

O'zbekiston

KONCHILIK ХАВАРНОМАСИ

4

№ 103

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

Oktyabr - Dekabr 2025

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА



ИННОВАЦИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

normet
NORMET.COM

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

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

Utimec LF 130 Material Regular



Utimec LF 130 Material Flat



Utimec LF 1000 Water



Utimec LF 1000 Fuel



Utimec LF 090 Dumper



Multimec LF 100



Utimec LF 700 Transmixer



Utimec LF 700 Agitator



Utimec LF 600 Transmixer



Utimec LF 600 Agitator



Utimec LF 500 Transmixer



Spraymech LF 050 VC



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.

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

Тел.: +998 93 390 0799

Факс: +998 78 140 92 92

O'zbekiston

KONCHILLIK XABARNOMASI

ILMIYATEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

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

Ta'sischilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchi:

«Navoiy KMK» AJ

Bosh muharrir:

U.Z. Sharafutdinov

Bosh muharrir o'rinnbosari:

Sh.Sh. Alikulov

Texnik va badiiy muharrir:

F.Yu. Zairova

Bo'limlar bo'yicha tahrir hay'ati tarkibi: geoteknologiya – 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), Nurmurow 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 – Vorobiov A.G. (Rossiya), Gulyamov B.V. (O'zbekiston), Raziqov Z.A. (Tojikiston), Raxmatov A.B. (O'zbekiston); iqtisod – Vorobiov 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
«NGMK» AJ Innovatsion rivojlanish departamenti ilg'or texnologiyalar markazi
Tel.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, 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 25.12.2025 y. imzolandи
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-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии ООО «O'zGEORANGMETLITI»

Финансовая поддержка:

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), Раймжанов Б.Р. (Узбекистан), Умаров Ф.Я. (Узбекистан); геология – Снитка Н.П. (Узбекистан), Турсебеков А.Х. (Узбекистан), Хамроев И.О. (Узбекистан); обогащение и металлургия – Дементьев 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), Нурмуров 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), Рязиков З.А. (Таджикистан), Рахматов А.Б. (Узбекистан); экономика – Воробьев А.Е. (Россия), Джалибеков 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
Центр передовых технологий Департамента инновационного развития АО «НГМК»
Tel.: +99879 227-81-59

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

НГТУ
210100, Навоийская область, Навои, ул. Галаба, 76B
Tel.: +998 (79) 223-23-32, +998 (79) 223-49-66 ISSN 2181-7383

Подписано в печать 25.12.2025 г.

Формат А3. Тираж 100 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2025



MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

KONCHILIK ISHLARI / ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Махмудов А.М. Энергетический анализ процесса разрушения прочных горных пород.....	4
Заиров Ш.Ш., Нутфуллоев Г.С., Гаиназаров Б.А., Исматиллаев Н.А. Комплексная оценка влияния геологической неоднородности массива на параметры контурного взрыва при подземных работах.....	12
Jiyanov A.B. Amantaytov koni tog' jinslari massivi kuchlanish-deformatsiyalish holatlarining karyer borti oldi massivi turg'unligiga ta'sirini baholash.....	18
Заиров Ш.Ш., Мавлянов А.А., Гаиназаров Б.А., Сафарова М.Д. Исследование влияния обводнённости породного массива на устойчивость откосов карьера.....	22
Тухташев А.Б., Абдурашидов Ш.М. Теоретическое сравнение технологий отработки штабеля кучного выщелачивания.....	27
Умаров Ф.Я., Каримов Ш.В., Туйчибоеv Э.И., Норов Д.Ш. Технология формирования высоких многоярусных автомобильных отвалов в условиях карьера «Мурунтау».....	32

BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Хасанов А.С., Акмалов М.Л. Разработка и исследование технологии переработки медеэлектролитных шламов с извлечением металлов платиновой группы.....	36
Хасанов А.С., Шакаров Т.И., Мухамедбаев А.А., Матмусаев И.К. Переработка техногенных отходов флотации с последующим получением портландцементного клинкера.....	45
Курбанов М.А., Салимов Ш.Г., Кулбаева К.Б., Бахадирова Н.Б. Основные принципы подхода к поиску способов очистки сбросных вод при гидрометаллургической переработке руд драгоценных и цветных металлов.....	49

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Умаров Ф.Я., Худайбердиев О.Ж., Заирова Ф.Ю., Джураева Н.М. Исследование газодинамического взаимодействия продуктов взрыва с забойкой в скважине.....	55
Baqoev X.Yu., Temirov O.Sh. Fosfogips ammonizatsiyasida parranda g'ungi ta'siri SO ₃ ko'rsatkichlari va konversiya samardorligi.....	59
Кобилов Ш.Б., Ризаев А.А., Хамидов Р.Б., Камолов Ш.А. Лабораторные исследования процесса формирования пеногелевой забойки переменного агрегатного состояния.....	64
Юсупов У.Б., Исраилов М.Э. Применение метода FMEA для анализа отказов крупногабаритных шин автосамосвалов в условиях рудника Мурунтау.....	69

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Копытов Е.Г. Золото под ногами: от научной фантастики к реальности, как футуристические технологии меняют правила игры в золотодобыче.....	75
Халимов И.У., Каримов Н.М., Хамидов С.Б. Глобальный спрос на уран: анализ текущих тенденций и сценариев развития.....	79

TABRIKLAR / ПОЗДРАВЛЕНИЯ

Mislibaev Ilhom Tuychibaevich – 60 yilligi.....	82
---	----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке: KPMG, INTERTECH, Epiroc.

Scientific, technical and industrial journal

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 «UzGEORANGMETLITI».

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 "MISIS", Uzbekistan), Nurmurodov T.I. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Muhiddinov B.F. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Misliboev 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 "MISIS", Uzbekistan), Raimzhanov B.R. (State Unitary Enterprise "Uzbek Scientific Research and Design and Survey Institute of Geology and Nonferrous Metallurgy "Uzgeorgantmettili", Uzbekistan), Rakