva: BSTU named after V.G. Shukhov, 2005, pp. 364-366.
5. Ataulayev A.O., Akhmedov X.I., Muminov R.O., Isayev D.T., Oripov Z.B. Fundamentals of mechanical engineering technology // Textbook. – Navoi: Navoi Publishing House, 2023. – 228 p.
6. Muminov R.O., Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Yu. Computer-aided design // Textbook. – Navoi: Navoi Publishing House, 2023. – 272 p.
7. Rahmani-Sani A. Kinetic, equilibrium and thermodynamic studies on sorption of uranium and thorium from aqueous solutions by a selective impregnated resin containing carminic acid // Rahmani-Sani A., Hosseini-Bandegharai S.H., Hosseini K., Kharghani H., Zarei, A. Rastegar // Journal of Hazardous Materials. – 2015. V. 286, pp. 152-163.
8. Protasov Yu.I. Destruction of rocks. – Moscow: Publishing house of Moscow State Mining University, 2001. – 453 p.
9. Rudnev V.D. Cone crushers for medium and fine crushing // V.D. Rudnev. – Tomsk: Tomsk State University, 1998. – 118 p.
10. Firas A. Design Aspects of Used Lubricating Oil Re-Refining // A. Firas. – Elsevier, 2006. – 122 p.
11. Velikanov V.S., Bochkov V.S., Derina N.V., Bochkova K.V. Assessment of the technical condition of the lining armor of cone crushers based on digital diagnostics of their surfaces // Mining Informational and Analytical Bulletin. – 2022. – No. 11-2, pp. 159-168. DOI: 10.25018/0236-1493-2022-112-0-159.
12. Muminov R.O., Ruzibaev A.N., Juraev N.N., Ravshanov J.R., Kuziev D.A. Development of measures to enhance the rotation and feed mechanism of a drill rig 2024 ISSN 0041-5790 (Print). Coal Journal, 2024, NO. 1, pp. 94-99. DOI: <http://dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2024-1-94-99>.

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НЕЧЕТКИХ РЕГУЛЯТОРОВ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ НА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ЗАВОДЕ № 3 АО «НГМК»



Пулатов В.Б.,
начальник
Управления автоматизации
производства АО «НГМК»



Хужакулов Н.Б.,
доцент кафедры
«Металлургия» НГГТУ



Ахмедов Ш.Ш.,
инженер-аналитик
по технологии Управления
Трансформации АО «НГМК»



Гозиев О.С.,
ассистент кафедры
«Автоматизация и управление» НГГТУ

Maqolada "NKMK" AJ 3-sonli gidrometallurgiya zavodida rudani o'z-o'zini yanchish jarayonini noravshan rostlagichlar yordamida boshqarish usuli ko'rib chiqilgan. Noravshan mantiqni qo'llash maydalash jarayoni parametrlarini real vaqt rejimida adaptiv boshqarish orqali rudani qayta ishlash samaradorligini oshirish imkonini beradi. Optimallashtirish natijasida maydalash sifatini yaxshilash, energiya sarfini kamaytirish va zavod unumdorligini oshirishga erishiladi. Noravshan rostlagichlarning modellari hamda ularni ishlab chiqarishga joriy etish va amalda qo'llash natijalari keltirilgan.

Kalit so'zlar: boyitish fabrikasi, maydalash, konsentrat, chiqindilar, bo'tana, sun'iy intellekt, zichlik o'lchagich, granulometr, MMS, KSP, qattiq-suyuq fazalar nisbati, kon-metallurgiya zavodlari, rudani o'z-o'zidan maydalash, noaniq rostlagichlar, jarayonni boshqarish, gidrometallurgiya zavodi, ishlab chiqarishni optimallashtirish, adaptiv boshqarish, unumdorlikni oshirish, energiya tejash.

В статье рассматривается метод управления процессом самоизмельчения руды на гидрометаллургическом заводе № 3 АО «НГМК» с использованием нечетких регуляторов. Применение нечеткой логики позволяет повысить эффективность переработки руды за счёт адаптивного регулирования параметров процесса измельчения в реальном времени. В результате оптимизации достигается улучшение качества измельчения, снижение энергозатрат и увеличение производительности завода. Представлены модели нечетких регуляторов, а также результаты их внедрения и практического применения на производстве.

Ключевые слова: обогащательная фабрика, измельчение, концентрат, хвосты, пульпа, искусственный интеллект, плотномер, гранулометр, ММС (мельница мокрого самоизмельчения), КСП (классификаторы спиральные), соотношение фаз «твердое-жидкое», горно-металлургические заводы, самоизмельчение руды, нечеткие регуляторы, управление процессом, гидрометаллургический завод, оптимизация производства, адаптивное регулирование, повышение производительности, энергосбережение.

Современное производство в горно-металлургической отрасли требует постоянного повышения эффективности технологических процессов. Особое внимание уделяется таким стадиям переработки, как измельчение руды, поскольку именно от качества этого этапа во многом зависит эффективность последующих операций обогащения и гидрометаллургической переработки. Процесс самоизмельчения руды является ключевым этапом, существенно влияющим на производительность завода и энергозатраты [1].

Самоизмельчение руды (autogenous grinding, AG) — это процесс, при котором рудные частицы служат одновременно и средством для измельчения, и объектом измельчения. Данный метод позволяет существенно снизить потребление дробильных материалов (шаровой дробилки) и повысить экономическую эффективность производства. Однако, несмотря на преимущества, процесс самоизмельчения характеризуется высокой степенью нестационарности и изменчивости из-за разнообразия физических и химических свойств руды, изменений загрузки, износа оборудования и других факторов. Это создаёт значительные трудности для эффективного управления и оптимизации процесса.

В современных условиях задача повышения эффективности работы гидрометаллургического завода № 3 АО «НГМК» требует

внедрения инновационных методов автоматического управления технологическими процессами. Традиционные методы регулирования, основанные на жёстких правилах и фиксированных параметрах, зачастую оказываются недостаточно гибкими и не способны быстро адаптироваться к изменяющимся условиям производства [2-4].

Одним из перспективных направлений является использование нечетких регуляторов — систем управления, основанных на теории нечеткой логики. Нечёткая логика позволяет моделировать и учитывать неопределённость и нечеткость информации, что характерно для реальных производственных процессов. Такие регуляторы обеспечивают более плавное и адаптивное управление, что способствует улучшению качества измельчения, повышению производительности и снижению энергозатрат.

Применение нечетких регуляторов в процессе самоизмельчения руды на гидрометаллургическом заводе № 3 АО «НГМК» открывает новые возможности для повышения технологической эффективности. Внедрение данной системы управления позволит:

– адаптивно регулировать параметры работы измельчительно-го оборудования в зависимости от изменений характеристик руды и условий процесса;

- минимизировать колебания качества продукта;
- увеличить выход готового продукта требуемого гранулометрического состава;
- снизить энергопотребление за счёт оптимизации режимов работы;
- повысить общую производительность завода.

В данной статье рассматривается разработка и внедрение системы управления процессом самоизмельчения с использованием нечётких регуляторов на примере гидрометаллургического завода № 3 АО «НГМК». Представлены методология построения нечётких моделей, алгоритмы управления, а также результаты их практического применения и влияние на производственные показатели.

Структура статьи включает в себя обзор существующих методов управления процессом самоизмельчения, описание специфики технологического процесса на заводе № 3, разработку модели нечёткого регулятора и её интеграцию в автоматизированную систему управления, а также анализ эффективности предложенного подхода на основе экспериментальных данных.

Дальнейшее развитие методов нечёткого управления и их применение в горно-металлургической промышленности способствуют не только улучшению экономических показателей предприятий, но и снижению негативного воздействия на окружающую среду за счёт более рационального использования ресурсов и уменьшения энергоёмкости процессов.

Таким образом, внедрение нечётких регуляторов в управление процессом самоизмельчения руды является актуальной и перспективной задачей, решающей комплекс проблем повышения эффективности и устойчивости технологических процессов на гидрометаллургических предприятиях [5].

В работе применён комплексный подход к разработке системы управления процессом самоизмельчения руды, основанный на использовании нечётких регуляторов, интегрированных в автоматизированную систему управления технологическим процессом гидрометаллургического завода № 3 АО «НГМК». Методология включает несколько ключевых этапов: анализ технологического процесса, построение модели нечёткой логики, разработка алгоритмов управления, программная реализация и апробация на производстве [6].

1. Анализ технологического процесса.

Первым этапом исследования явился глубокий анализ существующего процесса самоизмельчения руды на заводе № 3. Были собраны и проанализированы данные о физико-химических свойствах перерабатываемой руды, параметрах загрузки мельницы, характеристиках измельчённого продукта, энергозатратах и динамике изменения технологических параметров во времени. Особое внимание уделялось изучению изменчивости сырья и влиянию внешних факторов на стабильность процесса. Для этого использовались исторические данные автоматизированной системы управления (АСУ ТП), включая параметры вращения мельницы, уровень загрузки, гранулометрию выходного продукта и показатели энергопотребления.

2. Построение модели нечёткой логики.

На основе полученных данных была построена модель нечёткой логики, позволяющая формализовать знания и экспертные оценки операторов завода. Модель учитывает основные входные параметры процесса:

- скорость вращения мельницы;
- загрузка мельницы;
- гранулометрический состав исходного сырья;
- уровень измельчения на выходе;
- энергозатраты.

Для каждого параметра определялись нечёткие множества (например, «низкий», «средний», «высокий») и задавались соответствующие функции принадлежности. На основе экспертных правил была сформирована база правил нечёткого вывода, позволяющая

формировать управляющие воздействия, направленные на поддержание оптимального режима работы мельницы [7].

3. Разработка алгоритмов управления.

Разработанные нечёткие модели были интегрированы в алгоритмы управления, которые обеспечивают адаптивное регулирование параметров измельчения в реальном времени. Алгоритмы включают этапы:

- сбора и обработки текущих данных с технологического оборудования;
- нечёткий вывод решения по корректировке параметров работы мельницы;
- преобразование нечётких управляющих сигналов в чёткие команды для исполнительных механизмов.

Особое внимание уделялось минимизации задержек и обеспечению стабильности системы управления при изменяющихся условиях работы.

4. Программная реализация и интеграция.

Для реализации разработанных алгоритмов использовались современные средства программирования и промышленные контроллеры, интегрированные в существующую автоматизированную систему управления завода. Было разработано специализированное программное обеспечение, обеспечивающее работу нечётких регуляторов в режиме реального времени. Процесс внедрения включал этапы тестирования на моделях, последующей отладки и запуск в опытно-промышленную эксплуатацию. Обеспечивалась совместимость с существующими системами сбора данных и управления технологическим оборудованием.

5. Материалы исследования.

Материалами для исследования послужили реальные технологические данные гидрометаллургического завода № 3 АО «НГМК», включающие:

- физико-химические характеристики перерабатываемой руды;
- параметры работы самоизмельчительной мельницы (скорость, загрузка, энергопотребление);
- результаты лабораторного анализа гранулометрического состава сырья и продукта;
- статистические данные о производительности и стабильности процесса до и после внедрения системы нечётких регуляторов.

Использовались программные средства MATLAB и Simulink для моделирования и симуляции процесса управления, а также промышленные ПЛК и SCADA-системы для реализации и мониторинга управления в реальном времени.

Проблемы управления процессом самоизмельчения.

Мокрое самоизмельчение руды – это процесс измельчения руды в мельницах с добавлением воды, при котором сами рудные частицы служат как средством измельчения, так и объектом измельчения. Вода создаёт суспензию, облегчающую транспортировку материала и улучшая условия измельчения за счёт снижения трения и предотвращения пыли. Этот метод широко используется для подготовки руды к дальнейшей гидрометаллургической переработке, так как обеспечивает получение мелкодисперсного продукта с необходимой гранулометрией [8].

Проблемы управления процессом мокрого самоизмельчения.

1. Изменчивость характеристик руды – природное разнообразие сырья (жёсткость, влажность, размер частиц) затрудняет поддержание стабильного режима измельчения.
2. Сложность контроля загрузки мельницы – оптимальная загрузка зависит от множества параметров и меняется в процессе работы, что требует точного регулирования.
3. Неравномерное распределение частиц в суспензии – влияет на эффективность измельчения и качество продукта.
4. Колебания параметров процесса – скорость вращения, уровень воды и концентрация суспензии могут меняться, вызывая нестабильность процесса.

5. Задержки в системе управления – время отклика на изменение параметров затрудняет своевременную корректировку.

6. Энергопотребление – высокая энергоёмкость процесса требует постоянного поиска оптимальных режимов работы.

Эти проблемы делают традиционные методы управления малоэффективными и обосновывают применение адаптивных и интеллектуальных методов, таких как нечёткие регуляторы.

Применение нечётких регуляторов в процессе самоизмельчения.

Нечёткие регуляторы – это интеллектуальные системы управления, основанные на нечёткой логике, которые позволяют моделировать неопределённость и неточность производственных параметров. В процессе самоизмельчения руды такие регуляторы способны адаптивно корректировать режимы работы мельницы с учётом изменяющихся характеристик сырья и технологических условий.

Использование нечётких регуляторов в управлении самоизмельчением руды позволяет:

- гибко реагировать на нестабильность и изменчивость процесса;
- обеспечивать плавное регулирование параметров (скорость вращения, загрузка, концентрация суспензии);
- повышать качество измельчения и стабильность гранулометрического состава продукта;
- снижать энергозатраты за счёт оптимизации режимов работы;
- минимизировать влияние задержек и шумов в системе управления.

Таким образом, нечёткие регуляторы представляют собой эффективное решение для повышения производительности и надёжности процесса самоизмельчения на гидрометаллургических предприятиях.

Проектирование нечёткого регулятора для процесса самоизмельчения руды.

Процесс самоизмельчения представляет собой один из ключевых этапов измельчения руды, при котором крупная руда измельчается за счёт столкновений между её фрагментами внутри барабанной мельницы. Эффективность этого процесса существенно зависит от режима подачи руды, расхода воды, а также от динамиче-

ских характеристик измельчаемого материала, таких как плотность и размер частиц. В связи с высокой степенью нелинейности и неопределённости данного технологического процесса применение традиционных регуляторов может быть недостаточно эффективным. В таких условиях целесообразно использование нечеткой логики.

Целью проектирования является разработка нечеткого регулятора, способного эффективно управлять процессом самоизмельчения руды за счёт учета ключевых входных параметров — скорости подачи руды и расхода воды — с последующим воздействием на выходные характеристики, такие как плотность пульпы и размер измельчённой руды.

Этапы проектирования нечёткого регулятора для процесса самоизмельчения:

1. Выбор входных и выходных переменных.

В качестве входных переменных системы управления выбраны:

– скорость подачи руды e_1 (m^4);

– расход воды e_2 ($m^3/ч$);

Выходными переменными являются:

– плотность пульпы u_1 ($г/л$);

– средний размер частиц на выходе u_2 ($мм$).

2. Разделение переменных на лингвистические множества. Каждая переменная разбита на три уровня: низкий, средний, высокий. При необходимости возможно введение дополнительных градаций, например, очень высокий или очень низкий для повышения точности регулирования.

3. Формулирование базы нечётких правил. Разработана система из 12 правил, описывающих поведение системы в различных режимах работы. Эти правила отражают эмпирическую и экспертную зависимость между входными и выходными параметрами.

4. Выбор метода агрегирования и дефаззификации. Для объединения выходов правил применяется метод максимума, а для дефаззификации – метод центра тяжести (Center of Gravity).

5. Имплементация в программной среде Нечеткий регулятор реализуется в среде MATLAB Fuzzy Logic Toolbox.

На рис. 1 показан общий вид Fuzzy Logic Toolbox в MATLAB.

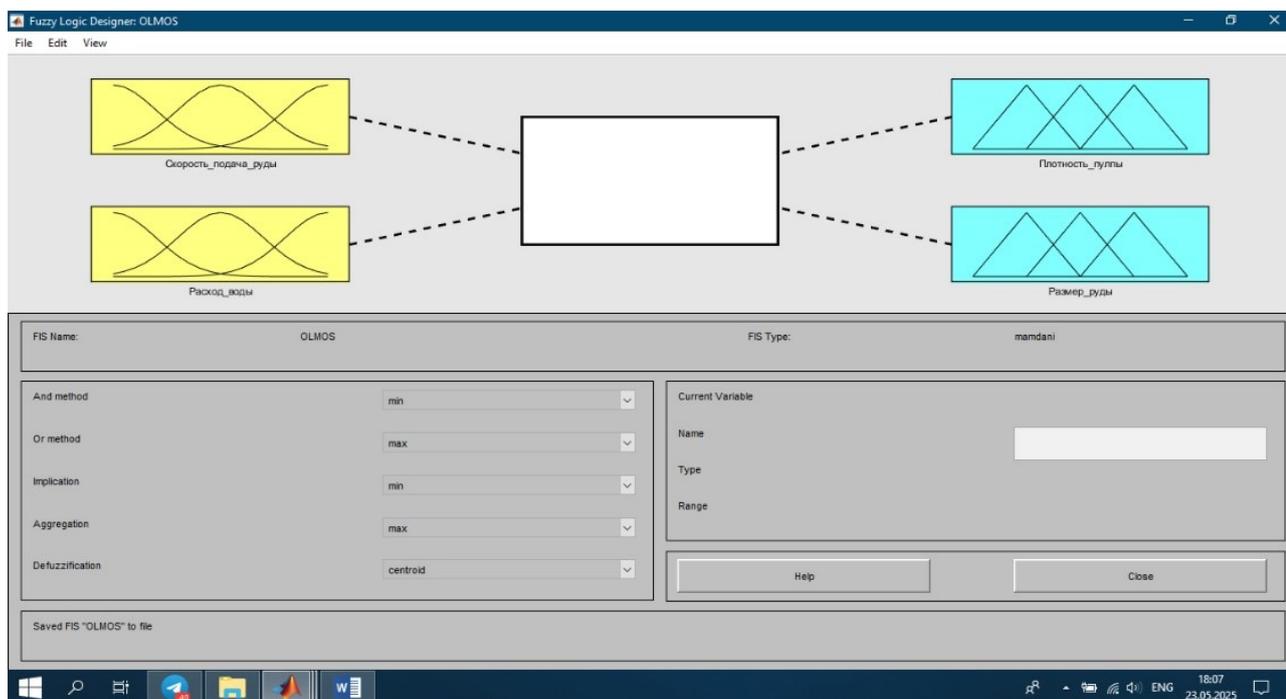


Рис. 1. Общий вид Fuzzy Logic Toolbox в MATLAB

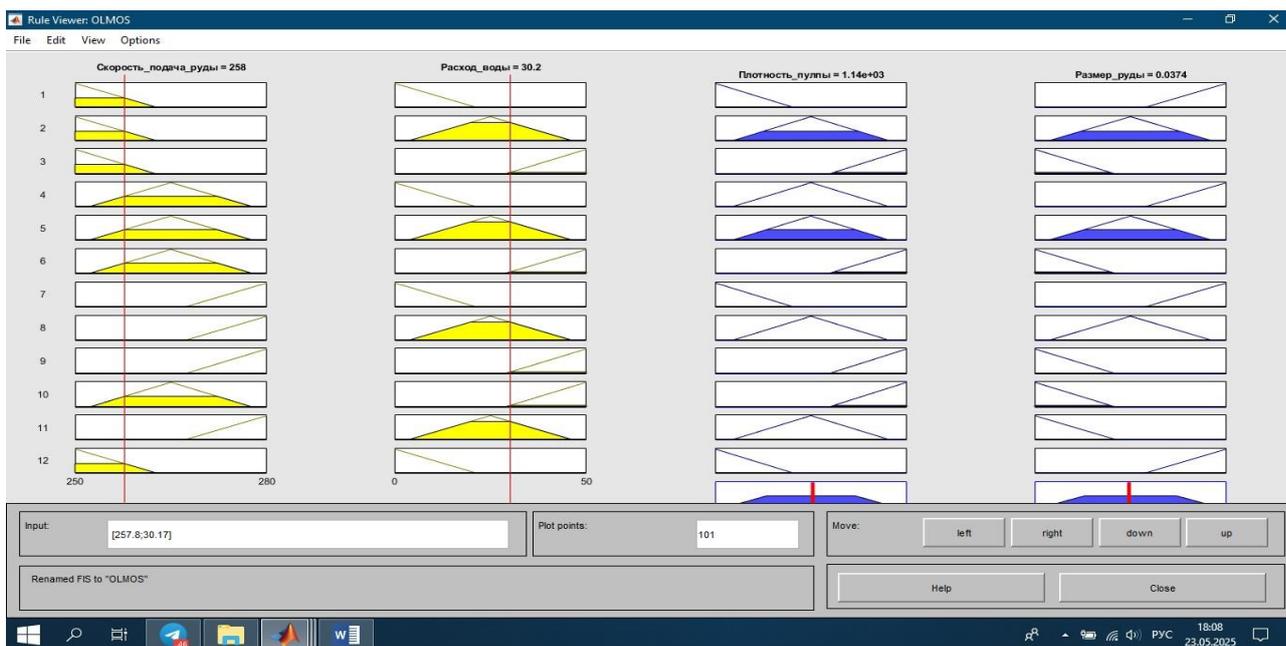


Рис. 2. Оптимальные значения входных и выходных параметров

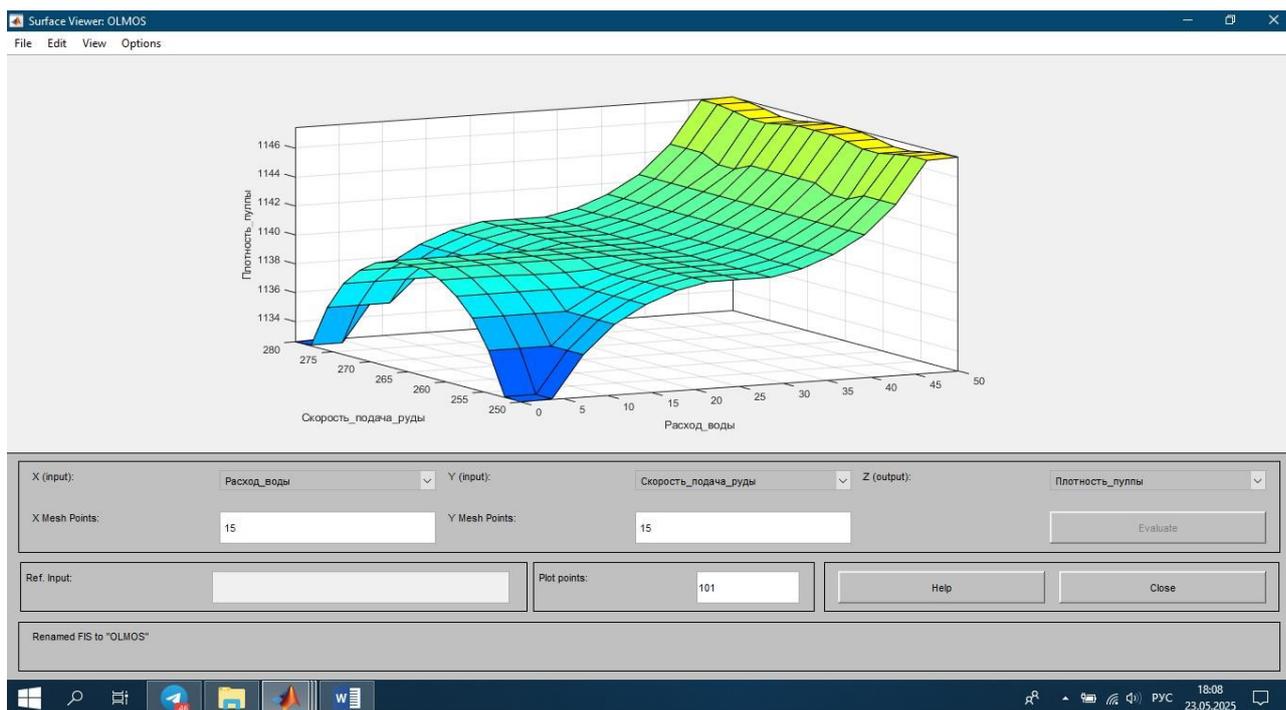


Рис. 3. 3D зависимость параметров

Для фаззификация этого процесса мы напишем 12 правил:

1. Если скорость подачи низкая и расход воды низкий, то плотность низкая, размер крупный.
2. Если скорость подачи низкая и расход воды средний, то плотность средняя, размер средний.
3. Если скорость подачи низкая и расход воды высокий, то плотность высокая, размер мелкий.
4. Если скорость подачи средняя и расход воды низкий, то плотность средняя, размер крупный.

5. Если скорость подачи средняя и расход воды средний, то плотность средняя, размер средний.
6. Если скорость подачи средняя и расход воды высокий, то плотность высокая, размер мелкий.
7. Если скорость подачи высокая и расход воды низкий, то плотность низкая, размер крупный.
8. Если скорость подачи высокая и расход воды средний, то плотность средняя, размер средний.
9. Если скорость подачи высокая и расход воды высокий, то

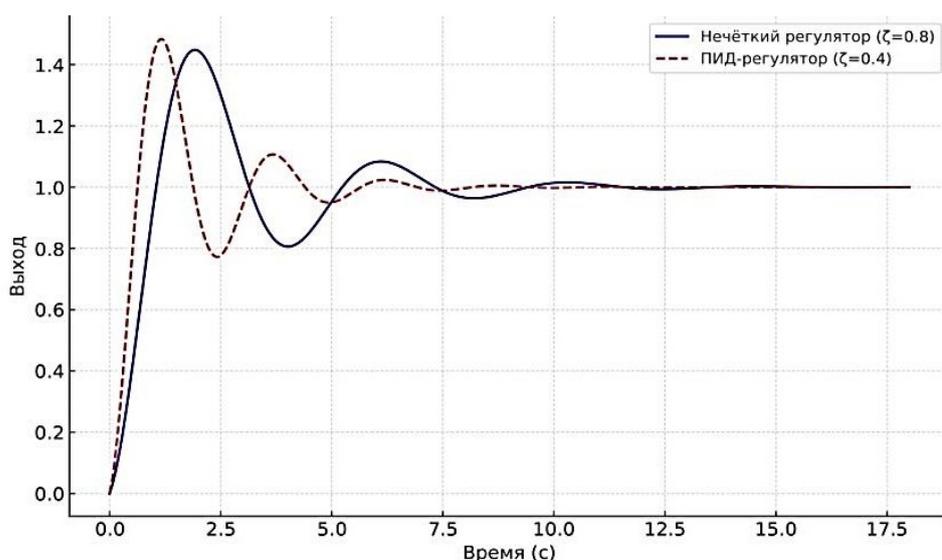


Рис. 4. Сравнение нечеткого логического контроллера и ПИД-регулятора по характеристикам переходного процесса

плотность высокая, размер мелкий.

10. Если скорость подачи средняя и расход воды очень высокий, то плотность высокая, размер очень мелкий.

Если скорость подачи очень высокая и расход воды средний, то плотность средняя, размер мелкий.

Если скорость подачи низкая и расход воды очень низкий, то плотность очень низкая, размер очень крупный.

Мы разработали нечеткий регулятор для процесса само шлифовки, используя 12 нечетких правил, описанных выше, и с его помощью определили следующие оптимальные значения (рис. 2, 3).

Для оценки эффективности спроектированного нечеткого регулятора была проведена сравнительная имитация переходных характеристик (step response) системы с использованием нечеткого регулятора и классического ПИД-регулятора (рис. 4).

На диаграмме представлены результаты моделирования отклика системы на единичное ступенчатое воздействие. Как видно из графика, система с нечетким регулятором демонстрирует более устойчивое поведение: отсутствует значительное перерегулирование, а выход плавно достигает установившегося значения. В то же время, система с ПИД-регулятором характеризуется выраженным перерегулированием и более длительным временем установления. Полученные результаты подтверждают, что нечеткое управление обеспечивает высокое качество регулирования за счёт адаптивности и способности учитывать нелинейности и неопределенности технологического процесса. Это делает нечеткий регулятор предпочтительным решением для сложных систем, таких как процесс самоизмельчения в горнодобывающей промышленности.

В данной работе была рассмотрена актуальная задача проектирования нечеткого регулятора для управления процессом самоизмельчения руды. Этот технологический процесс характеризуется высокой степенью неопределённости, нелинейностью и значительными флуктуациями входных параметров, что делает традиционные методы управления недостаточно эффективными. Применение нечеткой логики позволило учесть сложные взаимосвязи между переменными, которые сложно или невозможно описать с помощью аналитических моделей.

Процесс самоизмельчения, как известно, напрямую зависит от скорости подачи руды и расхода воды, которые, в свою очередь, влияют на такие ключевые выходные параметры, как плотность пульпы и средний размер измельчённой руды. В ходе проектирова-

ния системы управления были выбраны именно эти параметры в качестве входных и выходных переменных. Это позволило максимально точно отразить реальную структуру процесса и обеспечить логически обоснованное регулирование.

Каждая из входных и выходных переменных была разбита на три лингвистических уровня: «низкий», «средний» и «высокий». Кроме того, для повышения точности управления были предложены дополнительные уровни: «очень низкий» и «очень высокий». Такая градация позволила более гибко адаптировать поведение системы к изменениям внешних условий и входных воздействий.

На основе экспертных знаний и анализа поведения процесса была сформулирована база правил, включающая 12 нечетких правил. Эти правила охватывают все типичные сценарии технологического процесса и обеспечивают адекватную реакцию системы на различные комбинации входных воздействий. Нечеткие правила были сформулированы в виде логических конструкций «ЕСЛИ... ТО...», что позволяет интуитивно понятно задать взаимосвязи между переменными без необходимости математического моделирования. Для агрегирования и дефаззификации был выбран классический подход: метод максимума для объединения выходов правил и метод центра тяжести (Center of Gravity) для получения четких выходных значений. Эти методы обеспечивают устойчивое и интерпретируемое поведение регулятора на всех этапах работы.

Практическая реализация разработанного нечеткого регулятора может быть выполнена в таких средах, как MATLAB (используя Fuzzy Logic Toolbox) или Python (с библиотекой scikit-fuzzy). Это открывает широкие возможности для последующего моделирования, оптимизации и встраивания системы в реальные промышленные контуры управления.

Таким образом, разработанная система нечеткого управления обладает рядом существенных преимуществ: она не требует точной математической модели процесса, устойчива к шумам и колебаниям входных данных, обеспечивает гибкую настройку и легко масштабируется. Всё это делает её перспективным инструментом для повышения эффективности и стабильности процессов самоизмельчения в горнодобывающей промышленности.

В перспективе дальнейшего развития можно выделить направления автоматической оптимизации весов правил на основе методов машинного обучения, внедрение адаптивных и гибридных регуляторов, а также интеграцию системы в общую цифровую платфор-

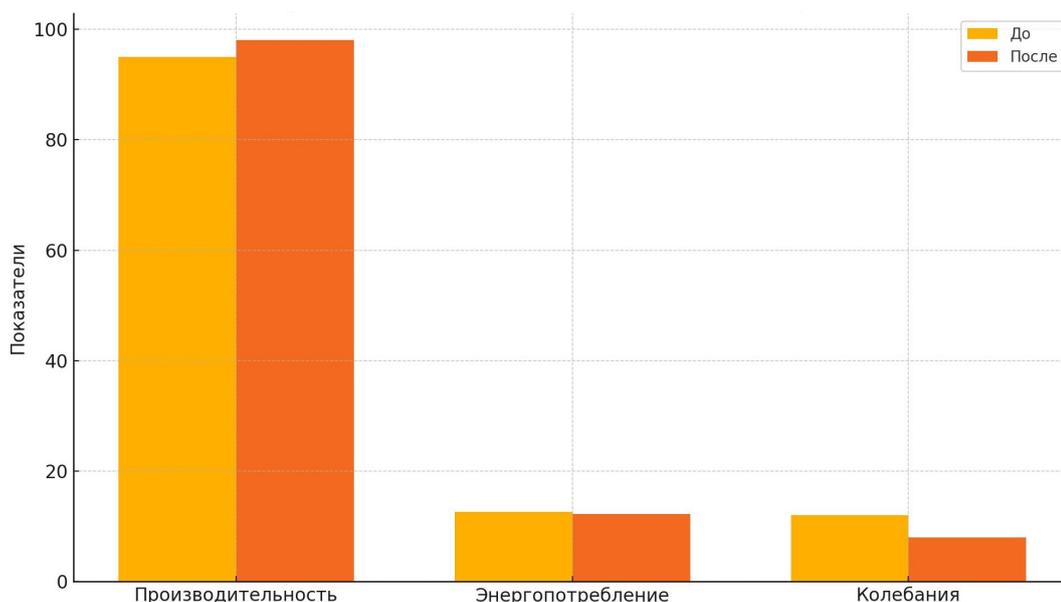


Рис. 5. Сравнение основных производственных показателей процесса измельчения руды до и после внедрения интеллектуальной системы управления на базе нечеткой логики.

Таблица 1
Сравнение ключевых технологических показателей ММС до и после внедрения нечеткого управления на ГМЗ-3 АО «НГМК»

Показатель	До внедрения	После внедрения	Изменение
Производительность ММС (м³/ч)	95	98	+3,1%
Энергопотребление (кВт·ч/т)	12,6	12,2	-3,2%
Колебания плотности пульпы	±12%	±8%	-34%

му «умного» горного производства. Таким образом, нечеткое управление становится важным шагом на пути к цифровой трансформации добывающей отрасли.

Экспериментальные результаты и практическая эффективность.

Для оценки эффективности внедрения системы нечеткого управления были проанализированы результаты, полученные на

ГМЗ-3 АО «НГМК» (табл. 1), а также на аналогичных предприятиях, таких как Сунгунский медно-молибденовый комбинат (Иран).

На рис. 5 приведено визуальное сравнение ключевых производственных показателей процесса измельчения руды на ГМЗ-3 АО «НГМК» до и после внедрения интеллектуальной системы управления на базе нечеткой логики.

Производительность агрегата увеличилась с 95 до 98 м³/ч, что отражает улучшение работы мельницы за счёт оптимизированных условий загрузки и контроля. Рост составил примерно 3,1 %.

Энергозатраты на тонну перерабатываемого материала сократились с 12,6 до 12,2 кВт·ч/т, что указывает на повышение энергетической эффективности и уменьшение потерь, вызванных нестабильной работой оборудования. Это соответствует экономии около 3,2 % энергии.

Амплитуда колебаний плотности пульпы, отражающая стабильность технологического процесса, снизилась с ±12 % до ±8 %. Таким образом, неустойчивость процесса уменьшилась на 34 %, что важно для повышения качества измельчения и равномерности выхода продукта.

Библиографический список:

1. Рассмотрены результаты выполнения программ трансформации и планы на перспективу. 02.12.2024 г. URL: <https://president.uz/ru/lists/view/7738>.
2. Доложено о планах в металлургической отрасли. 1.02.2024 г. URL: <https://president.uz/ru/lists/view/7006>.
3. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Том 1,2. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2017. – С. 126-128.
4. «ОПТЕКС SGS Умный Контроллер Измельчения» Технический каталог. 2023. – С. 6-7.
5. Гозиев О.С., Саидова А.Х., Мохилова Н.Т., Тухтамишова М.Ш. Специальность-автоматизация технологических процессов и производства XXI века. Интернаука Учредители: Общество с ограниченной ответственностью "Интернаука", 2021. – С. 53-54.
6. Санакулов К.С., Донияров Н.А., Саидахмедов А.А. Основы обогащения и переработки полезных ископаемых. Учебное пособие – Ташкент, 2020. – С. 264-268.
7. Mukhitdinov D., Boybutayev S., Gozиеv O., Qudratov J. Construction of continuous and discrete non-linear prognostic models of the control system for the process of grinding ore materials. In E3S Web of Conferences (Vol. 417, p. 05009). EDP Sciences, 2023, pp. 2-6.
8. Уринов Ш.Р., Буранов Э.М., Садилов И.Т., Ахмедов К.А., Ильин Д.Н., Гозиев О.С. Изменения массы заряда промышленных взрывчатых веществ и диаметра скважинных зарядов от расстояния между скважинными зарядами в ряду и между рядами. Journal of Advances in Engineering Technology, (1) 2023. – С. 83-89.

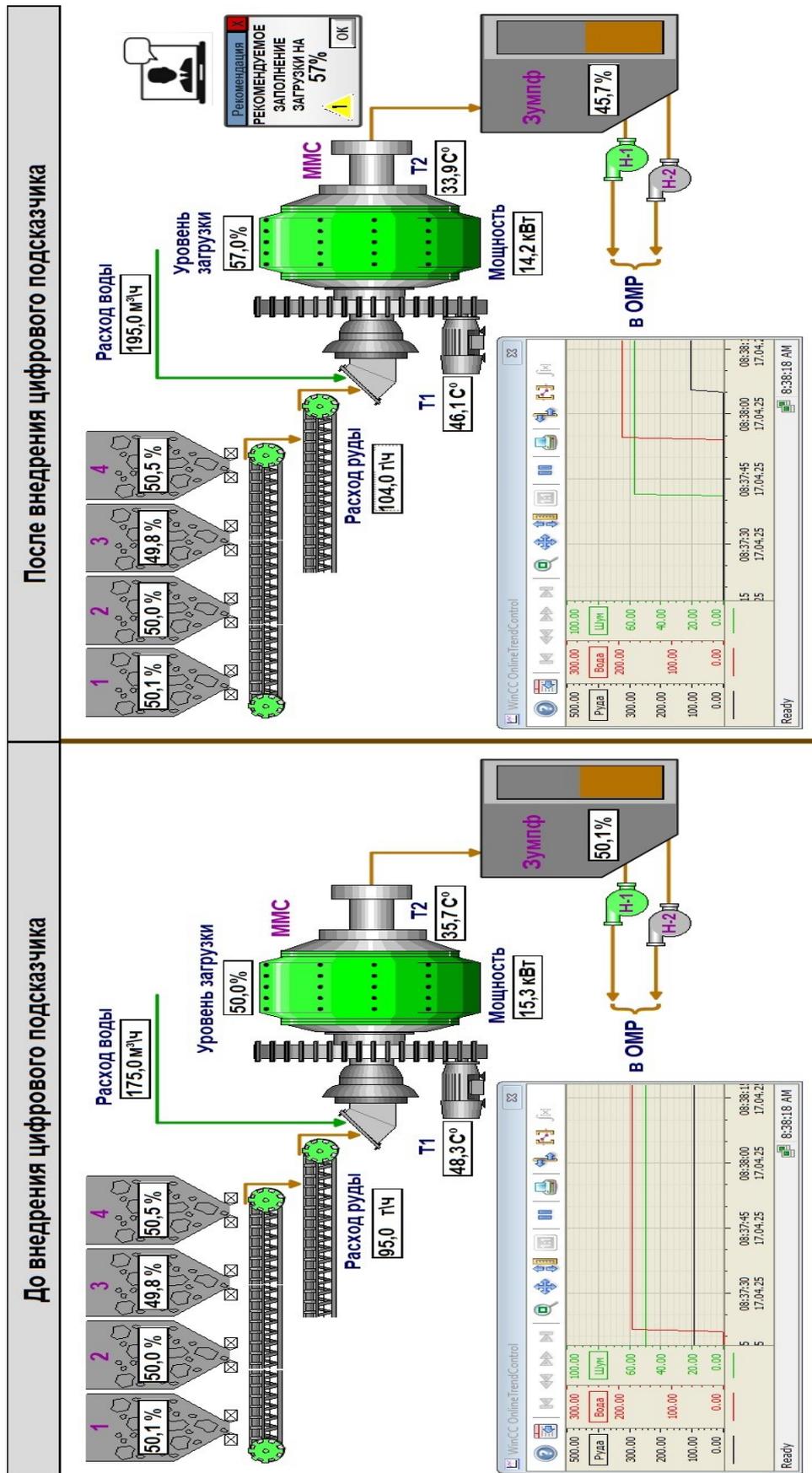


Рис. 2. Внедрение цифрового подсказчика

– оптимизацию работы мельницы за счёт динамической настройки параметров помола. В этом случае цифровой подсказчик анализирует данные, получаемые с датчиков (мощность, расход сырья, размер частиц на выходе, вибрация и др.) в реальном времени и рекомендует оптимальные настройки мельницы (скорость вращения барабана, подача воды, загрузка мелющих тел и т.п.) для достижения требуемого качества продукта.

– повышение производительности, снижение энергопотребления, улучшение гранулометрического состава конечного продукта за счёт своевременного выявления отклонений от оптимального режима, прогнозирования возможных сбоев и адаптивного подстраивания работы оборудования, минимизируя энергозатраты и снижая износ агрегатов. Это особенно важно в условиях переменного качества исходного сырья и сложной динамики процесса.

Современные требования к производительности и устойчивости горно-обогатительных предприятий стимулируют поиск новых подходов к управлению технологическими процессами. Одним из таких подходов стало внедрение технологии цифрового двойника – виртуального аналога физического объекта, способного в реальном времени моделировать и предсказывать поведение оборудования и систем. Особенно актуальным это становится в контексте измельчения, как одного из наиболее энергоёмких и сложных процессов [3].

Архитектура цифрового двойника.

На рис. 1 представлена схема архитектуры системы цифрового двойника и цифрового подсказчика.

Целью настоящего исследования является повышение эффективности процесса измельчения за счёт внедрения цифрового подсказчика, позволяющего:

– прогнозирование отказов оборудования на основе анализа данных о вибрации, температуре, давлении и других параметрах работы мельницы, и прогнозе возможность отказов оборудования в реальном времени;

– диагностику неисправностей, оказанием помощи операторам и механикам, выявлять причины неисправностей и предлагать решения для их устранения.

– оптимизация запасов запасных частей за счёт анализа данных об износе оборудования и прогноза потребность в запасных частях.

Одной из ключевых задач является оптимизация объёма загрузки шаров в мельницу. Цифровой подсказчик может оптимизировать объём загрузки шаров в мельницу, предоставляя данные и рекомендации, основанные на анализе работы мельницы в реальном времени. Для этого производится сбор данных в реальном времени:

Подключаются датчики для мониторинга ключевых параметров работы мельницы, таких как:

– мощность двигателя мельницы, указывающая на загрузку мельницы и эффективность помола;

– уровень вибрации (повышенная вибрация может указывать на неоптимальную загрузку шаров, износ оборудования или образование скоплений).

– акустические данные (анализ спектра шума позволяет оценить эффективность работы шаров и наличие крупных частиц);

– производительность мельницы (тоннаж): Количество материала, обработанного мельницей за единицу времени;

– размер частиц на выходе;

– температура подшипников;

– данные о материале (тип руды, влажность, твёрдость, размер входящих частиц).

Сохраняется информация о прошлых запусках, загрузках и результатах работы мельницы.

2. Анализ данных:

– на основе собранных данных и исторических трендов создаются модели, прогнозирующие оптимальный объём загрузки шаров для достижения целевых показателей производительности и качества помола.

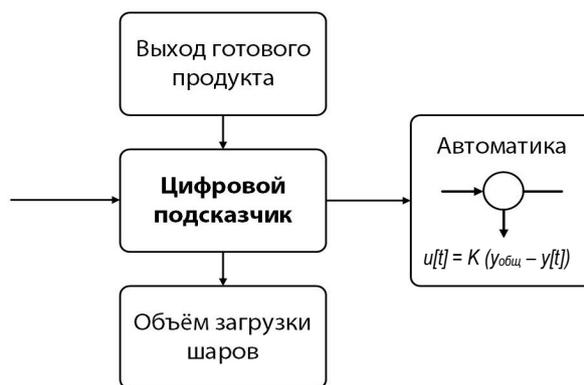


Рис. 3. Блок-схема алгоритма работы цифрового подсказчика

– создаются алгоритмы машинного обучения (обучаются на больших объёмах, данных для выявления скрытых закономерностей и оптимизации параметров работы мельницы, включая загрузку шаров, эти алгоритмы могут учитывать изменчивость руды и другие факторы).

– проводится диагностика состояния (анализ данных позволяет выявлять отклонения от нормальной работы мельницы, например, неэффективный помол, износ оборудования, неправильную загрузку шаров).

Цифровой подсказчик анализирует текущую производительность, характеристики руды и режимы работы оборудования, предоставляет операторам мельницы рекомендации по оптимальному объёму и размеру шаров, учитывая текущие условия и целевые показатели [4].

В более продвинутых системах цифровой подсказчик может автоматически регулировать объём загрузки шаров через систему управления мельницей. Увеличение объёма шаров позволяет интенсифицировать процесс измельчения при обработке твёрдых и крупнозернистых материалов, в то время как уменьшение – способствует снижению энергозатрат и износа оборудования при работе с мягкими или мелкозернистыми рудами.

Основными преимуществами использования цифрового подсказчика для оптимизации загрузки шаров можно считать: повышение производительности; снижение энергопотребления и увеличение срока службы оборудования за счет предотвращения перегрузок и неоптимальной работы шаров; улучшение качества продукта.

Таким образом, задачи исследования включают:

– разработку алгоритма анализа данных для оценки необходимости;

– корректировку объёма шаров;

– моделирование зависимости корректировки объёма шаровой загрузки;

– внедрение рекомендательной системы для операторов с возможностью динамической настройки;

– оценку экономической эффективности и технико-технологических результатов применения цифрового подсказчика.

Методология разработки алгоритма цифрового подсказчика.

Для оценки необходимости корректировки объёма шаровой загрузки был разработан алгоритм, базирующийся на анализе технологических и энергетических параметров процесса измельчения. В его основе лежит расчёт удельной энергии измельчения и текущей эффективности, определяемой как отношение изменения степени измельчения (Υ) к энергетическим затратам.

Алгоритм использует входные данные в реальном времени, включая текущий объём загрузки шаров, потребляемую мощность, производительность мельницы, степень измельчения, характеристики руды (твёрдость, гранулометрия), а также показатели плотности пульпы и расхода воды.

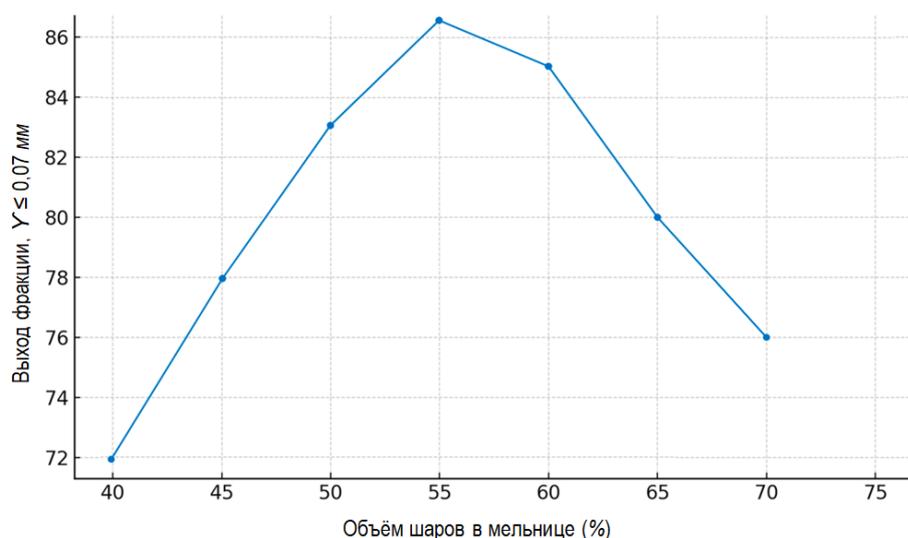


Рис. 4. Зависимость выхода готового продукта от объема загрузки шаров

На основании этих данных рассчитываются ключевые индикаторы, как удельная энергия измельчения:

$$E_{уд} = P/Q$$

где P – мощность (кВт);

Q – производительность (т/ч).

Алгоритм анализирует тренды за последние несколько часов и сравнивает текущие показатели с историческими эталонными значениями или результатами предиктивной модели. Если наблюдается снижение эффективности измельчения при увеличении энергозатрат, система рекомендует снижение объема шаровой загрузки. Если же степень измельчения ухудшается при недостаточной подаче энергии, алгоритм предлагает увеличить количество шаров.

Рекомендации выдаются в текстовом виде и могут быть интегрированы в интерфейс оператора или в систему автоматизированного управления (рис. 2).

Результаты применения цифрового подсказчика.

Внедрение цифрового подсказчика позволило динамически адаптировать объем шаровой загрузки в зависимости от свойств руды и состояния мельницы. Анализ производственных данных показал следующие эффекты:

- повышение выхода готового продукта (фракции $Y \leq 0,074$ мм) в среднем на 8-12%;
- снижение удельного энергопотребления на 5-7%;
- устойчивость процесса измельчения в условиях флуктуации granulometрии руды;
- снижение количества внеплановых остановок, связанных с перегрузкой мельницы.

Цифровой подсказчик взаимодействует с системой автоматического регулирования через интерфейс OPC UA (Open Platform Communications Unified Architecture), передавая рекомендации по изме-

нению объема загрузки шаров в реальном времени [4]. Формула, определяющая управляющее воздействие, имеет вид:

$$U(t) = f(P, Q, Y, H, G)$$

где P – мощность;

Q – производительность;

Y – степень измельчения;

H – твердость руды;

G – объем шаров.

Ниже представлена блок-схема алгоритма работы цифрового подсказчика (рис. 3):

Анализ зависимости выхода продукта от загрузки шаров.

На рис. 4 ниже представлена экспериментальная зависимость выхода готового продукта (фракции $Y \leq 0,074$ мм) от объема шаровой загрузки. Наблюдается выраженный максимум при загрузке около 55-60 %, что соответствует оптимальному режиму измельчения.

Пример расчёта эффективности применения цифрового подсказчика.

До внедрения цифрового подсказчика:

- объем загрузки шаров 50 %;
- производительность мельницы 95 т/ч;
- удельная энергия измельчения 15,3 кВт·ч/т;
- средний выход фракции $Y \leq 0,074$ мм (78%).

После внедрения цифрового подсказчика:

- объем загрузки шаров 57 %;
- производительность 104 т/ч (+9,5%);
- удельная энергия 14,2 кВт·ч/т (-7,2%);
- средний выход $Y \leq 0,074$ мм – 87% (+11,5%).

Таким образом, цифровой подсказчик позволил достичь повышения производительности и качества измельчения при одновременном снижении энергетических затрат.

Заключение.

На основании приведенного выше материала можно заключить, что цифровой подсказчик является мощным инструментом для оптимизации загрузки шаров в мельницу, обеспечивая значительные преимущества в плане производительности, эффективности и экономии.

Это требует интеграции датчиков, создания аналитических моделей и внедрения системы управления, способной действовать на основе рекомендаций цифрового подсказчика.

Внедрение цифрового двойника в процесс измельчения открывает новые горизонты для повышения эффективности, автоматизации и интеллектуализации управления технологическими процессами. Цифровой подсказчик, как активный элемент этой системы, играет ключевую роль в достижении оперативной и стратегической оптимизации производственных параметров.

Библиографический список:

1. Лычкина Н.Н., Павлов В.В., Концепция цифрового двойника и роль имитационных моделей в архитектуре цифрового двойника. Имитационное моделирование. Теория и практика (ИММОД-2023). – Казань: Издательство АН РТ, 2023. – С. 139-149.
2. Прохоров А. Цифровой двойник. Анализ, тренды, мировой опыт // науч. ред. Боровков А. – М.: Издательство ООО «АльянсПринт», 2020. – С. 347-401.
3. ПНСТ 430-2020. Умное производство. Двойники цифровые производства. Часть 2. Типовая архитектура. – Москва: Издательство ФГУП Стандартинформ, 2020. – С. 4-16.
4. Lee S.Y., Sung M. OPC-UA Agent for Legacy Programmable Logic Controllers Appl. Sci. 2022, 12, 8859 <https://doi.org/10.3390/app12178859>.

КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ВИДЕОАНАЛИТИКИ



Давлатов Б.Р.,
начальник
Управления ИКТ
АО «НГМК»



Хайруллин Р.Р.,
заместитель начальника
Управления ИКТ
АО «НГМК»



Кадиров Ё.Б.,
заведующий кафедрой
«Автоматизация и управление»
НГГТУ, PhD, доцент



Карпович Д.С.,
заведующий кафедрой
«Автоматизация производственных
процессов и электротехники»
Белорусского государственного
технологического университета,
к.т.н., доцент

Maqolada flotatsiya jarayonini avtomatlashtirilgan nazorat qilishning zamonaviy yondashuvlari, xususan, videoanalitika va kompyuter ko'rish texnologiyalaridan foydalanish orqali amalga oshirilishi ko'rib chiqiladi. Ushbu texnologiyalar yordamida hal qilinadigan asosiy vazifalar yoritilgan: ko'pik holatini nazorat qilish, reagentlar berilishini boshqarish, nosozliklarni aniqlash va jarayon barqarorligini oshirish. Neyron tarmoqlar yordamida ko'pik parametrlarini aniqlash va flotatsiya rejimlarini avtomatik tarzda boshqarishga qaratilgan integratsiya misollari keltirilgan. Foydali qazilmalarni boyitishda intellektual video nazorat tizimlarining amaliy qo'llanishi va istiqbollari alohida ta'kidlangan.

Kalit so'zlar: flotatsiya, videoanalitika, ko'pik, kompyuter ko'rish, jarayonni nazorat qilish, sun'iy intellekt, mashinali o'rganish, rudani boyitish, texnologik optimallashtirish.

В статье рассматриваются современные подходы к автоматизации контроля флотационного процесса с использованием видеоаналитики и компьютерного зрения. Представлены ключевые задачи, решаемые с помощью данных технологий: контроль состояния пены и повышение стабильности процесса. Приведены примеры интеграции нейросетевых алгоритмов, распознающих параметры пены и автоматически регулирующих режимы флотации. Особое внимание уделено промышленной применимости и перспективам развития интеллектуального видеоконтроля в обогащении полезных ископаемых.

Ключевые слова: флотация, видеоаналитика, пена, компьютерное зрение, контроль процесса, искусственный интеллект, машинное обучение, обогащение руд, технологическая оптимизация.

Флотация является одной из наиболее распространённых и технологически значимых стадий в процессе обогащения полезных ископаемых, в частности при переработке сульфидных и редкометаллических руд. Суть метода заключается в селективном прикреплении частиц ценных минералов к пузырькам воздуха с последующим их извлечением в виде пенного продукта. При этом нерастворимая пустая порода, не обладающая флотационной активностью, остаётся в пульпе и удаляется как хвосты. Эффективность процесса флотации в значительной степени определяется устойчивостью и характеристиками пенной фазы — её высотой, плотностью, размером и распределением пузырьков, а также стабильностью образования флотоконцентрата на поверхности.

Пенная фаза выполняет функцию не только физического носителя концентрата, но и критически важного индикатора технологического состояния флотационной системы. Любые отклонения в её параметрах — например, разрушение структуры пены, избыточное вспенивание или асимметричное распределение — могут свидетельствовать о несбалансированной подаче реагентов, колебаниях состава исходной руды либо о нарушении гидравлических режимов. Таким образом, оперативный и точный контроль за пенной поверхностью является неотъемлемой частью обеспечения стабильности и управляемости флотационного процесса.

Тем не менее, традиционные подходы к наблюдению за пеной, основанные на визуальном восприятии оператором, обладают рядом существенных ограничений. Они зависят от субъективной

оценки, уровня подготовки персонала и условий освещения. Более того, такой контроль не позволяет обеспечивать непрерывность измерений и мгновенное реагирование на быстро меняющиеся условия.

В современных условиях на смену им приходят цифровые технологии, в частности видеоаналитика и компьютерное зрение, позволяющие в автоматическом режиме отслеживать и оценивать качество пены [1].

Системы видеоаналитики, применяемые в процессе флотации, представляют собой интеграцию промышленных камер и модулей обработки изображений, обученных на примерах стабильной и нестабильной пены. Эти системы способны в реальном времени анализировать текстуру пены, распределение пузырьков, их размеры и скорость разрушения. На рис. 1 представлена структурная схема системы видеоаналитики.

Свёрточные нейронные сети (CNN) представляют собой специализированную архитектуру искусственных нейронных сетей, разработанную для распознавания визуальных образов и анализа изображений. Их ключевая особенность заключается в способности автоматически извлекать локальные признаки, такие как края, формы, текстуры и другие визуально значимые элементы, благодаря применению свёрточных и подвыборочных операций. Это делает CNN особенно эффективными в задачах промышленного видеомониторинга, включая контроль за состоянием пены в процессе флотации.



Рис. 1. Структурная схема системы видеоаналитики процесса флотации.

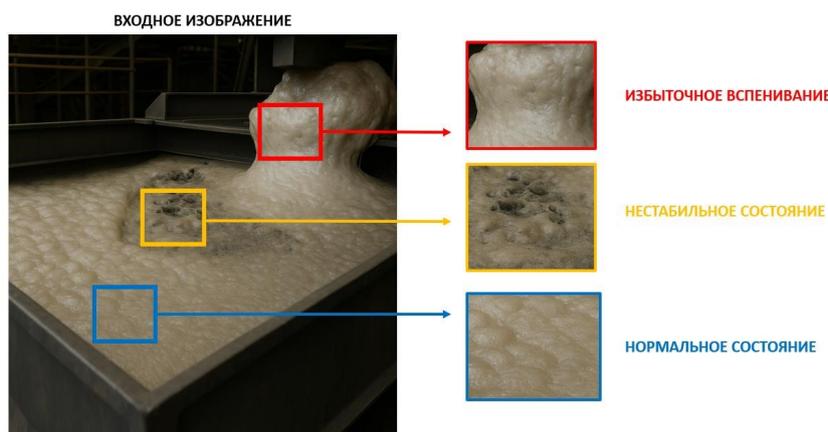


Рис. 2. Схема контроля состояния пены с применением свёрточных нейронных сетей

В контексте флотационного обогащения полезных ископаемых, свёрточные нейронные сети используются для анализа изображений пенной поверхности, получаемых с видеокамер, установленных над флотационными камерами. В процессе анализа такие сети позволяют не только выявлять текущее состояние пены, но и классифицировать его по степени стабильности: от нормального и равномерного слоя до признаков нестабильности и чрезмерного вспенивания. Например, при нормальном ходе процесса пена имеет однородную структуру с равномерными пузырьками. Однако при возникновении отклонений, таких как образование крупных пузырей, неравномерная плотность или пересыхание слоя CNN фиксирует эти изменения и передаёт результаты анализа в систему управления. На рис. 2 изображена схема контроля состояния пены с применением CNN.

Благодаря своей обучаемости, такие сети могут быть настроены на выявление множества состояний пены, включая пограничные и нестандартные случаи. Это позволяет использовать CNN в качестве надёжного инструмента не только мониторинга, но и автоматического регулирования технологического процесса, например, путём изменения подачи реагентов или воздуха в ячейку. Применение

ние свёрточных нейронных сетей (CNN) позволяет с высокой точностью классифицировать состояние пены и выявлять критические отклонения, такие как вспенивание, неравномерность или нестабильность слоя [2].

Современные системы контроля флотации становятся неотъемлемой частью цифровизации обогащательных производств. Искусственный интеллект в этом контексте играет ключевую роль – он повышает чувствительность диагностики и даёт возможность оперативно реагировать на малейшие изменения в процессе. Это позволяет не только своевременно информировать оператора, но и автоматически корректировать параметры флотации, такие как подача реагентов, уровень пульпы или подача воздуха, создавая условия для более точного и стабильного управления. Применение искусственного интеллекта повышает чувствительность диагностики и обеспечивает оперативное реагирование на отклонения [3].

Исследования, выполненные, в том числе, под руководством профессора Райнхарда Клетте, одного из ведущих мировых специалистов в области компьютерного зрения и машинного анализа изображений, – подчёркивают важность таких характеристик систем, как минимальная задержка обработки и высокая достоверность распознавания состояний. В своих работах он акцентирует внимание на том, что для эффективного применения визуальных интеллектуальных систем в реальном времени, особенно в условиях промышленного производства, критически необходимы оптимизированные алгоритмы и архитектуры, способные обеспечивать быструю и надёжную интерпретацию визуальных данных [4]. Под его руководством были разработаны методы, позволяющие системам компьютерного зрения работать в условиях высокой динамики процессов, шумов, нестабильного освещения и других факторов, типичных для производственной среды, что делает эти подходы особенно актуальными при контроле сложных технологических процессов, таких как флотация.

В условиях промышленного производства любое запаздывание может привести к ухудшению качества продукта, а неточные алгоритмы способны внести в процесс дополнительную нестабильность. Поэтому при разработке подобных систем особое внимание уделяется архитектуре, устойчивости алгоритмов к шумам и внешним воздействиям, а также гибкости интеграции в уже существующие производственные контуры.

Становится очевидным, что переход к таким интеллектуальным системам контроля — это не просто шаг к автоматизации, а переход к принципиально новому уровню управления технологическим процессом, где ключевую роль играют скорость обработки информации, точность распознавания и способность к самостоятельному принятию решений.

Применение видеоаналитики в управлении процессом флотации в последние годы перешло от экспериментальных решений к полноценным промышленным внедрениям, демонстрирующим ощутимую эффективность. В реальных производственных условиях визуальный контроль пены традиционно выполнялся операторами вручную, что неизбежно влекло за собой субъективные оценки, задержки в реагировании на изменения и повышенные риски ошибок.

Внедрение систем интеллектуального анализа изображений позволило автоматизировать этот процесс и существенно снизить зависимость от человеческого фактора. Системы на основе нейросетевых алгоритмов стабилизируют пенный режим, что особенно важно для поддержания качества флотационного процесса в условиях нестабильности сырья и внешних параметров. Снижение колебаний в характеристиках пены напрямую влияет на снижение перерасхода реагентов, поскольку система чётко определяет момент, когда требуется корректировка, и не допускает избыточного внесения химикатов.

Практический эффект выражается не только в стабилизации технологических показателей, но и в ощутимой экономии. По оценкам специалистов, на предприятиях, где внедрены такие технологии, наблюдается снижение потерь ценных компонентов в хвостах за счёт более точного разделения фаз, а также повышение энергоэффективности за счёт оптимизации управления азированием и перемешиванием [5]. Это в свою очередь приводит к снижению затрат на электроэнергию и обслуживающий персонал. Видеоаналитика позволяет не просто фиксировать текущее состояние процесса, но и формировать тренды и прогнозы, выявлять закономерности, ускользающие от человеческого глаза, и давать операторам и управляющим системам основание для упреждающих действий.

На международной арене за последние годы отмечен ряд успешных примеров внедрения подобных интеллектуальных платформ. На XV-й Международной конференции по интеллектуальному анализу данных, было представлено решение на базе свёрточной нейронной сети (CNN), способное не только распознавать состояния пены, но и адаптироваться к условиям конкретного месторождения [6]. Это означает, что модель может обучаться на изображениях, полученных на определённой фабрике, и со временем улучшать точность своей диагностики за счёт учёта уникальных факторов: типа руды, геологических условий, характеристик флотационного оборудования. На рис. 3 изображена работа системы видеоаналитики на горнодобывающем предприятии *Compagnie Minière des Guemassa (CMG)*, Марокко.

Такие системы функционируют в реальном времени и интегрируются в существующие АСУТП, предоставляя не только текущие показатели, но и предиктивную аналитику – прогноз вероятности перехода процесса во внештатный режим, рекомендации по корректировке параметров и даже автоматическую настройку управляющих сигналов. Это открывает принципиально новый этап в управлении флотацией, где технология становится активным участником принятия решений, обеспечивая стабильность, точность и максимальную отдачу от процесса обогащения.

Современные тенденции в области цифровизации обогатительных процессов свидетельствуют о стремительном развитии технологий, способных кардинально изменить подход к управлению пенной фазой в процессе флотации.

Одним из ключевых направлений является создание самонастраиваемых и адаптивных модулей управления, которые объединяют в себе достижения в области сенсорных технологий, методов глубокого обучения и систем беспроводной передачи данных. Эти решения призваны обеспечить более высокий уровень автоматизации и интеллектуализации контроля, выводя процесс флотации на качественно новый уровень.

Совершенствование сенсорных систем позволяет собирать гораздо более точные и детализированные данные о параметрах пены, таких как её высота, плотность, структура, скорость распространения и стабильность. Новые модели камер с высоким разрешением и расширенным динамическим диапазоном способны фиксировать мельчайшие визуальные изменения, которые ранее оставались вне поля зрения классических систем. Эти данные становятся основой для обучения и функционирования нейросетевых алгоритмов.



Рис. 3. Пример работы системы видеоаналитики процесса флотации на горнодобывающем предприятии *Compagnie Minière des Guemassa (CMG)*, Марокко

Алгоритмы глубокого обучения, в частности подходы на базе ансамблевых моделей (например, объединение нескольких нейросетей с разной архитектурой или специализацией), позволяют повысить точность и устойчивость распознавания состояния пены. Такой подход помогает нивелировать влияние шума, нестабильного освещения, изменения свойств исходного сырья и других факторов, характерных для реальных производственных условий. Использование ансамблей нейросетей делает модель более надёжной и адаптивной, способной эффективно работать в условиях высокой неопределённости.

Ещё одной перспективной тенденцией является интеграция видеоаналитических систем с платформами Интернета вещей (IoT). С помощью IoT-устройств данные с множества датчиков (например, датчиков давления, температуры, расхода реагентов, уровня пульпы и др. параметров) передаются в централизованные или распределённые системы обработки в реальном времени.

Объединение этих данных с визуальной информацией от камер позволяет построить многомерную модель контроля пены, где визуальные и физико-химические показатели анализируются совместно. Интересны подходы, использующие ансамблевое обучение и интеграцию с данными от IoT-устройств, позволяющие добиться высокой точности при распознавании изменений структуры пены [7]. Это существенно расширяет возможности диагностики и позволяет предсказывать отклонения ещё до их проявления на поверхности пены.

В перспективе, развитие таких технологий приведёт к созданию полностью автономных систем, способных не только отслеживать состояние пены, но и самостоятельно обучаться на новых данных, адаптироваться под изменяющиеся условия работы фабрики и принимать решения без участия оператора. Такие интеллектуальные модули станут частью более широкой цифровой экосистемы предприятия, где контроль флотации будет осуществляться в едином информационном пространстве с другими производственными участками, обеспечивая непрерывную оптимизацию всего технологического цикла.

Внедрение систем видеоаналитики и компьютерного зрения в технологию флотации открывает качественно новый этап в цифровизации обогатительных процессов. Уменьшение потерь, повышение качества продукции и снижение энергозатрат становятся реальными благодаря интеграции нейросетевых моделей и интеллектуальных сенсоров в процессы управления. Использование таких подходов не только повышает экономическую эффективность, но и улучшает экологическую устойчивость предприятий.

Библиографический список:

1. Калашников В.А., Соловьёв В.И. Приложения компьютерного зрения в горнодобывающей промышленности. Прикладная информатика. – Москва: Финансовый университет, 2023. – Т. 18, № 1. – С. 4-21.
2. Qin S., Li L. Visual analysis of flotation foam characteristics using CNN. Sustainability. – Basel: MDPI, 2023. – Vol. 15. No. 3. – Article 1810.
3. Артюх А.В., Горбачёв С.Е., Барабанов А.Г., Чекушина Т.В. Применение искусственного интеллекта для повышения эффективности технологических процессов в горной промышленности. Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья. – Москва: Горная книга, 2024. – С. 550-553.
4. Klette R. Computer vision algorithms for flotation control. Proceedings of the 14th International Conference on Computer Analysis of Images and Patterns. – Berlin: Springer, 2019, pp. 241-252.
5. Zhang T., Zhou H. Real-time froth surface analysis using deep learning. Minerals Engineering. – Oxford: Elsevier, 2022. – Vol. 190. – Article 107315.
6. Bendaouia A., Abdelwahed E., Qassimi S., Boussetta A., Benzakour I., Amar O., Bourzeix F., Jabbahi K., Hasidi O. Advancing flotation process optimization through real-time machine vision monitoring: A convolutional neural network approach. Proceedings of the 15th International Conference on Knowledge Discovery and Information Retrieval. – Setúbal: SCITEPRESS, 2023, pp. 123-134.
7. Zhou X., He Y. Deep ensemble learning-based sensor for flotation froth image recognition. Sensors. – Basel: MDPI, 2024. – Vol. 24. No. 15. – Article 5048.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025. No. 2 (101) pp. 101-104

CONTROL OF THE FLOTATION TECHNOLOGICAL PROCESS USING VIDEO ANALYTICS

¹Davutov B.R., Head of the Information and Communication Technologies Department.

¹Khayrullin R.R., Deputy Head of the Information and Communication Technologies Department.

²Kadirov Y.B., Head of the Department of «Automation and Control», PhD, Associate Professor.

³Karpovich D.S., Head of the Department of «Automation of Production Processes and Electrical Engineering», PhD, Associate Professor.

¹JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Republic of Uzbekistan.

²Navoi State Mining and Technology University. Navoi, Republic of Uzbekistan.

³Belarusian State Technological University. Minsk, Republic of Belarus.

The article discusses modern approaches to automating the control of the flotation process using video analytics and computer vision. The key tasks solved by these technologies are presented: monitoring foam state and improving process stability. Examples of the integration of neural network algorithms are provided, which recognize foam parameters and automatically adjust flotation modes. Special attention is given to the industrial applicability and prospects for the development of intelligent video control in mineral processing.

Keywords: flotation, video analytics, foam, computer vision, process control, artificial intelligence, machine learning, ore beneficiation, technological optimization.

Bibliography:

1. Kalashnikov V.A., Solovyov V.I. Applications of computer vision in the mining industry. Applied Informatics. – Moscow: Financial University, 2023. – Vol. 18. No. 1, pp. 4-21.
2. Qin S., Li L. Visual analysis of flotation foam characteristics using CNN. Sustainability. – Basel: MDPI, 2023. – Vol. 15. No. 3. – Article 1810.
3. Artyukh A.V., Gorbachev S.E., Barabanov A.G., Chekushina T.V. Application of artificial intelligence to improve the efficiency of technological processes in the mining industry. Innovative processes of enrichment and deep processing of rare metal and mining-chemical raw materials. – Moscow: Mining Book, 2024, pp. 550-553.
4. Klette R. Computer vision algorithms for flotation control. Proceedings of the 14th International Conference on Computer Analysis of Images and Patterns. – Berlin: Springer, 2019, pp. 241-252.
5. Zhang T., Zhou H. Real-time froth surface analysis using deep learning. Minerals Engineering. – Oxford: Elsevier, 2022. – Vol. 190. – Article 107315.
6. Bendaouia A., Abdelwahed E., Qassimi S., Boussetta A., Benzakour I., Amar O., Bourzeix F., Jabbahi K., Hasidi O. Advancing flotation process optimization through real-time machine vision monitoring: A convolutional neural network approach. Proceedings of the 15th International Conference on Knowledge Discovery and Information Retrieval. – Setúbal: SCITEPRESS, 2023, pp. 123-134.
7. Zhou X., He Y. Deep ensemble learning-based sensor for flotation froth image recognition. Sensors. – Basel: MDPI, 2024. – Vol. 24. No. 15. – Article 5048.

TASMALI KONVEYER ROLIKLARI O'QLARIGA BUKSA O'RNATGAN HOLDA ROLIKLAR ISHLASH MUDDATINI OSHIRISH



Ataqulov L.N.,
NDK va TU «Konchilik elektr mexanikasi»
kafedrasini mudiri, t.f.d., professor



Haydarov Sh.B.,
NDK va TU «Konchilik elektr mexanikasi»
kafedrasini dotsenti



Raxmonov I.I.,
NDK va TU «Konchilik elektr mexanikasi»
kafedrasini assistenti

Tasmali konveyer roliklarini umumiy ko'rinishi, konstruksion xususiyatlari va istiqbolli ishlanmalar keltirilgan. Rolik tayanchlari konveyerning eng asosiy qismi hisoblanadi. Tasma harakatiga qarshilik ko'rsatuvchi kuch va tasmaning xizmat muddati ularning holati bilan bevosita bog'liqdir. Konveyer roliklarining ko'p jihatdan ishonchli ishlashi bir qancha ta'sir ko'rsatuvchi muhim omillarga, tashilayotgan yukning xususiyatlariga, o'lchamsiz tog' jinslarining ko'pligiga, chang va namlik, konveyerni noto'g'ri o'rnatishi roliklarni tez ishdan chiqishi taxlillari keltirilgan. Bularni oldini olishda rolik konstruksiyasidagi podshipniklarni rolikning tashqarisiga ya'ni buksaga o'rnatish variantlari keltirilgan. Buksaga o'rnatilganda ta'mirlashning osonligi, podshipniklarni moylash mumkinligi, ishdan chiqqan roliklarni qayta ta'mirlab ishlatib bo'lishligi keltirilgan.

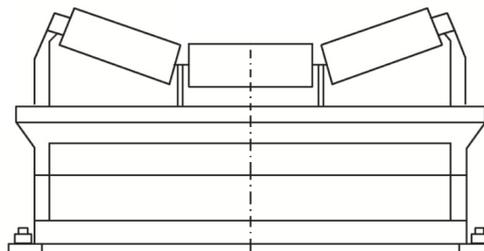
Kalit so'zlar: rolik, tasma, rolik tayanchlari, rama, buksa, texnologiya, metal, podshipnik, shayba, o'q.

Приведены общий вид ленточных конвейерных роликов, их конструктивные особенности и перспективные разработки. Опоры роликов являются важнейшей частью конвейера. Сила сопротивления движению ленты и срок её службы напрямую зависят от состояния этих опор. Надёжная работа конвейерных роликов в значительной степени определяется рядом факторов: характеристиками транспортируемого груза, наличием негабаритных горных пород, пылью и влажностью, а также неправильной установкой конвейера, что приводит к быстрому выходу роликов из строя. В работе проанализированы причины этих неисправностей. В целях их предотвращения рассмотрены варианты установки подшипников за пределами ролика — в буксе. Установка в буксе обеспечивает удобство обслуживания, возможность смазки подшипников и повторное использование отремонтированных роликов.

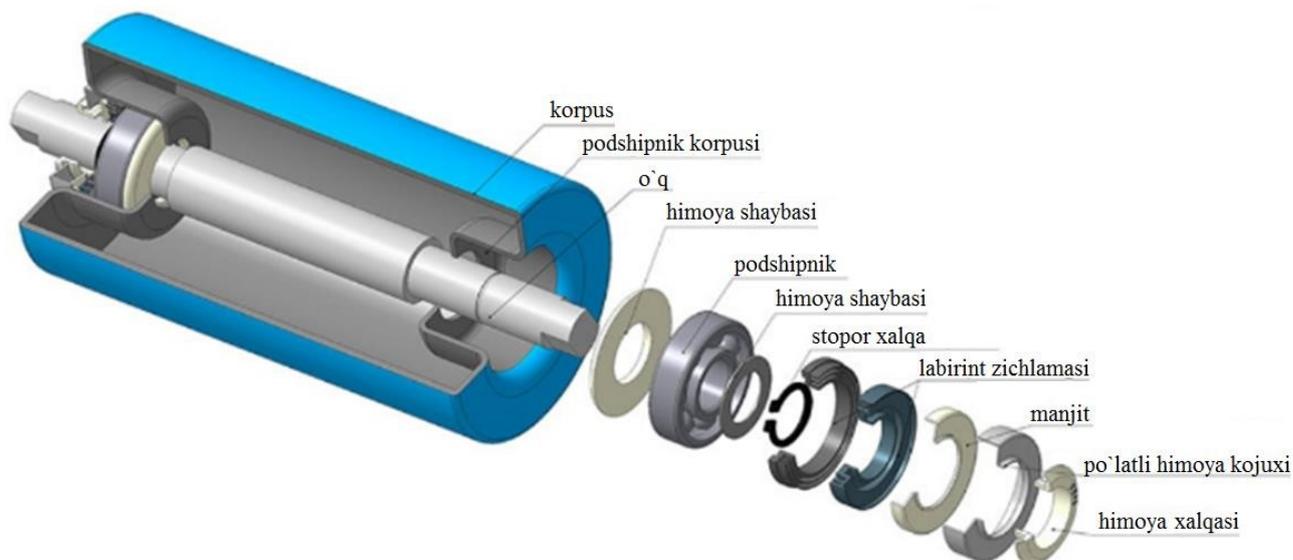
Ключевые слова: ролик, лента, опорные узлы роликов, рама, буksa, технология, металл, подшипник, шайба.

Konchilik sanoati korxonalarining texnik-iqtisodiy ko'rsatkichlari ko'p jihatdan tasmali konveyerlarining ishlashi va ularning iqtisodiy ko'rsatkichlariga bog'liq. Yurtimizdagi foydali qazilmalarni qazib oluvchi yirik konlarda «O'zbekko'mir» OAJ ga qarashli shaxta to'liq konveyerlashtirilgan, «Angren» ko'mir razrezida hamda Navoiy kon - metallurgiya kombinati OAJga qarashli «Muruntov», «Daugitzau» karyerlarida tasmali konveyerlar soni ko'payib bormoqda. Uzlaksiz transport sifatida tasmali konveyerlar konstruksiyasining soddaligi, ekspluatatsiya jarayonining ishonchligi, tog' jinslarini tashishda samaraliligi bilan ajralib turadi. Tasmali konveyerning asosiy jihozlaridan roliklar bo'lib, ularni ta'mirlash va texnik xizmat ko'rsatish xarajatlarining 40% va konveyerning umumiy qiymatining 30% to'g'ri keladi. Uchta rolikdan iborat tayanchda, ya'ni konveyer bo'ylab joylashgan roliklarda, markaziy rolik va tasma og'irligining umumiy yuklamasi taxminan 70% ni tashkil qiladi. Yon roliklarga tushadigan yuk va tasma og'irligi esa taxminan 30% ni tashkil etadi. Shu sababli, markaziy rolikka tushadigan yuk yon roliklariga nisbatan 2,5 baravar katta bo'ladi [1-3]. Hozirgi kunda roliklarning ishdan chiqishi, ishlash vaqtining kamligi va shu bilan birgalikda tasmalarni ham ishdan chiqishiga olib kelmoqda. Uchta rolikdan iborat tayanchda, ya'ni konveyer bo'ylab joylashgan roliklarda, markaziy rolik va tasma og'irligining umumiy yuklamasi taxminan 70% ni tashkil qiladi. Yon roliklarga tushadigan yuk va tasma og'irligi esa taxminan 30% ni tashkil etadi. Shu sababli, markaziy rolikka tushadigan yuk yon roliklariga nisbatan 2,5 baravar katta bo'ladi [4]. Hozirgi kunda roliklarning ishdan chiqishi, ishlash vaqtining kamligi va shu bilan birgalikda tasmalarni ham ishdan chiqishiga olib kelmoqda.

Materiallar va usullar. Konveyer roliklarining ko'p jihatdan ishonchli ishlashi bir qancha ta'sir ko'rsatuvchi muhim omillarga, tashilayotgan yukning xususiyatlariga, o'lchamsiz tog' jinslarining ko'pligiga, chang va namlik, konveyerni noto'g'ri o'rnatishga bog'liq. Rolikning asosiy o'lchamlaridan biri, uning diametri bo'lib, odatda 63, 89, 108, 127, 133, 159, 194 mm li roliklar ishlatiladi. Yengil konveyerlarga diametri 133 mm gacha bo'lgan roliklar ishlatiladi va katta diametrlilik roliklar og'ir turdagi konveyerlarga va tasma tezligi $v \geq 4$ m/s dan katta bo'lgan konveyerlarga ishlatiladi. Bundan tashqari, kompozitsion va polimer materiallardan tayyorlangan roliklar mavjud bo'lib, ular metall roliklarga nisbatan 5-6 marta yengil va yetarlicha qarshiligining kamligi bilan ajralib turadi, bu ayniqsa, mobil konveyerlar uchun muhim hisoblanadi [5, 6]. Tasmali konveyer roliklari tayanch konstruksiya (konveyer ramasi) po'latdan tayyorlanadigan metall seksiyalaridan tashkil topadi (1-rasm).



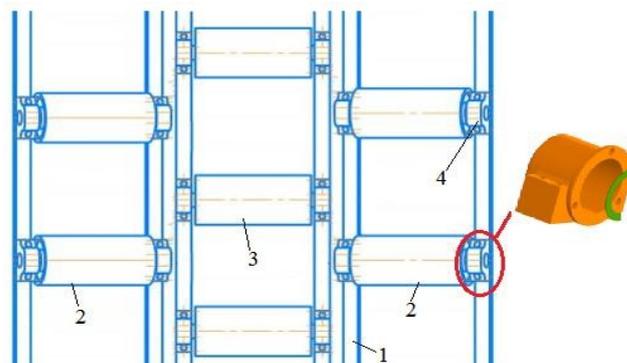
1-rasm. Konveyer rolik tayanchi



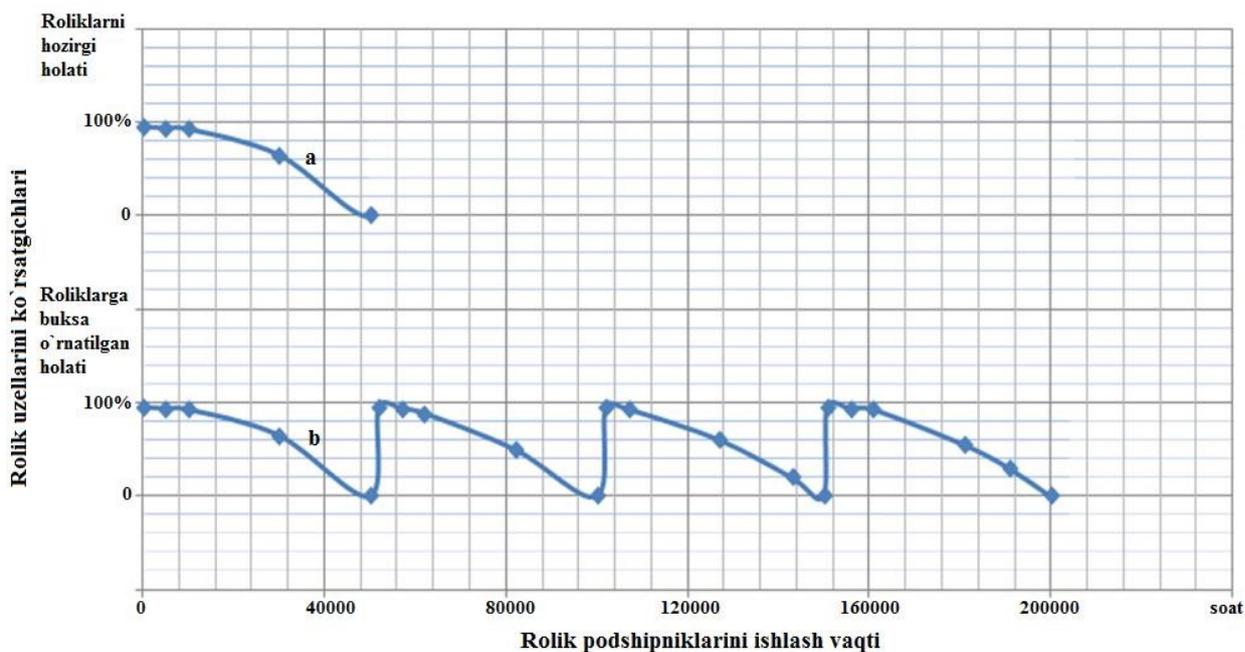
2-rasm. Rolikning asosiy qismi



3-rasm. Roliklarning ishlamay qolish sabablari



4-rasm. Rolik tayanchlariga roliklarni o'rnatish va roliklarga buksa qo'yish



5-rasm. Rolik podshipniklarini ishlash vaqtini rolik uzellari ko'rsatgichlariga bog'liqlik grafigi

Ba'zilarida ikkita bo'ylama po'lat arqondan iborat bo'lgan tayanch konstruksiyalar qo'llanilib, osma rolik tayanchlar ularga mahkamlanadi.

Ularning afzalligi og'irligi keskin kamayishidan tashqari tasмага katta bo'lakli materialni yumshoqlik bilan yuklashdan iborat.

Rolik tayanchlari konveyerning eng asosiy qismi hisoblanadi. Tasma harakatiga qarshilik ko'rsatuvchi kuch va tasmaning xizmat muddati ularning holati bilan bevosita bog'liqdir. Rolik tayanchlarining eng asosiy elementi roliklardir (2-rasm).

Roliklarni tez ishdan chiqishining asosiy sababi podshipnik bog'lamlarining ifloslanishi tufayli ularni aylanishdan to'xtab qolishidir. Podshipnik bog'lamlari ifloslanishining oldini olish uchun turli zichlagichlar qo'llaniladi, ulardan yaxshisi labirint zichlagichlardir.

Hozirgi kunda roliklarda sifatli podshipniklar o'rnatilmaganligi, o'qlari bir tekislikda qo'yilmaganligi oqibatida roliklar berilgan muddatgacha ishlab bermayapti.

Tahlillarga ko'ra (3-rasm), roliklarining aylanmay qolishining asosiy sabablari, chang zarralarining tiqilib qolishi (38 %), texnik xizmat ko'rsatish muddatida yetarli darajada moylanmasligi 37 %ni tashkil etadi.

Konveyerlar uchun roliklarni tanlashning yagona tartibining yo'qligi, roliklarni ishlab chiqaradigan korxonalarining roliklari turli xil konstruksiyaliligi, har xil og'irliklari, aylanishga chidamliligining har xilligi roliklardan foydalanishda qiyinchilik tug'dirishi mumkin va hozirgacha ko'pgina korxonalarda podshipniklar holatini diagnostika qilish, rolikni

almashtirish amaliyoti mavjud emasligi, roliklar xizmat qilish muddatining qisqarishiga olib kelmoqda.

Roliklar qismlarini yig'ish ishlari ishlab chiqarishdagi umumiy mehnat xajmining taxminan 30-45 % ni tashkil qiladi. Shu bilan birga, barcha yig'ish ishlarining 50-55 % qo'l mehnati, bu turli xil metallga ishlov berish bo'lib, ularning sifati ko'pincha metallga ishlov beruvchi ishchilarni malakasiga bog'liq bo'ladi.

Shularni inobatga olib rolik tayanchlari va rolik konstruksiyasiga o'zgartirishlar kiritilganida ularni ishlash muddatini oshirishga va texnik xizmat ko'rsatishni osonlashtirishga erishish mumkin.

Konveyer 1 ramalariga rolik tayanchlarini 2 yon roliklarni bir tekislikda, 3 o'rta roliklarni rolik tayanchlari orasidagi masofani o'rtasiga o'rnatib, roliklarni parametri va podshipniklarni roliklardan chiqarib 4 buksaga o'rnatishni taklif etamiz (4-rasm). Bunda podshipniklar buksaga o'rnatilganda podshipniklarni vaqtida moylash, ishdan chiqqanida tezda almashtirish oson bo'ladi.

5-rasmda konveyer roliklari podshipniklarini ishlash vaqtini rolik uzellari ko'rsatgichlariga bog'liqlik grafigi keltirilgan. Bunda a-chiziqda roliklarni hozirgi holat grafigi tasvirlangan bo'lib, rolikning podshipniklari 40000-45000 soat ishlaganidan keyin rolik ishdan chiqishi tezlashadi. b-chiziqda roliklarga buksa o'rnatilganda 45000 soat ishlaganidan keyin yoki undan oldin roliklar to'htaganida buksadan podshipnikni almashtirib yana roliklarni bir necha marta ishlatish mumkin.

Bibliografik ro'yxat:

1. Галкин В.И., Шешко Е.Е. Ленточные конвейеры на современном этапе развития горной техники // Горный журнал. – № 9. – М.: АО «Издательство «Горная книга», 2017. – С. 85-89.
2. Thompson M., Jennings A. Impulelelo coal mine is home to the world's longest belt conveyor // Mining Engineering. – USA, 2016. – October 14, pp. 14-35.
3. Галкин В.И. Современная теория ленточных конвейеров для горнодобывающих предприятий. – М.: Изд-во МГГУ, 2005. – 543 с.
4. Atakulov L.N., Haydarov Sh.B., Ochilov Kh.B., Gaffarov A.A. Application of the scheme of effective conveyor transport in the conditions of Daugiztau quarry // Technical Science and Innovation. – 2021. – No. 2. – Tashkent, pp. 74-86.
5. Lodewijks G., Zamiralova M. Energy consumption of pipe belt conveyors: Indentation rolling resistance // FME Transactions. – Belgrade, 2012. – Vol. 40, pp. 171-176.
6. Kharchenko V.I. Rationalization of geometric parameters of linear roller bearings of general-purpose belt conveyors at the design stage. – Moscow, 1994. – 248 p.
7. Шоджаатолхосейни С.А. Обоснование рациональных параметров роликкоопор линейных секций мощных ленточных конвейеров горных предприятий: дис. ... канд. техн. наук. – Москва, 2009. – 342 с.
8. Kiriya R.V., Maksyutenko V.Yu., Mishchenko T.F. Determination of the coefficient of resistance to the movement of the belt along the roller supports of the conveyor, due to the bending of the belt // Geotechnical Mechanics: Interdepartmental Collection of Scientific Works / IGTM NASU. – Dnipro, 2012. – Issue 106, pp. 140-146.

ПРОГНОСТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ИЗНОСА И ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА НАСОСОВ ГРАТ-400/40 ПРИ ПЕРЕКАЧКЕ МЕДЕСОДЕРЖАЮЩЕЙ ПУЛЬПЫ



Ишназаров О.Х.,
заместитель директора по науке
Института проблем энергетики АНПУз,
д.т.н., профессор



Кахаров С.К.,
заведующий кафедры «Горное дело»
Алмалыкского филиала НИТУ МИСИС,
к.т.н.

Maqolada mis tarkibli pulpaning granulometrik tarkibi va konsentratsiyasining mis boyitish fabrikalarida qo'llaniladigan GrAT-400/40 nasoslarining eskirishiga ta'siri bo'yicha tadqiqot natijalari keltirilgan. Eksploatatsion ma'lumotlarning statistik tahlili asosida uskuna qolgan xizmat muddatini prognozlash metodikasi ishlab chiqilgan. Takomillashtirilgan hisoblash modeli qo'llanilishi natijasida ta'mirlash xarajatlarini 18–22% ga qisqartirish va prognozlash aniqligini 12,3% (o'rtacha mutlaq foiz xato, MAPE) darajasiga yetkazish mumkinligi aniqlangan. Eskirishga ta'sir qiluvchi asosiy omillar sifatida zarracha o'lchami (d_{50}), qattiq faza massaviy konsentratsiyasi (C_w) hamda nasosning ekspluatatsion parametrlari ajratib ko'rsatilgan. Tadqiqot natijalari uskuna ishonchligini oshirish va ishlab chiqarishning iqtisodiy samaradorligini ta'minlashga xizmat qiladi.

Kalit so'zlar: GrAT-400/40 nasoslari, mis tarkibli pulpa, abraziv eskirish, resursni prognozlash, korroziyaga chidamlilik, iqtisodiy samaradorlik.

В статье представлены результаты исследования влияния granulometрического состава и концентрации медесодержащей пульпы на износ насосов GrAT-400/40, применяемых на медно-обогащительных фабриках. Разработана методика прогнозирования остаточного ресурса оборудования на основе статистического анализа эксплуатационных данных. Установлено, что использование усовершенствованной модели расчета позволяет снизить затраты на ремонт на 18–22% и достичь точности прогнозирования 12,3% (средняя абсолютная процентная ошибка, MAPE). Основные факторы, влияющие на износ, включают размер частиц (d_{50}), массовую концентрацию твердого (C_w) и эксплуатационные параметры насоса. Результаты способствуют повышению надежности оборудования и экономической эффективности производства.

Ключевые слова: насосы GrAT-400/40, медесодержащая пульпа, абразивный износ, прогнозирование ресурса, коррозионная стойкость, экономическая эффективность.

Насосы типа GrAT-400/40 широко применяются на медно-обогащительных фабриках для транспортировки пульп с массовой концентрацией твердого вещества до 40 %. Эти насосы являются ключевыми элементами технологического процесса, обеспечивая перекачку агрессивных суспензий, содержащих частицы меди, кварца, пирита и других минералов. Основной причиной выхода насосов из строя является абразивный износ проточной части, усугубляемый коррозионным воздействием кислой среды пульпы (рН 2,8–3,5) [1–3].

Ключевые факторы, влияющие на износ:

- размер и форма частиц: крупные и угловатые частицы усиливают абразивное воздействие;
- массовая концентрация твердого (C_w): высокая концентрация увеличивает интенсивность износа;
- скорость потока и конструкция насоса: высокие скорости и турбулентность потока способствуют эрозии;
- химический состав пульпы: низкий рН ускоряет коррозию металлических компонентов.

Предыдущие исследования [2–4] подчеркивали важность учёта характеристик пульпы для снижения износа, однако существующие модели прогнозирования остаточного ресурса насосов недостаточно точны и не учитывают специфику работы GrAT-400/40 в условиях

медно-обогащительных производств. Настоящее исследование направлено на разработку методики оценки износа и прогнозирования остаточного ресурса насосов, а также на достижение экономической эффективности за счёт оптимизации ремонтных работ.

Целью работы является:

Определение количественных зависимостей между параметрами пульпы и интенсивностью износа насосов GrAT-400/40.

Разработка эмпирической модели прогнозирования остаточного ресурса.

Оценка экономической эффективности внедрения предложенной методики.

Износ насосного оборудования при транспортировке абразивных пульп остаётся одной из ключевых проблем в цветной металлургии. Несмотря на широкое применение насосов, таких как GrAT-400/40, механизмы их разрушения до конца не исследованы в реальных условиях эксплуатации.

Для разработки надёжных прогностических моделей и повышения ресурса оборудования необходим комплексный анализ текущих научных подходов — от физического моделирования до цифровых методов диагностики. Ниже представлены актуальные исследования, отражающие современные тенденции в области изучения износа грунтовых насосов.

Цифровые методы диагностики и мониторинга.

В работе [5] представлен интеллектуальный датчик износа футеровки насоса, способный отслеживать толщину покрытия в реальном времени. Полученные данные интегрируются в численную модель на основе методов SPH и DEM, что позволяет повысить точность прогноза износа.

Также [6] применили искусственную нейронную сеть (ANN) в MATLAB для предсказания износа покрытия из Ni-WC. Модель успешно предсказывает износ за пределами экспериментального диапазона, подтверждая потенциал интеллектуальных систем в задачах прогноза ресурса.

Численное моделирование износа и потоков.

Работы [7] и [8] использовали DPM и многокомпонентные CFD-модели для анализа влияния концентрации и размера частиц на зоны максимального износа. Отмечено, что крупные частицы перемещают зону разрушения к напорной части, а увеличение концентрации усиливает эрозионное воздействие.

Исследование [9] подтвердило, что износ наиболее выражен на передней кромке рабочего колеса и напорной стороне лопаток, особенно при увеличении его диаметра и концентрации частиц. Авторы [10] показали, что средний износ уменьшается с ростом диаметра частиц, однако максимальный износ возрастает, подчёркивая важность гетерогенности потока.

Конструктивные решения и оптимизация геометрии насоса.

Оптимизация входной секции насоса может существенно снизить износ. В исследовании [11] CFD-DEM моделирование показало, что равнодимерическая конструкция входа снижает износ до 93,8 % в зоне входного патрубка.

Моделирование [12] показало, что угловая малогазорная структура уплотнения передней камеры наиболее устойчива к износу, а плоские конструкции с большими зазорами приводят к ускоренному разрушению.

Экспериментальная верификация подтвердила точность численной модели.

Исследование [13] акцентирует внимание на износе механических уплотнений. Модель, учитывающая термические деформации, позволила увеличить срок службы уплотнения в 3,2 раза.

Моделирование разрушения и износостойкость материалов.

В работе [14] исследуется эрозионный износ колеса из высокохромистого чугуна. Максимальный износ наблюдается при угле удара 45°, где доминируют микрорезание и пластическая деформация.

Исследование [15] использует модель Archard для оценки износа по морфологии повреждений: липообразные ямки, кратеры, фасочные разрушения. CFD-DEM симуляция и ортогональное планирование позволили выявить наиболее чувствительные зоны проточной части насоса.

Таким образом, обзор показывает, что современные подходы к изучению износа насосов ориентированы на численное моделирование многофазных потоков, цифровой мониторинг в реальном времени и использование интеллектуальных систем прогнозирования.

Особое внимание уделяется влиянию геометрических и структурных параметров на износ, а также подбору износостойких материалов.

Несмотря на значительный прогресс, остаются актуальными задачи комплексной интеграции моделей с эксплуатационными данными, разработки адаптивных алгоритмов прогноза и адаптации решений к специфике промышленных объектов, таких как насосы ГРАТ-400/40.

Для оценки износостойкости насосов ГРАТ-400/40 применялся комплексный подход, включающий следующие этапы:

– сбор данных: анализ эксплуатационных параметров, характеристик пульпы и истории отказов оборудования;

– статистическая обработка: использование корреляционного и регрессионного анализа в программном пакете STATISTICA 12 для выявления зависимостей;

– разработка модели: создание эмпирической модели износа с учетом концентрации твердого (C_w) и гранулометрического состава (d_{50});

– верификация модели: проверка точности прогнозирования на тестовой выборке с использованием средней абсолютной процентной ошибки (MAPE);

– экономический анализ: оценка сокращения затрат на ремонт при использовании прогнозируемого графика обслуживания.

Исследование базировалось на следующих данных, собранных на медно-обогатительных фабриках:

Первичные данные:

Технические паспорта насосов ГРАТ-400/40.

Журналы ремонтов и замен оборудования (рабочих колес, корпусов).

Протоколы измерений толщины стенок (ультразвуковой контроль).

Лабораторные данные: гранулометрический состав пульпы, плотность пульпы, химический состав пульпы, уровень pH (измерения pH-метром HI-98107).

Характеристики пульпы представлены в табл. 1.

Для оценки износа насосов были выделены три группы параметров:

Параметры пульпы:

– массовая концентрация твердого (C_w , %);

– средний диаметр частиц (d_{50} , мкм);

– плотность пульпы (ρ , кг/м³);

– вязкость пульпы (μ , Па·с).

Эксплуатационные параметры:

– частота вращения вала (об/мин);

– подача насоса (м³/ч);

– напор (м);

– температура пульпы (°C).

Параметры износа:

– уменьшение толщины стенки (мм);

– площадь изношенной поверхности (см²);

– глубина кавитационных ям (мм).

Обработка данных включала следующие шаги:

Нормализация данных: приведение всех параметров к единым единицам измерения для обеспечения сопоставимости.

Исключение выбросов: использование критерия Ирвина для удаления аномальных значений.

Проверка нормальности распределения: применение критерия Шапиро-Уилка для подтверждения пригодности данных для статистического анализа.

С учётом собранных экспериментальных данных и анализа литературы была разработана обобщённая эмпирическая модель интенсивности абразивно-коррозионного износа насосов ГРАТ-400/40.

Основными факторами, оказывающими наибольшее влияние на износ, являются: C_w массовая концентрация твердого вещества в пульпе, d_{50} средний гранулометрический размер частиц, η

Таблица 1

Характеристики медесодержащей пульпы

Параметр	Диапазон значений	Метод определения
Концентрация твердого (C_w), %	25–42	Плотномер ДП-2
Средний размер частиц (d_{50}), мкм	45–180	Ситовый анализ
Содержание меди, %	18–24	ААС-анализ
pH	2,8–3,5	pH-метр HI-98107

вязкость пульпы, $v=n/n_{ном}$ относительная частота вращения вала, химическая агрессивность среды (в рамках данной модели рН принято как фиксированное значение, т.к. диапазон узкий – 2,8-3,5).

Известно, что износ является результатом комплексного взаимодействия механических и химических факторов.

Согласно модели [16] и её последующим модификациям для абразивных суспензий, интенсивность износа пропорциональна контактному давлению, скорости скольжения и твёрдости частиц. Для пульп, перекачиваемых в горно-обогатительных предприятиях, более адекватной считается модифицированная степенная модель:

$$I = K \cdot (C_w)^\alpha \cdot (d_{50})^\beta \cdot (\eta)^\gamma \cdot \left(\frac{n}{n_{ном}}\right)^\delta \quad (1)$$

где K – комплексный коэффициент износа (0,021 для чугуна Cr15);
 C_w – массовая концентрация твёрдого (%), d_{50} : средний диаметр частиц (мкм);

η – коэффициент вязкости пульпы;

$n/n_{ном}$ – относительная частота вращения вала;

$\alpha, \beta, \gamma, \delta$ – степенные показатели, определённые методом наименьших квадратов ($\alpha = 1,1$ для $C_w, \beta = 0,6$ для d_{50}).

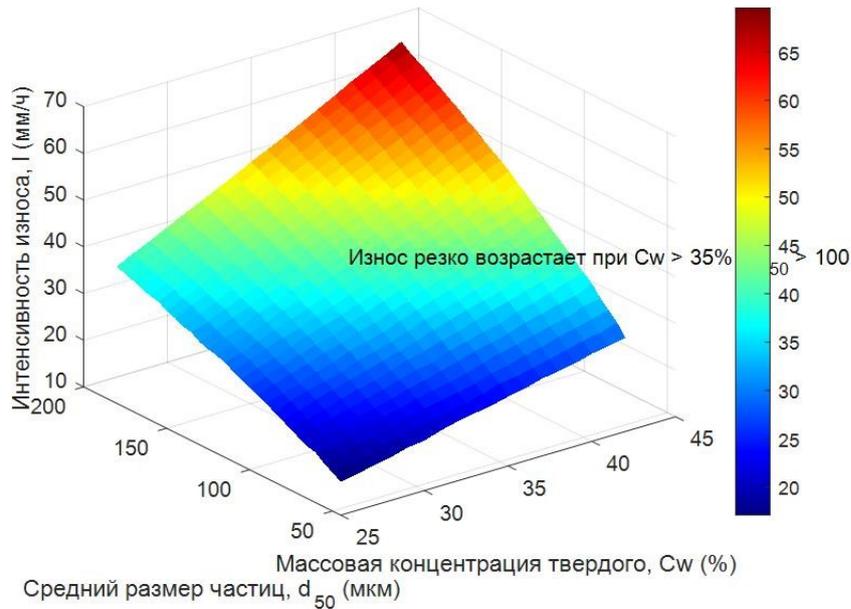


Рис. 1. Поверхность зависимости интенсивности износа от массовой концентрации твёрдого и среднего размера частиц

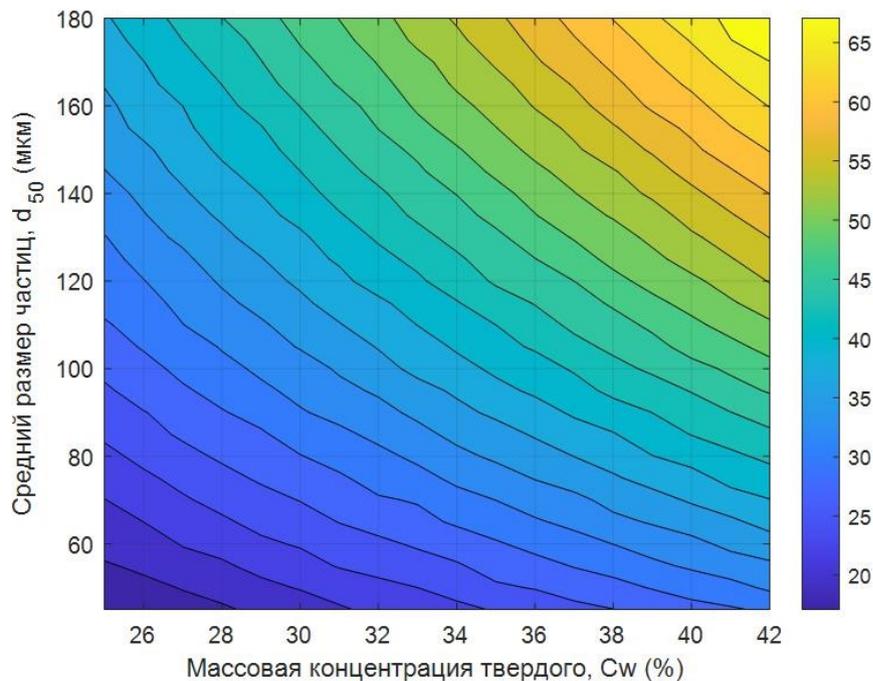


Рис. 2. Контурная диаграмма интенсивности износа от C_w и d_{50}

Значения параметров модели.

Результаты многомерной регрессии на основе 127 наборов данных показали следующие значения: $\alpha=1,1\pm 0,07$; $\beta=0,6\pm 0,05$; $\gamma=0,4\pm 0,06$; $\delta=1,2\pm 0,1$. Высокая значимость коэффициентов подтверждена с использованием критерия Стьюдента ($p < 0,01$).

На рис. 1 приведена зависимость интенсивности износа от массовой концентрации твёрдого и среднего размера частиц.

На рис. 2 приведена контурная диаграмма интенсивности износа от C_w и d_{50} .

Интерпретация влияния факторов.

Концентрация C_w : наибольшее влияние на интенсивность износа. Рост концентрации увеличивает плотность ударов твёрдых частиц по рабочим поверхностям.

Размер частиц d_{50} : оказывает существенное, но менее выраженное влияние; крупные частицы вызывают глубокие повреждения, но при этом быстрее оседают.

Вязкость η : увеличение вязкости приводит к снижению скорости частиц и сглаживанию ударов, но может вызывать осаждение твёрдого и образование застойных зон.

Частота вращения v : рост скорости приводит к усилению турбулентности и увеличению скорости ударов, особенно на лопатках рабочего колеса.

Условия применимости модели

Модель адекватна в следующих пределах:

$$\begin{aligned} 25\% \leq C_w \leq 42\% \\ 45 \leq d_{50} \leq 180 \text{ мкм}, \\ 1,0 \leq v \leq 1,2 \\ \eta \in [12,40] \text{ мПа}\cdot\text{с}. \end{aligned}$$

Выход за пределы диапазона требует дополнительной калибровки модели.

Практическое применение.

Модель позволяет:

- оперативно прогнозировать остаточный ресурс насосного агрегата на основе текущих параметров пульпы и режима работы;
- оптимизировать регламент обслуживания, ориентируясь на критический износ проточной части;
- формировать цифровую карту износа в составе предиктивной системы техобслуживания.

Для оценки точности и устойчивости разработанной модели износа была проведена верификация на основе как количественных метрик точности, так и графического анализа отклонений.

Использовалась кросс-валидация по схеме «обучающая/тестовая выборка» в соотношении 70/30. Модель обучалась на 70 % выборки, состоящей из эксплуатационных данных насосов ГРАТ-400/40. Остальные 30 % использовались для независимой проверки.

Для количественной оценки точности модели использовались следующие метрики:

MAPE (средняя абсолютная процентная ошибка):

$$MAPE = \frac{1}{n} \sum_i \left| \frac{I_i^{\text{факт}} - I_i^{\text{модель}}}{I_i^{\text{факт}}} \right| \times 100\%, \quad (2)$$

Коэффициент детерминации R^2 :

$$R^2 = 1 - \frac{\sum (I_i^{\text{факт}} - I_i^{\text{модель}})^2}{\sum (I_i^{\text{факт}} - \bar{i})^2} \times 100\%, \quad (3)$$

F-критерий (оценка значимости регрессии) сравнивался с табличным значением при уровне значимости 0,05. Результаты сравнивались с фактическими данными износа (табл. 2).

Полученные значения подтверждают высокую точность модели и статистическую значимость регрессионных зависимостей.

MAPE менее 13 % свидетельствует о том, что отклонения прогноза в абсолютных значениях не превышают допустимый диапазон эксплуатационных отклонений.

Таблица 2

Результаты верификации модели

Параметр	Значение	Допустимое отклонение
MAPE, %	12,3	≤ 15
R^2	0,91	$\geq 0,85$
F-критерий	48,7	$\geq F_{\text{табл}}(4,51)=2,56$

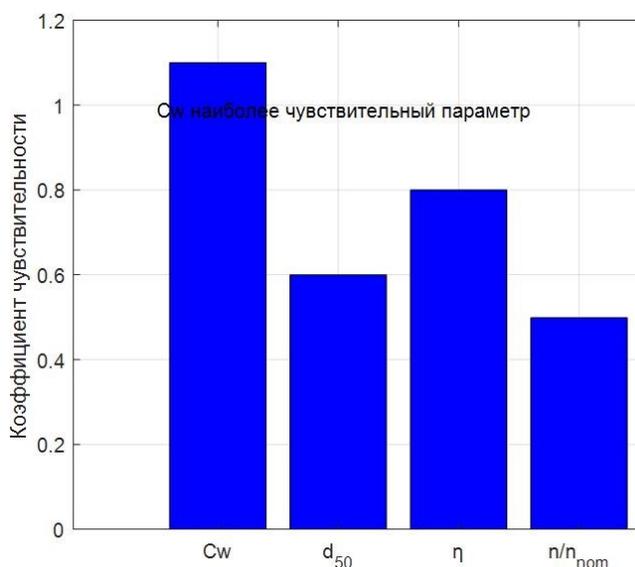


Рис. 3. Чувствительность модели к изменению параметров

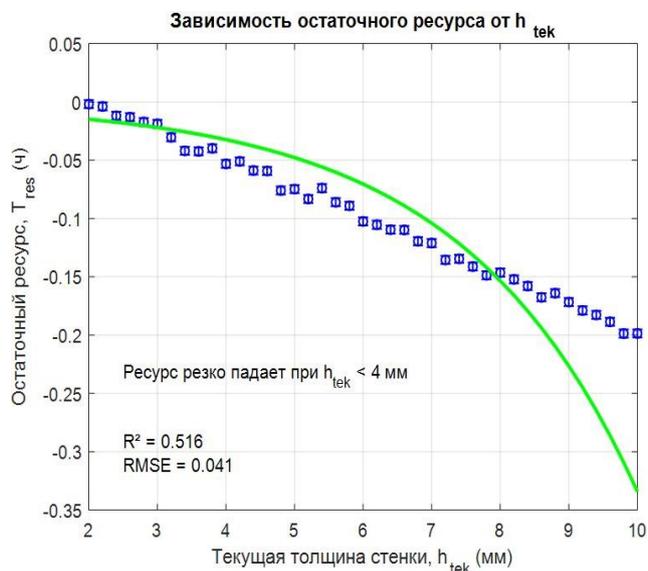


Рис. 4. Зависимость остаточного ресурса от текущей толщины стенок

На рис. 3 представлена диаграмма чувствительности, которая показывает, что массовая концентрация оказывает наибольшее влияние.

Построенная диаграмма чувствительности показала, что: изменение C_w на $\pm 10\%$ изменяет интенсивность износа в среднем на 18 %; аналогичное изменение d_{50} влияет на результат в среднем на 11 %; вязкость оказывает сглаживающее, но менее значительное влияние (до 5 %).

Таблица 3

Расчёт остаточного ресурса насосов ГрАТ-400/40

№	$h_{тек}, мм$	$h_{мин}, мм$	$C_w, \%$	$d_{50}, мкм$	$I, мм/мес$	$T_{рес}, мес$
1	9,0	4,0	26	60	0,57	8,77
2	8,2	4,0	32	90	0,88	4,77
3	7,0	4,0	38	120	1,32	2,27
4	6,5	4,0	41	170	2,17	1,15

Таким образом, получена иерархия влияния факторов:

$$C_w > d_{50} > \eta > v > n/\eta.$$

Сравнение с альтернативными моделями.

Разработанная модель была дополнительно сопоставлена с классической моделью Archard [16] и упрощённой степенной моделью (только C_w, d_{50}). В обоих случаях точность была ниже:

Archard: MAPE = 18,6 %, $R^2 = 0,72$.

Упрощённая модель: MAPE = 15,9 %, $R^2 = 0,81$.

Это подтверждает, что включение дополнительных параметров (вязкости и частоты вращения) повышает точность прогноза.

Прогнозирование остаточного ресурса насосного оборудования представляет собой важнейший элемент системы технического обслуживания по фактическому состоянию.

Для насосов ГрАТ-400/40, работающих в условиях перекачки агрессивной медесодержащей пульпы, надёжная оценка остаточного срока службы позволяет не только минимизировать вероятность аварийных отказов, но и повысить экономическую эффективность эксплуатации за счёт оптимизации графиков ремонтов.

В основу расчёта положен детерминированный подход, при котором остаточный срок службы проточной части насоса определяется по текущей толщине стенки, минимально допустимому значению и прогнозируемой интенсивности износа. Исходя из этого, остаточный срок службы насосов $T_{рес}$ определялся по формуле:

$$T_{рес} = \frac{(h_{тек} - h_{мин})}{I} \quad (4)$$

где $h_{мин}$ – минимально допустимая толщина стенки (мм);

$h_{тек}$ – текущая толщина стенки (мм);

I – интенсивность износа (мм/единица времени).

На рис. 4 приведена зависимость остаточного ресурса от текущей толщины стенок.

Формула основывается на предположении, что скорость износа в рассматриваемом интервале времени может быть аппроксимирована постоянной величиной I , вычисленной на основе текущих параметров технологического процесса.

Это оправдано, поскольку изменение концентрации пульпы и её грансостава в рамках одного эксплуатационного цикла является относительно стабильным, а изменение условий работы (давление, частота вращения) имеет плавный характер.

Для повышения точности расчёта остаточного ресурса в случае нестабильной среды возможно использовать средневзвешенное значение интенсивности износа по нескольким временным сегментам или прогноз на основе интегральной модели:

$$T_{рес} = \int_{h_{мин}}^{h_{тек}} \frac{1}{I(t)} dh \quad (5)$$

где $I(t)$ – функция интенсивности износа, зависящая от времени или технологических параметров.

Однако, для условий данного исследования и типовых промышленных систем без онлайн-мониторинга, аппроксимация средним значением I остаётся оправданной и практически применимой.

В табл. 3 приведены примеры расчёта остаточного ресурса насосов ГрАТ-400/40.

Таким образом, алгоритм прогнозирования остаточного ресурса насосов ГрАТ-400/40 на основе эмпирической модели интенсивности износа демонстрирует высокую прикладную ценность. Расчёты позволяют с достаточной точностью (среднее отклонение менее 13 %) определять время безопасной эксплуатации до критического износа проточной части. Это даёт возможность формировать надёжный график технического обслуживания, снижая риски аварийных отказов и обеспечивая экономическую обоснованность ремонтных мероприятий.

Заключение.

В статье представлено комплексное исследование влияния гранулометрического состава и концентрации медесодержащей пульпы на износ насосов ГрАТ-400/40, с акцентом на разработку и верификацию прогностической модели.

Основные научные и практические результаты:

- для насосов типа ГрАТ-400/40 предложена обобщённая эмпирическая модель износа, учитывающая не только концентрацию и размер твёрдых частиц, но и вязкость пульпы, а также относительную частоту вращения.

- проведена верификация модели на основе реальных эксплуатационных данных с получением высоких метрик точности: $R^2=0,91$, MAPE = 12,3 %.

- построены графики зависимости износа от технологических параметров и проведён анализ чувствительности, выявивший доминирующее влияние параметра C_w .

- разработан метод оценки остаточного ресурса и представлены расчёты по ряду практических сценариев.

Полученные результаты могут быть внедрены в рамках цифровых решений для управления жизненным циклом насосного оборудования и адаптированы для других типов насосов, работающих в агрессивных шламовых средах.

Исследование выполнено в рамках совместного Узбекско-Китайского проекта №AL-5922012199.

Библиографический список:

1. Shi B., Pan J., Wu L., Zhang X., Qiu Y., & Zhang Y. (2020). A prediction method of wear for volute casing of a centrifugal slurry pump. *Geofluids*, 2020. <https://doi.org/10.1155/2020/8847087>.
2. Tran A., Furlan J.M., Pagalthivarthi K.V., Visintainer R.J., Wildey T. & Wang Y. (2019). WearGP: A computationally efficient machine learning framework for local erosive wear predictions via nodal Gaussian processes. *Wear*, pp. 422-423, 9-26. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2018.12.081>.
3. Serrano R.O.P., Castro A.L.P. de Rico E.A.M., Viana E.M. de F. & Martinez C.B. (2018). Abrasive effects of sediments on impellers of pumps used for catching raw water. *Revista Brasileira de Engenharia Agrícola e Ambiental*, 22(9), pp. 591-596. <https://doi.org/10.1590/1807-1929/agriambi.v22n9p519-596>.
4. Lu H., Li T., Cui J., Li Q., & Li D.Y. (2017). Improvement in erosion-corrosion resistance of high-chromium cast irons by trace boron. *Wear*, pp. 376-377, 578-586. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2017.02.014>.
5. Qin J. & Chen W. (2022). Coupling of an IOT wear sensor and numerical modelling in predicting wear evolution of a slurry pump. *Powder Technology*, 404 p. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2022.117453>.
6. Kumar S., Chandra S.K., Dixit S., Kumar K., Kumar S., Murali G., Sabri M.M.S. (2022). Neural Network Prediction of Slurry Erosion Wear of Ni-WC Coated Stainless Steel 420. *Metals*, 12(5). <https://doi.org/10.3390/met12050706>.
7. Jiang L., Bai L., Xue P., Peng G. & Zhou L. (2022). Two-Way Coupling Simulation of Solid-Liquid Two-Phase Flow and Wear Experiments in a Slurry Pump. *Journal of Marine Science and Engineering*, 10(1). <https://doi.org/10.3390/jmse10010057>.

8. Tarodiya R. & Gandhi B.K. (2019). Numerical simulation of a centrifugal slurry pump handling solid-liquid mixture: Effect of solids on flow field and performance. *Advanced Powder Technology*, 30(10), pp. 2225-2239. <https://doi.org/10.1016/j.apt.2019.07.003>.
9. Wang Y., Tao R., Han C., Li W., He T. & Zhu Z. (2022). Numerical study on flow and wear characteristics of dense fine particle solid-liquid two-phase flow in centrifugal pump. *AIP Advances*, 12(4). <https://doi.org/10.1063/5.0079425>.
10. Kang C., Cao Q., Teng S., Liu H. & Ding, K. (2024). Wear characteristics of a centrifugal pump transporting solid-liquid mixture: An experimental and numerical study. *Ain Shams Engineering Journal*, 15(1). <https://doi.org/10.1016/j.asej.2023.102277>.
11. Shi X., Ding W., Xu C., Xie F. & Tian Z. (2023). Numerical investigation of inlet section structure effect on wear characteristic of particle condition in centrifugal slurry pump by CFD-DEM coupling. *Particulate Science and Technology*, 41(6), pp. 834-843. <https://doi.org/10.1080/02726351.2022.2151537>.
12. Zhao H., Cao Q., Kang C., Mao N., Zhen W., Ren L. & Ding K. (2023). Influence of structure on wear characteristics performance for sealing surface of front chamber of slurry pump. *Paiguan Jixie Gongcheng Xuebao/Journal of Drainage and Irrigation Machinery Engineering*, 41(3), pp. 247-252. <https://doi.org/10.3969/j.issn.1674-8530.21.0240>.
13. Wei Q., Ahmat M., Runsheng Y. & He W. (2023). Numerical analysis and formula correction of mechanical seal ring wear of slurry pump based on thermal deformation. *Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers, Part E: Journal of Process Mechanical Engineering*. <https://doi.org/10.1177/09544089231191463>.
14. Chaves Pereira da Silva, Renato Barbosa, Paulo Ricardo, Penagos José Jimmy & Rodrigues da Costa Adilson. (2023). Slurry erosion wear of high chromium cast iron samples from a slurry pump impeller. Effect of impact angle variation. *World Journal of Advanced Engineering Technology and Sciences*, 8(2), pp. 275-286. <https://doi.org/10.30574/wjaets.2023.8.2.0106>.
15. Yuan R., Chen C., Zai P. & Hou Z. (2023). Investigation on the wear characteristics of slurry abrasive flow to key passage parts of the pump body. *Journal of the Brazilian Society of Mechanical Sciences and Engineering*, 45(6). <https://doi.org/10.1007/s40430-023-04223-9>.
16. Archard J.F. (1953) Contact and Rubbing of Flat Surfaces. *Journal of Applied Physics*, 24, pp. 981-988. <https://doi.org/10.1063/1.1721448>.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 1 (101) pp. 108-113

PROGNOSTIC MODEL OF WEAR AND REMAINING SERVICE LIFE OF GRAT-400/40 PUMPS DURING COPPER-BEARING SLURRY TRANSPORTATION

¹Ishnazarov O.Kh., deputy director for science, doctor of technical sciences, professor.

²Kakharov S.K., head of the «Mining engineering» department, candidate of technical sciences.

¹Institute of Energy Problems, Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan. Tashkent, Uzbekistan.

²Branch of the Federal State Autonomy Educational Institution of Higher Education «National University of Science and Technology MISIS» in Almalik. Almalik, Uzbekistan.

The article presents the results of a study on the effect of granulometric composition and concentration of copper-bearing slurry on the wear of GRAT-400/40 pumps used at copper concentrator plants. A methodology for predicting the remaining service life of the equipment based on statistical analysis of operational data has been developed. It has been established that the use of an improved calculation model makes it possible to reduce repair costs by 18-22% and achieve a forecasting accuracy of 12,3% (mean absolute percentage error, MAPE). The main factors influencing wear include particle size (d_{50}), solid phase mass concentration (C_w), and operational parameters of the pump. The results contribute to increasing equipment reliability and economic efficiency of production.

Keywords: GRAT-400/40 pumps, copper-bearing slurry, abrasive wear, service life prediction, corrosion resistance, economic efficiency.

Bibliographic list:

1. Shi B., Pan J., Wu L., Zhang X., Qiu Y., & Zhang Y. (2020). A prediction method of wear for volute casing of a centrifugal slurry pump. *Geofluids*, 2020. <https://doi.org/10.1155/2020/8847087>.
2. Tran A., Furlan J.M., Pagalthivarthi K.V., Visintainer R.J., Wildey T. & Wang Y. (2019). WearGP: A computationally efficient machine learning framework for local erosive wear predictions via nodal Gaussian processes. *Wear*, pp. 422-423, 9-26. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2018.12.081>.
3. Serrano R.O.P., Castro A.L.P. de Rico E.A.M., Pinto M.A., Viana E.M. de F. & Martinez C.B. (2018). Abrasive effects of sediments on impellers of pumps used for catching raw water. *Revista Brasileira de Engenharia Agrícola e Ambiental*, 22(9), pp. 591-596. <https://doi.org/10.1590/1807-1929/agriambi.v22n9p519-596>.
4. Lu H., Li T., Cui J., Li Q., & Li D.Y. (2017). Improvement in erosion-corrosion resistance of high-chromium cast irons by trace boron. *Wear*, pp. 376-377, 578-586. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2017.02.014>.
5. Qin J. & Chen W. (2022). Coupling of an IOT wear sensor and numerical modelling in predicting wear evolution of a slurry pump. *Powder Technology*, 404 p. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2022.117453>.
6. Kumar S., Chandra S.K., Dixit S., Kumar K., Kumar S., Murali G., Sabri M.M.S. (2022). Neural Network Prediction of Slurry Erosion Wear of Ni-WC Coated Stainless Steel 420. *Metals*, 12(5). <https://doi.org/10.3390/met12050706>.
7. Jiang L., Bai L., Xue P., Peng G. & Zhou L. (2022). Two-Way Coupling Simulation of Solid-Liquid Two-Phase Flow and Wear Experiments in a Slurry Pump. *Journal of Marine Science and Engineering*, 10(1). <https://doi.org/10.3390/jmse10010057>.
8. Tarodiya R. & Gandhi B.K. (2019). Numerical simulation of a centrifugal slurry pump handling solid-liquid mixture: Effect of solids on flow field and performance. *Advanced Powder Technology*, 30(10), pp. 2225-2239. <https://doi.org/10.1016/j.apt.2019.07.003>.
9. Wang Y., Tao R., Han C., Li W., He T. & Zhu Z. (2022). Numerical study on flow and wear characteristics of dense fine particle solid-liquid two-phase flow in centrifugal pump. *AIP Advances*, 12(4). <https://doi.org/10.1063/5.0079425>.
10. Kang C., Cao Q., Teng S., Liu H. & Ding, K. (2024). Wear characteristics of a centrifugal pump transporting solid-liquid mixture: An experimental and numerical study. *Ain Shams Engineering Journal*, 15(1). <https://doi.org/10.1016/j.asej.2023.102277>.
11. Shi X., Ding W., Xu C., Xie F. & Tian Z. (2023). Numerical investigation of inlet section structure effect on wear characteristic of particle condition in centrifugal slurry pump by CFD-DEM coupling. *Particulate Science and Technology*, 41(6), pp. 834-843. <https://doi.org/10.1080/02726351.2022.2151537>.
12. Zhao H., Cao Q., Kang C., Mao N., Zhen W., Ren L. & Ding K. (2023). Influence of structure on wear characteristics performance for sealing surface of front chamber of slurry pump. *Paiguan Jixie Gongcheng Xuebao/Journal of Drainage and Irrigation Machinery Engineering*, 41(3), pp. 247-252. <https://doi.org/10.3969/j.issn.1674-8530.21.0240>.
13. Wei Q., Ahmat M., Runsheng Y. & He W. (2023). Numerical analysis and formula correction of mechanical seal ring wear of slurry pump based on thermal deformation. *Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers, Part E: Journal of Process Mechanical Engineering*. <https://doi.org/10.1177/09544089231191463>.
14. Chaves Pereira da Silva, Renato Barbosa, Paulo Ricardo, Penagos José Jimmy & Rodrigues da Costa Adilson. (2023). Slurry erosion wear of high chromium cast iron samples from a slurry pump impeller. Effect of impact angle variation. *World Journal of Advanced Engineering Technology and Sciences*, 8(2), pp. 275-286. <https://doi.org/10.30574/wjaets.2023.8.2.0106>.
15. Yuan R., Chen C., Zai P. & Hou Z. (2023). Investigation on the wear characteristics of slurry abrasive flow to key passage parts of the pump body. *Journal of the Brazilian Society of Mechanical Sciences and Engineering*, 45(6). <https://doi.org/10.1007/s40430-023-04223-9>.
16. Archard J.F. (1953) Contact and Rubbing of Flat Surfaces. *Journal of Applied Physics*, 24, pp. 981-988. <https://doi.org/10.1063/1.1721448>.

ОЦЕНКА ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ПЛАСТОВЫХ ВОД НА НЕФТЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ТАДЖИКСКОЙ ДЕПРЕССИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДОВ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ



Разиков З.А.,
профессор кафедры ГиНГД
горно-металлургического института
Таджикистана, д.т.н., профессор, академик
международной инженерной Академии



Мирбобоев Ш.Ж.,
заведующий кафедрой
«Геология и нефтегазовое дело» ГиНГД
горно-металлургического института
Таджикистана, к.т.н., доцент

Maqolada Tojikiston depressiyasidagi neft konlarining qatlam suvlari tarkibini bashorat qilish uchun Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , Ca^{2+} va Mg^{2+} ionlari bo'yicha faktik ma'lumotlarga asoslangan matematik model taqdim etilgan. Model yuqori mineralizatsiya sharoitida suv tarkibini aniqlik bilan hisoblash imkonini beradi va qazib olish hamda suvdan foydalanish jarayonlarini optimallashtirishga yordam beradi.

Kalit so'zlar: qatlam suvlari, kimyoviy tarkib, neft konlari, Tojikiston depressiyasi, mineralizatsiya, ionlar (Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+}), matematik modellashtirish, ekologik xatarlar, quduqlarning suvlanishi, konlarni boshqarib ishlatish.

V stat'ye predstavlena matematicheskaya model', osnovannaya na fakticheskikh dannyx po содержанию ионов Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , Ca^{2+} и Mg^{2+} , для прогнозирования химического состава пластовых вод нефтяных месторождений Таджикской депрессии. Модель позволяет точно рассчитывать состав вод при высокой минерализации и использовать результаты для оптимизации добычи и утилизации.

Ключевые слова: пластовые воды, химический состав, нефтяные месторождения, Таджикская депрессия, минерализация, ионы (Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+}), математическое моделирование, экологические риски, обводнение скважин, управление разработкой месторождений.

Разведка углеводородных ресурсов в пределах Таджикской депрессии имеет более чем шестидесятилетнюю историю. За этот период в юго-западной части Таджикистана были выявлены и освоены 14 нефтяных, газовых и газоконденсатных месторождений (рис. 1), часть из которых на сегодняшний день уже полностью исчерпаны [1].

Таджикская депрессия относится к числу наиболее сложных по геологическому строению регионов Средней Азии. Несмотря на длительное изучение, многие особенности её тектоники и гидро-геологических условий остаются недостаточно исследованными.

В настоящее время обводнённость большинства нефтегазовых месторождений региона достигла критических значений – до 90 %. Это означает, что доля нефти в извлекаемой продукции значительно снижена по сравнению с объёмом попутных пластовых вод [2].

Одной из ключевых задач при разработке таких месторождений становится минимизация воздействия на окружающую среду. Эта проблема особенно актуальна на поздних стадиях эксплуатации, когда снижается дебит скважин, а содержание воды в добываемом флюиде существенно возрастает, и загрязняющие химические элементы пластовых вод влияют на экосистему.

Поэтому важно точно определить химический состав попутных пластовых вод.

Точное определение химического состава пластовых вод играет ключевую роль в снижении экологических рисков, связанных с разработкой нефтяных и газовых месторождений. Пластовые воды могут содержать токсичные ионы тяжёлых металлов,

хлориды, сульфаты, а также органические соединения, которые при неправильной утилизации способны вызвать загрязнение почв, подземных и поверхностных вод.

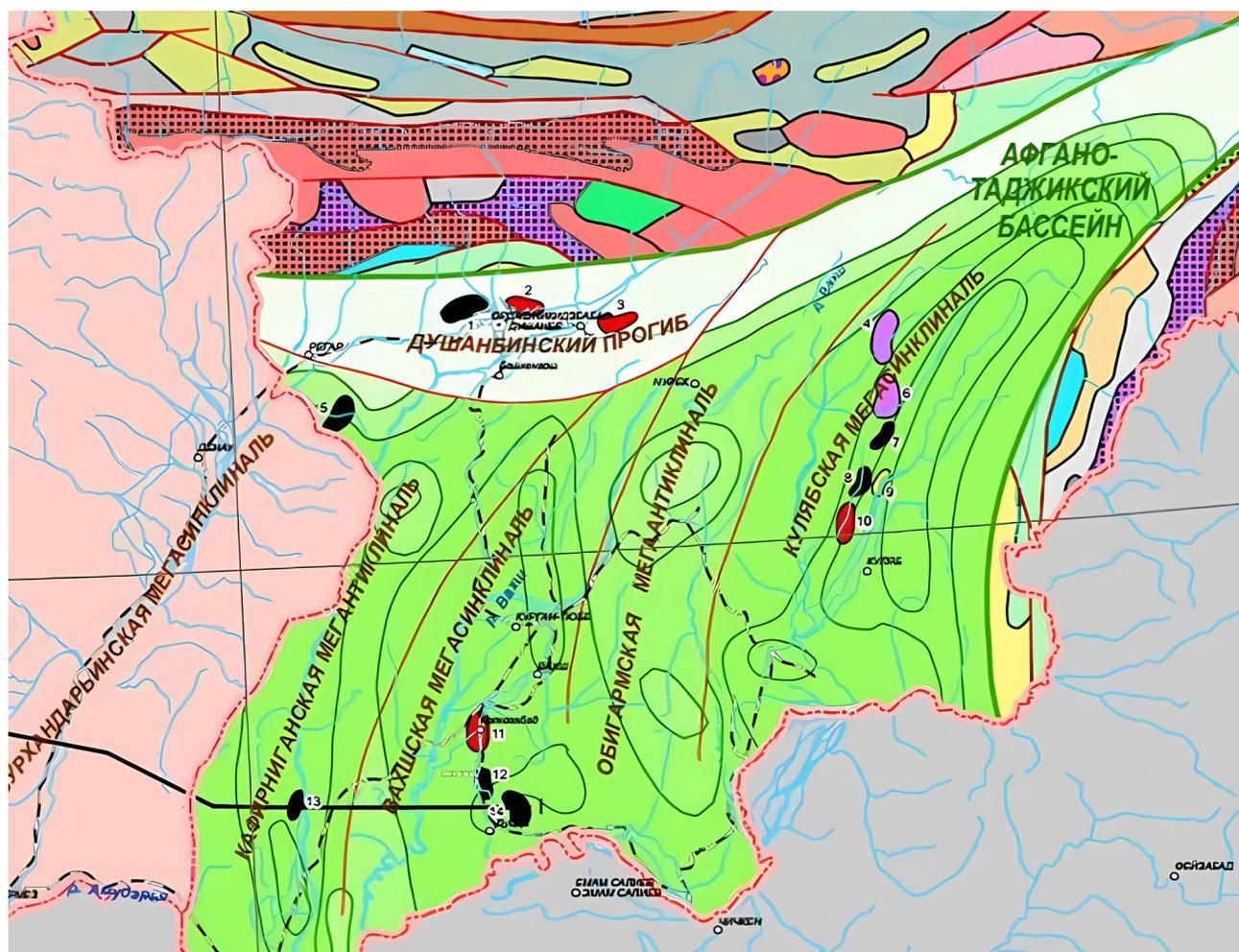
Проведение детального химико-аналитического мониторинга позволяет заранее выявить потенциально опасные компоненты и подобрать методы их нейтрализации или извлечения.

На основе полученных данных можно грамотно спроектировать системы сбора, очистки и утилизации пластовых вод, исключив их прямое попадание в окружающую среду. Это особенно важно в условиях Таджикской депрессии, где близость водоносных горизонтов и сельскохозяйственных земель усиливает значимость экологической безопасности. Таким образом, научно обоснованный подход к анализу и переработке пластовых вод способствует устойчивому развитию нефтегазовой отрасли и защите экосистем региона.

Целью данной статьи является точное определение химического состава пластовых вод и подготовка достоверной информации для последующей утилизации попутных пластовых вод на нефтяных месторождениях Таджикской депрессии.

Для точного определения химического состава пластовых вод ключевое значение имеет анализ изменений содержания шести основных ионов: Cl^- , SO_4^{2-} , HCO_3^- , Na^+ , K^+ , Ca^{2+} и Mg^{2+} , а также необходимо учитывать плотность и водородный показатель среды (pH).

Химический состав пластовых вод зависит от геологического возраста и химических свойств вмещающих пород, а также от



Условные обозначения:

Месторождения:

- газовые и газоконденсатные
- нефтегазоконденсатные
- газонефтяные и нефтегазовые
- нефтяные
- изопахиты осадочного чехла, км
- границы осадочных бассейнов
- разрывные нарушения

Мощности осадочного чехла

- < 1
- 1 – 2
- 2 – 3
- 3 – 4
- 4 – 5

- 5 – 6
- 6 – 7
- 7 – 8
- 8 – 9
- 9 – 10
- > 10

- государственные границы
- столицы
- крупные города
- железные дороги
- речная сеть
- озёра, крупные реки

Проекция: коническая равнопромежуточная
 Центральный меридиан: 65 ВД
 Стандартная параллель: 60 СШ

геологический профильный разрез

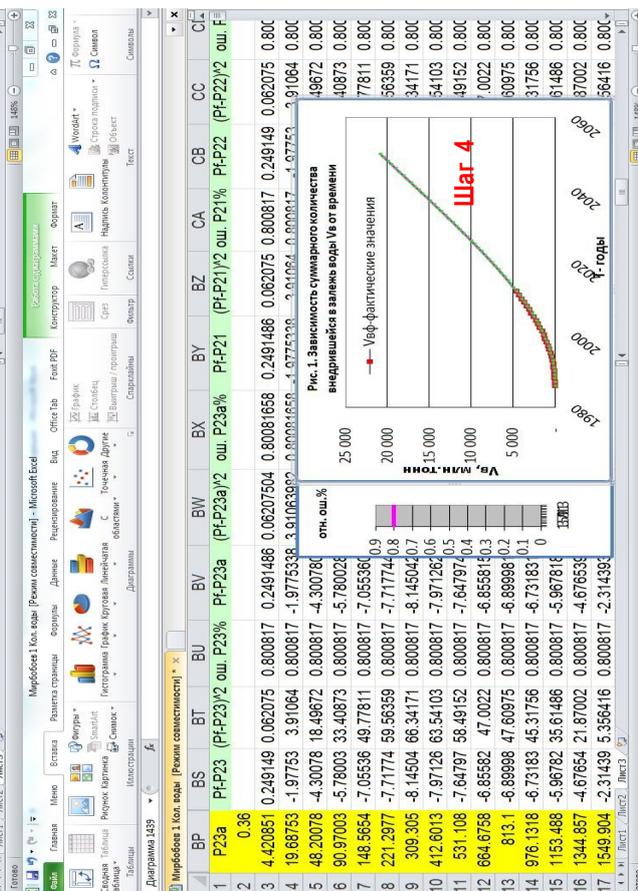
Рис. 1. Карта Афгано-Таджикского нефтегазоносного бассейна

состава нефти и газа. В связи с этим пластовые воды различных месторождений характеризуются значительными различиями в составе [1]. Для определения химического состава пластовых вод с использованием методов математического моделирования были рассмотрены результаты обработки фактических данных по содержанию ионов Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , соотношения Na^+/Cl^- , а также суммы $Mg^{2+} + Ca^{2+}$ на месторождениях Таджикской депрессии. Кроме того, была проанализирована зависимость содержания этих ионов в поверхностных водах от минерализации, то есть в пределах верх-

ней гидродинамической зоны [2, 3]. Имея числовые значения функций переходных процессов, можно с достаточно высокой точностью определить химический состав пластовых вод и рассчитать содержание целевых ионов в поверхностных водах в зависимости от степени минерализации в пределах верхней гидродинамической зоны с использованием методов математического моделирования.

Числовые значения функций переходных процессов получены с применением универсальных регрессионных моделей (УРМ).

G	H	I	J	K	L	M	N
год	V, млн т. вода	% от пор. Об.	г. млрд м3	% нач G	Ср. Давл. V	Ср. Давл. G	
1	1986	0.36	0.000001	4.37	117.6	117.6	
2	1987	4.67	0.01	40.5	116.9	116.8	
3	1988	17.71	0.05	121.13	115.3	115	
4	1989	43.9	0.11	249.72	112.9	112.2	
5	1990	85.19	0.22	404.64	109.9	108.9	
6	1991	141.51	0.36	563.64	105.4	105.4	
7	1992	213.58	0.55	734.98	103.6	101.6	
8	1993	301.16	0.78	910.63	100.3	97.7	
9	1994	404.63	1.04	1091.95	96.8	93.7	
10	1995	523.46	1.35	1269.16	93.4	89.7	
11	1996	657.82	1.7	1447.49	26.55	90	85.6
12	1997	806.2	2.08	1615.54	29.63	86.8	81.8
13	1998	969.4	2.5	1779.13	32.63	83.6	78
14	1999	1147.52	2.96	1938.48	35.55	80.5	74.3
15	2000	1340.18	3.46	2090.76	38.35	77.5	70.7
16	2001	1547.59	3.99	2238.64	41.06	74.6	67.2



$$(1.1)$$

$$P(t) = P_0 + D \int_0^t \frac{1}{\Gamma(n+1)} \tau^{n-1} e^{-\tau} dt = P_0 + D \Gamma_{\text{амм}} \left(\frac{t}{\tau} \right); n + 1; 1$$

$$(1.2)$$

$$n = \frac{(kS_2 - S_1^2)S_8 + (S_1S_4 - S_2S_3)S_5 + (S_1S_3 - kS_4)S_6}{(kS_2 - S_1^2)S_7 + (S_1S_4 - S_2S_3)S_3 + (S_1S_3 - kS_4)S_4}$$

$$(1.3)$$

$$\tau = \frac{kS_2 - S_1^2}{S_1S_5 - kS_6 - n(S_1S_3 - kS_4)}$$

$$(1.4)$$

$$D = \frac{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^k f_{ij}}{\sum_{i=1}^n \int_0^t \frac{1}{\Gamma(n+1)} \tau^{n-1} e^{-\tau} dt}$$

Шаг 1

$$(1.5)$$

$$f = \frac{dP}{dt} = \ln \left(\frac{\beta}{\Gamma(n+1)} * \Gamma(n+1) \right) - \frac{t}{\tau}$$

$$S_1 = \sum_{i=1}^n S_i = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_2 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_3 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_4 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_5 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_6 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_7 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t \quad S_8 = \sum_{i=1}^n \int_0^t \tau \ln t$$

ВРЕМЕНА	AW	AX	AY	AZ	BA	BB	BC	BD	BE	BF	BG	BH	BI	BJ
1	x ² =t ²	Ln t	Ln ² Lnc	Ln ² Lnc	n	T	α	β	D	Dcorr	Dcorr	Dcorr	Dcorr	
3	0.25	-0.69315	-0.34657	1.460938	0.73047	0.48045	-1.012642	=ABS((A	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
4	2.25	0.405466	0.608199	2.566022	3.852035	0.164402	1.0412449	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
5	6.25	0.916291	2.290729	3.265378	8.163447	0.839589	2.9920386	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
6	12.25	1.252763	4.384673	3.72062	13.02217	1.589416	4.6610564	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
7	20.25	1.504708	6.768351	4.03105	18.13973	2.262249	6.0630117	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
8	30.25	1.704748	9.376117	4.277638	23.52701	2.906167	7.2922958	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
9	42.25	1.871802	12.16672	4.472553	29.0716	3.503644	8.3717345	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
10	56.25	2.014903	15.11178	4.639282	34.79462	4.059835	9.3477034	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
11	72.25	2.140668	18.19057	4.777684	40.6104	4.577984	10.224582	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
12	90.25	2.251292	21.38928	4.899273	46.55497	5.068315	11.032507	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
13	110.3	2.331375	24.68944	4.999777	52.49766	5.528666	11.766351	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
14	132.3	2.442347	28.08699	5.094976	58.59223	5.965059	12.443701	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
15	156.3	2.525729	31.57161	5.182457	64.78072	6.379306	13.089482	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
16	182.3	2.60289	35.13631	5.260297	71.02252	6.773984	13.692561	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18
17	210.3	2.674149	38.77516	5.334688	77.35312	7.151071	14.265775	1.2727	45.65	0.021906	1378.7443	6290	63549.178	63549.18

Рис. 2. Алгоритм оценки формирования химического состава пластовых вод

Методика включает два этапа. На первом этапе проводится обработка данных истории испытаний скважин с учётом периодов работы и остановки, с использованием программного комплекса ГДИ Saphir®. Это позволяет построить достоверные зависимости и провести количественный анализ, необходимый для последующего определения химического состава пластовых и поверхностных вод.

Процесс моделирования включает четыре основных этапа: на первом этапе осуществляется описание алгоритма и его представление в виде математической формулы; на втором этапе исходные данные вносятся в программу Microsoft Excel; третий этап включает предварительную обработку и структурирование данных для дальнейшего анализа; и, наконец, на четвёртом этапе выполняется получение результатов моделирования и построение прогностических графиков (рис. 2).

Установлено, что содержание Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , Na^+/Cl^- и $Mg^{2+}+Ca^{2+}$ в поверхностных водах зависит от степени минерализации в водах верхней гидродинамической зоны и сопоставимо с результатами прогноза, полученными с помощью алгоритма. Это указывает на довольно высокую точность расчётов в математическом моделировании процессов прогнозирования. Сравнительные результаты по расчётным и фактическим значениям представлены в табл. 1.

Данная модель даёт точную информацию об изменениях содержания Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ , Na^+/Cl^- и $Mg^{2+}+Ca^{2+}$ в тех случаях, когда $4 \leq i \leq k$, поскольку суммы фактических значений полностью совпадают с их расчётными значениями, т.е. всегда соблюдается условие $\sum Si_{\text{факт}} = \sum Si_{\text{расч}}$. Этот расчёт подтверждает, что численный метод достаточно точно отображает реальность вычислений (табл. 1). Вместе с тем, максимальная относительная ошибка модели не превышает 12 %.

Такой подход даёт возможность регулирования технологических режимов разработки обводняющих газовых скважин и получения дополнительных прогнозных данных для принятия соответствующих решений по технологическим режимам разработки газового пласта, что, в свою очередь, даёт возможность осуществлять стратегическое планирование ввода в эксплуатацию производственных мощностей на месторождении в целом.

На рис. 3 приведён сравнительный анализ фактических результатов с прогнозом алгоритма (расчётные данные) по содержанию ионов в поверхностных водах от минерализации в водах верхней гидродинамической зоны. Результаты расчётов показывают, что зависимость содержания некоторых элементов не имеет относительно близкого совпадения «факт» – «теория» (Cl^- , SO_4^{2-} , Na^+ на рис. 3, 4 и 5).

Это объясняется малым количеством взятых проб, что, соответственно, приводит к несовпадению значений с стандартным показателем.

Впервые оценка основных параметров формирования химического состава пластовых вод была осуществлена с применением математической модели, разработанной на базе функции переходных процессов.

Результаты прогноза формирования химического состава пластовых вод, полученные описанным мето-

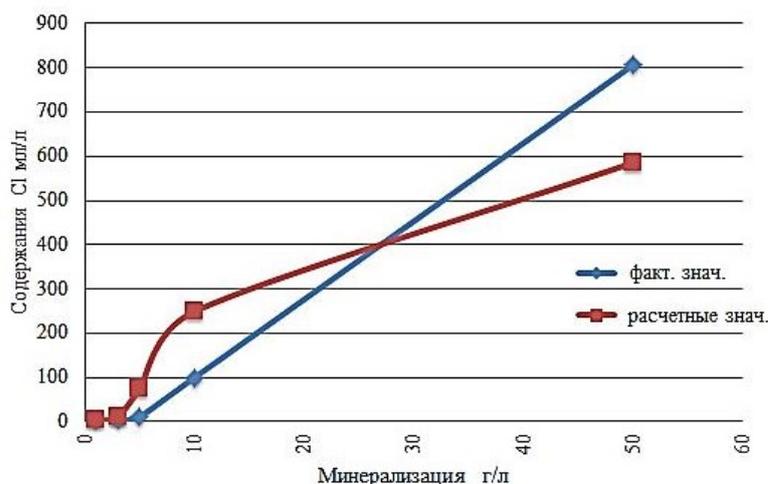


Рис. 3. Зависимость содержания Cl^- в поверхностных водах от минерализации в водах верхней гидродинамической зоны

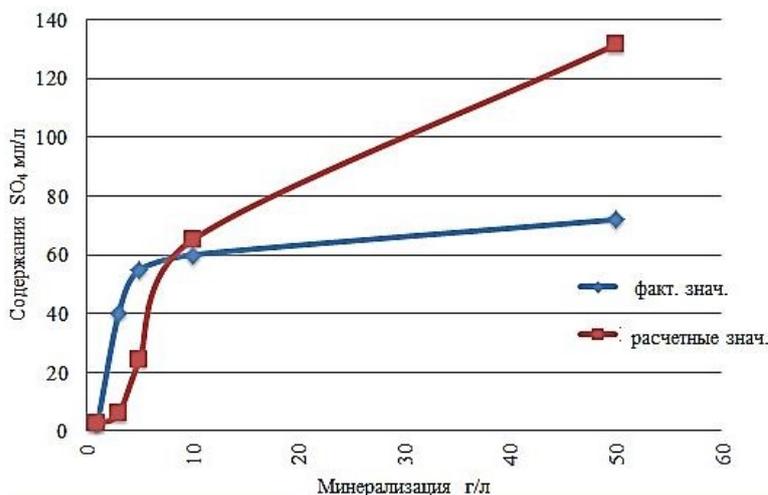


Рис. 4. Зависимость содержания SO_4^{2-} в поверхностных водах от минерализации в водах верхней гидродинамической зоны

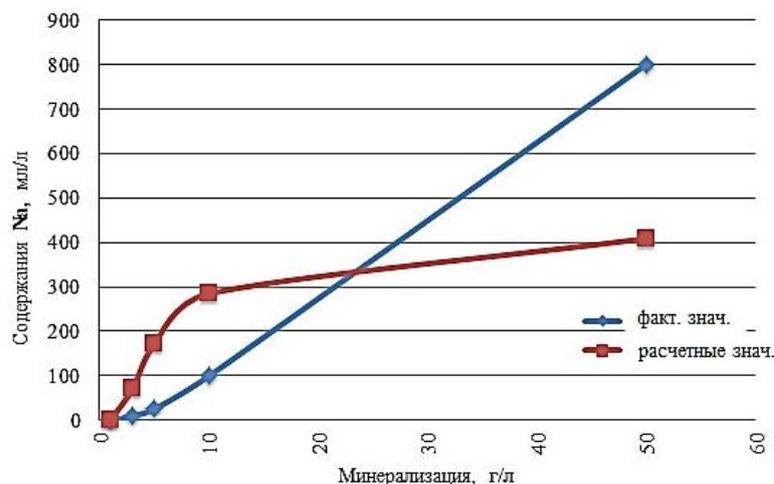


Рис. 5. Зависимость содержания Na^+ в поверхностных водах от минерализации в водах верхней гидродинамической зоны

Таблица 1

Результаты расчета содержания ионов в поверхностных водах от степени их минерализации на месторождениях АТНБ

Минерализация, г/л	Содержание Na ⁺ факт., мл/л	Содержание Na ⁺ расчёт., мл/л	Содержание Na ⁺ /Cl ⁻ факт., мл/л	Содержание Na ⁺ /Cl ⁻ расчёт., мл/л	Содержание Mg ²⁺ +Ca ²⁺ факт., мл/л	Содержание Mg ²⁺ +Ca ²⁺ расчёт., мл/л
1	1	1,00000002	2	2,00000002	6	6,00000002
3	10	71,38610888	2,4	1,958572063	37	10,10391919
5	26	171,0177093	2,5	1,844734204	44	28,54564641
10	100	284,9298	1	1,664657373	63	65,41486949
50	800	408,6663819	0,99	1,422036441	82	121,935565
Итого:	937	937,0000	8,89	8,8900	232	232,0000

дом, могут быть полезны для оперативного контроля процесса на эксплуатационных скважинах и снижения риска для окружающей среды.

По результатам исследований предлагается использовать пластовые воды нефтяных и газовых месторождений АТНБ, например, в качестве минерального сырья или для дальнейшей переработки и эффективной утилизации.

Применение предлагаемого метода обработки фактических данных по изменению содержания шести элементов (Cl⁻, SO₄²⁻, Na⁺, Na⁺/Cl⁻, Mg²⁺, Ca²⁺) в поверхностных водах от минерализации в водах верхней гидродинамической зоны сделает процесс разработки месторождения более управляемым.

Заключение. В ходе проведённого исследования был предложен математический подход для оценки формирования химического состава пластовых вод на нефтяных и газовых месторождениях Таджикской депрессии с использованием математического моделирования.

Разработанная модель, основанная на функции переходных процессов, позволяет с высокой точностью прогнозировать содер-

жание ключевых ионов, таких как Cl⁻, SO₄²⁻, Na⁺, Na⁺/Cl⁻, Mg²⁺, Ca²⁺, в поверхностных водах. Оценка показала, что результаты математического прогноза совпадают с фактическими значениями, что подтверждает достоверность выбранной модели.

Проведённые расчёты и анализ данных демонстрируют, что правильное использование химического состава пластовых вод может значительно улучшить технологические процессы разработки месторождений, снизить экологические риски и повысить эффективность эксплуатации. Применение предложенного метода обработки данных помогает оптимизировать контроль за процессами обводнения скважин и позволяет оперативно реагировать на изменения в составе пластовых вод.

Исследование завершилось уточнением конкретных результатов и формулировкой практических рекомендаций. Разработанные методические подходы внедрены на производственных объектах ОАО «Сугднафтугаз» и ООО «Петролеум Сугд». Полученные данные подтверждены оценкой экономического эффекта, достигнутого при их применении в условиях реального производства.

Библиографический список:

1. Кнепель М.Н., Высоцкий В.И. и др. Современное состояние и тенденции развития нефтегазового комплекса Туркменистана и других центральноазиатских стран Ближнего Зарубежья. – Москва, 2010 г.
2. Волос Г.С. и др. Отчет по теме: «Научное обоснование направления геологопоисковых и разведочных работ на нефть и газ по Таджикской ССР с целью повышения их эффективности». Душанбе, 1980.
3. Мирбобоев Ш.Ж., Разыков З.А. Определение характера обводнения газовых скважин в процессе разработки месторождений Афганско-Таджикского бассейна // Вестник Таджикского национального университета. – № 1. – Душанбе, 2020. – С. 111-120.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025. No. 2 (101) pp. 114-118

EVALUATION OF THE FORMATION PROCESSES OF THE CHEMICAL COMPOSITION OF RESERVOIR WATERS IN OIL FIELDS OF THE TAJIK DEPRESSION USING MATHEMATICAL MODELING METHODS

Razykov Z.A., Professor of the Department of Mining and Oil and Gas Engineering, Doctor of Technical Sciences, Professor, Academician of the International Engineering Academy. E-mail: zafarrazykov@mail.ru.

Mirboboev Sh.Zh., Head of the Department of Geology and Oil and Gas Engineering, Ph.D. in Technical Sciences, Associate Professor. E-mail: mirboboev88@mail.ru

Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan. Buston, Tajikistan.

The article presents a mathematical model based on actual data on the content of Cl⁻, SO₄²⁻, Na⁺, Ca²⁺, and Mg²⁺ ions to predict the chemical composition of formation waters in oil fields of the Tajik Depression. The model enables accurate calculation of water composition under high salinity and supports optimization of extraction and water utilization processes.

Key words: formation waters, chemical composition, oil fields, Tajik Depression, mineralization, ions (Cl⁻, SO₄²⁻, Na⁺, Ca²⁺, Mg²⁺), mathematical modeling, environmental risks, well watering, field development management.

Bibliographic list:

1. Knepel M.N., Vysotsky V.I., et al. Modern State and Development Trends of the Oil and Gas Complex of Turkmenistan and Other Central Asian Countries of the Near Abroad. – Moscow, 2010.
2. Mirboboev Sh. Zh., Razykov Z. A., Sultanov Yu., Sokhoshko S. K. Forecasting the Water Encroachment Process of Gas Deposits Using a Universal Regression Model // Gornyy vestnik Uzbekistana, No. 81 (2), 2020, pp. 4-8.
3. Mirboboev Sh. Zh., Razykov Z. A. Determining the Nature of Water Encroachment in Gas Wells during the Development of Fields in the Afghan-Tajik Basin // Bulletin of Tajik National University, No. 1, 2020, pp. 111-120.

ДОСТИЖЕНИЯ И ПРИОРИТЕТЫ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ НАВОИЙСКОГО ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМБИНАТА

В условиях эпохи глобализации, которую переживает мировое сообщество, в нашей стране проводятся масштабные реформы. Особое внимание уделяется всем отраслям, в том числе одной из крупнейших отраслей промышленности – горно-металлургическому комплексу.

Узбекистан, по праву считающийся благодатным краем, обладает богатыми запасами полезных ископаемых. К их числу относятся золото, серебро, медь, уран, свинец, молибден, вольфрам, железо, уголь, нефть, природный газ, калийные соли, фосфориты и другие стратегически важные ископаемые. Среди них особенно выделяются драгоценные металлы.

На сегодняшний день в республике изучено более 60 месторождений золотосодержащих руд, из которых около 40 расположены в Кызылкумской пустыне. Эти месторождения являются основными источниками сырьевой базы Навоийского горно-металлургического комбината.

Навоийский горно-металлургический комбинат (далее НГМК), являющийся флагманом горнодобывающей промышленности Узбекистана, по праву считается одним из крупнейших промышленных предприятий не только нашей страны, но и всего мира. Он обладает высоким потенциалом, квалифицированными кадрами и многотысячным сплочённым трудовым коллективом.

Комбинат своими достижениями в экономической и социальной сферах прославляет имя Узбекистана на международной арене. Особенно в последние годы он стремительно движется к новым вершинам развития.

Ввод в эксплуатацию новых месторождений и заводов способствует укреплению экономики страны и созданию условий для повышения благосостояния нашего народа.

Под руководством Президента нашей страны Шавката Мирзиёева последовательно реализуются важные программы инвестиционные проекты, направленные на развитие горно-металлургической отрасли.

Это стало одним из ключевых факторов достижения высоких результатов НГМК.

Утверждённая постановлением Главы государства от 1 марта 2017 года Программа дополнительных мер по увеличению производства драгоценных металлов на НГМК до 2026 года открыла новую страницу в развитии предприятия.

В рамках Программы были определены приоритетные направления и важнейшие задачи по дальнейшему укреплению финансового состояния комбината, достижению высокого экономического роста и производству конкурентоспособной продукции.

Инвестиционные проекты, реализованные в рамках данной программы, создали широкие возможности и перспективы для устойчивого развития комбината.

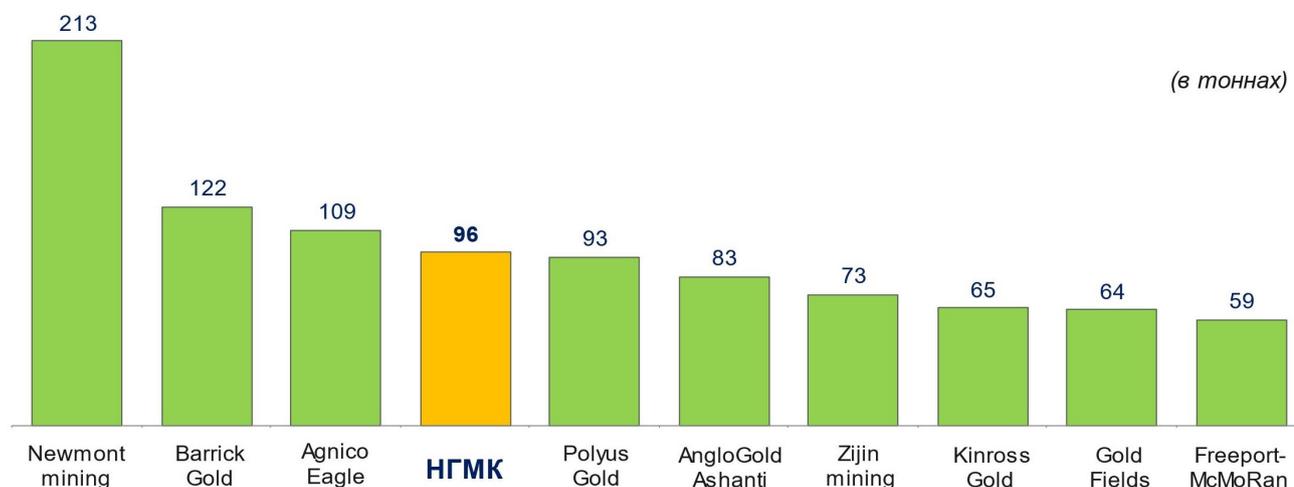
В результате, НГМК превратился в современное предприятие, способное успешно конкурировать с ведущими мировыми производителями золота.

По исполнению Программы в 2017-2024 годах были реализованы 24 крупных инвестиционных проектов на сумму **3,0 миллиарда долларов**. Это свидетельствует о том, что в рамках программы сданы в эксплуатацию 4 современных гидрометаллургических завода – 5, 6 и 7, а также новый блок 2-гидрометаллургического завода. Также было создано более 14 тысяч новых рабочих мест, что положительно повлияло на занятость населения Навоийской, Самаркандской и Джизакской областей.

Меры, направленные на увеличение объёмов производства золота позволили НГМК подняться с **7-го места** в 2016 году на **4-е место** в 2023-2024 годах среди **ТОП-10** мировых производителей золота. Комбинат превратился в высокоразвитый промышленный комплекс с передовыми технологиями и в компанию, успешно осваивающую богатейшие недра.

На сегодняшний день золото с пробой 999,9, производимое под брендом Узбекистана, выделяется на мировом рынке своим качеством, конкурентоспособностью и сравнительно низкой себестоимостью. Это золото получило высокую оценку на престижных мировых биржах как эталон, то есть как критерий оценки качества золота по всему миру.

Место НГМК среди TOP-10 компаний мира по производству золота в 2024 году



С 1993 года НГМК является членом Лондонской ассоциации рынка золотых слитков (LBMA).

Один раз в три года проводятся испытания для получения международного сертификата в соответствии с требованиями этой организации. В 1994 году золотые слитки комбината получили статус «Good Delivery» – «Оптимальная поставка» от арбитражной лаборатории Ассоциации.

Отличительной особенностью комбината среди других золотодобывающих компаний мира является наличие уникальной производственной системы полного цикла – от геологоразведки, добычи и переработки руды до выпуска готовой продукции, соответствующей требованиям мирового рынка.

Кроме того, здесь налажено системное производство локализованной и импортозамещающей продукции – станков, строительных материалов, оборудования и комплектующих, необходимых для гидрометаллургических заводов, шахт и горнодобывающей техники.

Комбинат занимает значительное место в экономике Узбекистана. По итогам 2024 года объём производства промышленной продукции составил 94,2 триллиона сумов, объём производства золота составил 3,1 миллиона унций, темп роста по сравнению с прошлым годом составил 105,3 %.

Доля комбината в структуре ВВП страны составляет 6,5 %, в объёме промышленного производства – 10,6 %, а в поступлениях в Государственный бюджет – 21 %. Ярким подтверждением этого стало перечисление в 2024 году налоговых и других обязательных платежей в государственный бюджет на сумму 57,5 триллиона сумов.

Благодаря таким результатам экономический потенциал предприятия с каждым годом продолжает расти.

В настоящее время проводятся системные реформы по модернизации комбината.

В частности, за счёт строительства современных гидрометаллургических заводов, новых рудников, производственных объектов и расширения мощностей предприятий ежегодно увеличиваются объёмы производства, экономические показатели и достигнутые результаты. Благодаря макроэкономической стабильности в Узбе-

кистане, наличию богатейших природных ресурсов и квалифицированной рабочей силы, в последние годы, наряду с другими отраслями, в горно-металлургические предприятия также начали активно поступать прямые иностранные инвестиции.

Особо следует подчеркнуть, что инвестиционные проекты занимают важное место в деятельности нашего предприятия. В частности, в рамках Инвестиционной программы в 2024 году были освоены средства на сумму 789,6 миллиона долларов. Также были сданы в эксплуатацию 2 инвестиционных проекта общей стоимостью 402,1 миллиона долларов. В частности:

«Строительство комплекса по добыче и переработке золотоносных руд месторождения Пистали (ГМЗ-6). (Инфраструктурные объекты)».

Общая стоимость этого проекта составляет 274,7 миллиона долларов. Проект позволит увеличить объём переработки золотоносных руд на 4 миллион тонн ежегодно.

«Строительство 3-й нитки водовода «Амударья-Зарафшан» с реконструкцией насосных станций». Общая стоимость этого проекта составляет 127,5 миллиона долларов.

Финансирование инвестиционных проектов осуществляется за счёт кредитных средств ведущих мировых банков, как JP Morgan & Chase, Citi, Societe Generale, Credit Suisse, ICBC Standard, Halyk Bank и Deutsche Bank.

Активная реализация инвестиционных проектов в рамках Инвестиционной программы НГМК позволили в 2024 году созданию 715 новых рабочих мест.

Снижение себестоимости имеет большое значение для повышения эффективности производства, увеличения прибыли и рентабельности.

Важно следить, чтобы снижение затрат предприятия не стало причиной ухудшения качества продукции. Получение наибольшего эффекта с наименьшими затратами, экономия трудовых, материальных и финансовых ресурсов зависят от того, как решает предприятие вопросы снижения себестоимости продукции.

В результате мер по сокращению себестоимости продукции расходы на производство в 2024 году были оптимизированы на 3,7



Информация по себестоимости золота в ведущих золотодобывающих компаниях мира в 2022-2024 годах

Информация по AJSC крупных золотодобывающих компаний, в долларах за унцию

			2022 год	2023 год	2024 год
Gold Fields	(ЮАР)		1 105	1 295	1 629
AngloGold Ashanti	(ЮАР)		1 383	1 560	1 611
Barrick Gold	(Канада)		1 222	1 335	1 578
Newmont Mining	(США)		1 211	1 444	1 516
Agnico Eagle	(Канада)		1 109	1 179	1 239
НГМК	(Узбекистан)		778	866	979
Полюс	(Россия)		981	754	767

* - AISC (All-In Sustaining Cost) это показатель, используемый для оценки общих операционных и устойчивых затрат на добычу золота и других драгоценных металлов. При добыче золота AISC включает в себя только более широкие затраты, чем «себестоимость», и дает более полное представление о финансовой устойчивости добычи

триллиона сум и себестоимость продукции снижена на 13 %. В результате сумма чистой прибыли составила 25,3 триллиона сум, с перевыполнением показателя на 9,8 триллиона сумов.

Себестоимость одной тройской унции золота, производимой комбинатом в 2024 году, составила 979 долларов (по методу AISC). Это свидетельствует о том, что себестоимость золота, производимого комбинатом, является одной из самых низких среди ведущих компаний отрасли.

Для информации: AISC (All-In Sustaining Cost) это показатель, используемый для оценки общих операционных и устойчивых затрат на добычу золота и других драгоценных металлов. При добыче золота AISC включает в себя только более широкие затраты, чем «себестоимость», и даёт более полное представление о финансовой устойчивости добычи.

Сегодня одной из важнейших задач развития Нового Узбекистана является дальнейшая либерализация экономики, завершение процессов трансформации и развитие ведущих отраслей промышленности. Ведь трансформация предусматривает создание благоприятной инвестиционной среды, внедрение современных методов корпоративного управления, снижение издержек с целью увеличения доходов, а также сокращение участия государства в экономике.

Навоийский горно-металлургический комбинат, обладающий огромным инвестиционным потенциалом, стал одним из первых предприятий, привлечённых к процессам трансформации, и в этом направлении были реализованы масштабные реформы.

Для разработки стратегии цифровой трансформации комбината была привлечена международная консалтинговая компания Boston Consulting Group (США). В настоящее время компанией Boston Consulting Group (BCG) разработана стратегия цифровой трансформации Навоийского горно-металлургического комбината на 2023–2025 годы.

В соответствии с постановлением Президента Республики Узбекистан от 22 мая 2024 года об утверждении Стратегии устойчивого развития НГМК до 2030 года перед коллективом комбината поставлена задача по увеличению производства золота на 37 % и серебра в 10 раз.

В целях дальнейшего развития деятельности комбината, расширения имеющихся производственных мощностей, повышения конкурентоспособности продукции, внедрения современной системы корпоративного управления и самое главное, широкое привлечения в сферу прямых иностранных инвестиций 2024 году на комбинате проведены масштабные реформы и приняты меры по достижению Стратегии развития НГМК.

Первое – Навоийский горно-металлургический комбинат впервые был оценён международным рейтинговым агентством «Fitch Ratings» с долгосрочным кредитным рейтингом на уровне «BB-» с прогнозом «Стабильный». При этом агентство оценило независимую платёжеспособность комбината (SASP) на уровне «BB+». Это, в свою очередь, создало возможности для выхода на международный рынок капитала.

Оценка агентством «Fitch Ratings» кредитоспособности комбината на уровне «BB» отражает финансовую устойчивость четвертой крупнейшей в мире компании по производству золота, по итогам 2024 года объём производства более 3 миллионов унций.

Второе – проведён ряд позитивных мероприятий, направленных на обеспечение устойчивого развития комбината, повышение его финансовой устойчивости и улучшение эффективности использования финансовых ресурсов.

В частности, в октябре 2024 года НГМК выпустил свои первые международные облигации общей стоимостью 1 миллиард долларов. Облигации были размещены на Лондонском международном фондовом рынке двумя равными траншами,

каждая по 500 миллиона долларов – первый транш со ставкой 6,7 % на срок 4 года, и второй транш со ставкой 6,95 % на срок 7 лет.

Следует отметить, что общий объём заявок иностранных инвесторов на покупку облигаций комбината составил 5,5 миллиард долларов, что превысило первоначальный объём эмиссии в 5,5 раза.

Выпуск международных облигаций стал одним из важных событий как для Навоийского горно-металлургического комбината, так и для нашей страны.

Кроме того, предприятие объявило о своем мандате в благоприятных рыночных условиях и провело эффективное гибридное «роуд-шоу» в Лондоне, охватившее более 150 инвесторов со всего мира в ходе трёхдневных личных встреч.

Выпуск первых облигаций Навоийского горно-металлургического комбината можно по праву считать первым шагом к эффективному взаимодействию с глобальным инвестиционным сообществом. Это событие стало историческим как для предприятия, так и для экономики нашей страны, заняв важное место в их истории.

Проявленный инвесторами интерес стал одним из ключевых шагов для обеспечения устойчивого развития предприятия и привлечения инвестиций в будущее.

Третье – была проведена переоценка запасов драгоценных металлов в соответствии с международными стандартами австралийского кодекса JORC (Joint Ore Reserves Committee Code). По результатам проведённой в 2024 году геолого-экономической оценки объёмы переоценки запасов в соответствии со стандартами JORC составили 98 %.

Этот существенный рост стал возможен благодаря внедрению современных технологий разведки, улучшенной методике анализа геологических данных и более точному моделированию рудных тел.

Обновлённая оценка не только укрепляет позиции комбината как одного из ведущих производителей золота в регионе, но и открывает широкие возможности для привлечения международных инвестиций, расширения производственных мощностей и долгосрочного стратегического планирования в сфере недропользования.

Четвёртое – были введены в эксплуатацию 7-8 мельничные блоки на горно-металлургическом заводе ГМЗ-3 в рамках инвестиционного проекта «Добыча руды на золоторудных месторождениях Кокпатас и Даугызтау. III очередь».

Реализация данного проекта позволила значительно повысить производственные мощности завода, увеличив объём переработки руды с 8 миллионов до 10 миллионов тонн в год. Это стало возможным благодаря внедрению современных технологических решений и обновлению оборудования, что улучшило эффективность и качество обработки руды.

Данное расширение производственных мощностей способствует обеспечению устойчивого роста выпуска продукции, снижению себестоимости производства и укреплению конкурентоспособности комбината на мировом рынке драгоценных металлов. Кроме того, проект способствует развитию инфраструктуры региона и созданию новых рабочих мест, что позитивно отражается на социально-экономическом развитии территории.

Пятое – в феврале текущего года рейтинговое агентство «Sustainable Fitch» впервые присвоило комбинату корпоративный рейтинг ESG.

Для присвоения рейтинга ESG агентство провело комплексную оценку стратегии и инициатив комбината в области устойчивого развития, практики корпоративного управления, а также ее социального и экологического воздействия.

Экологическая и социальная результативность комбината получила положительную оценку в связи с отсутствием

экологических инцидентов, наличием внутренних документов по управлению отходами и водопотреблению, низким гендерным разрывом в занятости.

Кроме того, эксперты высоко оценили развитие корпоративного управления. Они выделили такие сильные стороны, как наличие финансовой отчетности в соответствии с международными стандартами, регулярные внутренние аудиты деятельности, управление рисками.

Итоговая оценка рейтинга ESG соответствует уровню компаний горнодобывающего сектора и основана на таких характеристиках отрасли, как воздействие на окружающую среду, значительное потребление энергетических и водных ресурсов, а также выбросы парниковых газов и образование промышленных отходов. Комбинат стал первым предприятием горнодобывающей отрасли Узбекистана, получившим рейтинг ESG. Это является свидетельством лидерства компании в отрасли, её приверженности, открытости и полного соответствия международным принципам устойчивого развития.

Шестое – в первом полугодии текущего года успешно выпущены и размещены облигации на сумму 500 миллионов долларов на Лондонской фондовой бирже с доходностью 6,75 % сроком на 5 лет.

Очередной выпуск корпоративных облигаций был мотивирован текущей позитивной ситуацией на рынке капитала, что позволило комбинату привлечь широкий круг инвесторов и осуществить выпуск на привлекательных условиях.

Проведение выпуска ценных бумаг в форматах «RegS» и «144A» создало условия для привлечения широкого круга инвесторов из США, Европы, стран Юго-Восточной Азии и других регионов. Консорциум банков-андеррайтеров, включая Citi, JP Morgan, Societe Generale и MUFG, отметил высокий интерес инвесторов к выпуску облигаций. Заказы от международных инвесторов достигли 2,3 миллиарда долларов, что более чем в 4,6 раза превысило объем размещения.

Успешное размещение очередного раунда корпоративных облигаций на международном рынке капитала является подтверждением доверия и позитивной оценки, которые инвесторы выражают реформам, реализуемым в нашей стране.

Достигнутый результат подтверждает высокую оценку деятельности комбината международными инвесторами и их уверенность в устойчивом развитии.

Средства от размещения облигаций будут направлены на оптимизацию и диверсификацию существующего кредитного портфеля на более выгодных условиях, что позволит сократить издержки.

Наряду с достигнутыми результатами перед коллективом комбината поставлен ряд задач по достижению Стратегии развития общества.

Первое – до конца текущего года будет сдан в эксплуатацию инвестиционный проект «Отработка карьера «Мурунтау» (V очередь) I этап» общей стоимостью 734 миллиона долларов.

Второе – первичное публичное предложение (IPO) до 5 % акций будет размещено на международном фондовом рынке совместно с Министерством экономики и финансов Республики Узбекистан.

Третье – с привлечением международной консалтинговой компании «Boston Consulting Group (BCG)» будет продолжена реализация трансформации НГМК на 2023-2030 годы.

Четвертое – утвержденной Программой повышения операционной эффективности НГМК определены приоритеты по повышению эффективности основных производственных переделов и вспомогательных процессов: рост объемов добычи, рост эффективности использования оборудования и техники (КИО, КТГ), снижение удельных затрат. В данном направлении ведутся работы с привлечением международных консультантов компании BCG.

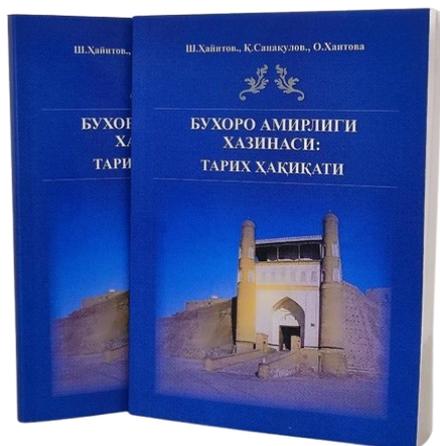
В настоящее время с участием консультантов осуществляется детальная разработка плана инициатив по повышению операционной эффективности рудника Кокпатас и гидрометаллургического завода № 3 Северного рудоуправления, в том числе проведение испытаний.

Национальные валютные резервы Узбекистана, которые отражают стабильность национального финансового рынка, возможности страны по привлечению кредитов на международных капитальных рынках, проведение структурных реформ и развитие национальной экономики и финансовых рынков, на большую часть состоят из золота.

По объему золотого резерва наша страна занимает достойное место среди ведущих государств мира. Это свидетельствует о бесценном вкладе Навоийского горно-металлургического комбината в формирование золотых резервов, развитие страны и обеспечение экономической стабильности.

Джулибеков Н.К.,
директор по административным вопросам
АО «НГМК», PhD, доцент
Костаев У.У.,
начальник Отдела бюджетирования и контроллинга
АО «НГМК», DSc, доцент

НКМК ХОДИМЛАРИ ТОМОНИДАН ЧОП ETILGAN ADABIYOTLAR ИЗДАННАЯ ЛИТЕРАТУРА СПЕЦИАЛИСТОВ АО «НГМК»



БУХОРО АМИРЛИГИ ХАЗИНАСИ: ТАРИХ ҲАҚИҚАТИ

Ш. Ҳайитов, Қ. санакулов, О. Хайитова

Масъул муҳаррир: тарих фанлари доктори, профессор, академик, А. Сағдуллаев

Тақризчилар: тарих фанлари доктори, профессор, Ш.С. Фаффоров

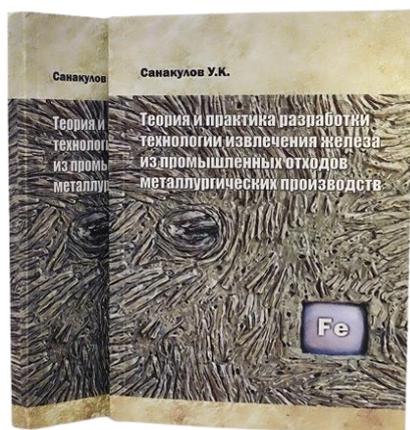
тарих фанлари доктори, профессор, С.Б. Шодмонова

техника фанлари доктори, профессор, А.С. Хасанов

ISBN 978-9910-654-64-0

© "NAVOIY", 2025. 148 б.

Мазкур китобда Бухоро амирлиги хазинаси тарихи бўйича илмий тадқиқотлар, хазина ва бойлик тўплаш тарихи, Бухоро амирлиги хазинасининг манбавий асослари, хазина миқдори, хазинага эғалик қилган сўнги ҳукмдор ва амирлик хазинасининг Бухоро Халқ Совет Республикаси давридаги тақдири каби масалалар тарихий манба ва адабиётлар, архив ҳужжатлари, даврий матбуот нашрлари асосида илмий баён ва таҳлил қилинган. Китоб тарих, география, иқтисод, техника соҳаси мутахассислари ва кенг китобхонлар оммасига мўлжалланган.



Теория и практика разработки технологии извлечения железа из промышленных отходов металлургических производств

Монография. Санакулов У.К.

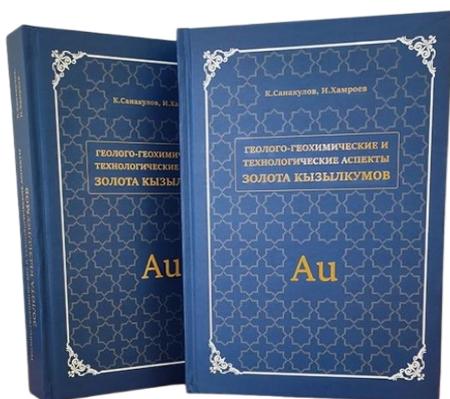
Рецензенты: Шарафутдинов У.З., доктор технических наук, профессор

Музафаров А.М., доктор химических наук, доцент

ISBN 978-9910-654-75-6

© "NAVOIY", 2024. 236 с.

В данной монографии представлены наиболее эффективные технологии по извлечению различных видов металлов из отходов гидрометаллургических заводов и обогатительных фабрик, представляющие наибольшую ценность. Исследованы факторы влияющие на образование большого количества отходов на обогатительных фабриках и гидрометаллургических заводах, а также пути их снижения. Были затронуты вопросы применения гидрометаллургических и пирометаллургических способов переработки отходов производства. Показаны разработанные технологии извлечения ценных компонентов из отходов производства на основании проведенных лабораторных исследований.



Геолого-геохимические и технологические аспекты золота Кызылкумов

Санакулов К., Хамроев И.О.

Ответственный редактор: Исоков М.У., докт. геол.-минер. наук, профессор

Рецензенты: Мирзаев А.У., докт. геол.-минер. наук, профессор

Эргашев У.А., докт. тех. наук, профессор

В книге приведены исследования о природе, кинетике и трансформации углеродистого вещества золотосульфидных руд. Впервые выполнена типизация (классификация) руд по геолого-технологическим свойствам эксплуатируемых золоторудных месторождений Узбекистана с ультрадисперсным нанозолотом. Разработана классификация нахождения природного золота с агрегацией нанозолота, современные и возможные методы разделения первичного золота, а также упрощенная классификация упорных золотосодержащих руд.

ISBN 978-9910-654-62-6

© "NAVOIY", 2025. 728 с.

VI-международная конференция

Комплексное Инновационное Развитие Зарафшанского Региона: Достижения, Проблемы и Перспективы

24-25 Сентября 2025, г. Навои, Узбекистан

Конференция будет состоять из пленарных и секционных сессий, для более углубленных дискуссий.

На конференции предоставляется возможность напрямую представить результаты своих исследований, инновационных решений и разработок, а также обсудить их с собравшимися специалистами. Для поддержки интерактивных стендовых сессий и коммуникационных платформ будут задействованы компьютерные технологии и дисплеи. Мы приглашаем исследователей, работающих в самых разных областях, обсудить самые последние теоретические и экспериментальные разработки.

Перечень рассматриваемых тем:

- o ГЕОЛОГИЯ, ГЕОТЕХНОЛОГИЯ И ДОБЫЧА
- o ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ХИМИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ
- o МАШИНОСТРОЕНИЕ, ПРИБОРОСТРОЕНИЕ И АВТОМАТИЗАЦИЯ
- o ЭНЕРГЕТИКА, АЛЬТЕРНАТИВНЫЕ ИСТОЧНИКИ ЭНЕРГИИ
- o СЕЛЬСКОЕ ХОЗЯЙСТВО И ЭКОЛОГИЯ
- o ПРОМЫШЛЕННАЯ ЭКОНОМИКА И ИСТОРИЯ ПРОМЫШЛЕННОГО НАСЛЕДИЯ РЕГИОНА



Ключевая информация:

- Сайт конференции <https://nsumt.uz/>
- Подача тезисов idz6@nsumt.uz
- Место проведения Навоийский государственный горно-технологический университет <https://www.booking.com/city/uz/navoiy.en-gb.html>
- Отели (г.Навои) <https://eticket.railway.uz/>
- Поезд <https://avtoticket.uz/>
- Автобусы
- Дата 24-25 сентября 2025 г.

VI-xalqaro anjumani

ZARAFSHON VOHASINI KOMPLEKS INNOVATSION RIVOJLANTIRISHI: YUTUQLAR, MUAMMOLAR VA ISTIQBOLLAR

2025 y., 24-25 Sentabr, Navoiy, O'zbekiston

Konferensiya yalpi va yanada chuqurroq muhokama qilish uchun seksiya majlislaridan iborat bo'ladi.

Konferensiya tadqiqot natijalari, innovatsion yechimlar va ishlanmalarni bevosita taqdim etish hamda ularni yig'ilgan mutaxassislar bilan muhokama qilish imkonini beradi. Interaktiv plakatlar asosidagi muhokamalarini va aloqa platformalarini tashkil qilish uchun kompyuter texnologiyalari va displeylar ishlatiladi. Biz turli sohalarda ishlaydigan tadqiqotchilarni so'nggi nazariy va eksperimental ishlanmalarni muhokama qilishga taklif qilamiz.

Anjumanda ko'rib chiqilayotgan mavzular ro'yxati:

- o GEOLOGIYA, GEOTEXNOLOGIYA VA MA'DANLARNI QAZISH
- o FOYDALI QAZILMALARNI QAYTA ISHLASH VA KIMYOVIY TEXNOLOGIYALAR
- o MASHINASOZLIK, ASBOBSOZLIK VA AVTOMATLASHTIRISH
- o ENERGETIKA, MUQOBIL ENERGIYA MANBALARI
- o QISHLOQ XO'JALIGI VA EKOLOGIYA MUHANDISLIGI
- o SANOAT IQTISODIYOTI VA MINTAQANING SANOAT MEROSI TARIXI



Kerakli ma'lumotlar:

- Anjuman web-sayti <https://nsumt.uz/>
- Tezislarni topshirish idz6@nsumt.uz
- O'tkaziladigan joy Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti <https://www.booking.com/city/uz/navoiy.en-gb.html>
- Mehmonxonalar (Navoiy) <https://eticket.railway.uz/>
- Poezd <https://avtoticket.uz/>
- Avtobuslar
- Sana 2025 yil 24-25 sentabr.

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

Лаборатория обработки керна

приём, резка, документирование,
подготовка проб для анализа,
складирование



Аналитическая лаборатория

анализ геологических, технологических
проб, включая отделения
пробоподготовки и пробирной плавки



Технологическая лаборатория

исследования физико-механических
свойств руд, процессов дробления,
измельчения, классификации,
гравитации, флотации, магнитной
сепарации, цианирования и др.



Телефоны/ WhatsApp для оперативной связи:

США +1 603 275 2000 ☎ СНГ +7 926 224 02 04 ☎ Узбекистан +998 91 162 1404



Simba E7

Буровые установки «Epiroc» для промышленного бурения при проведении подземных горных работ.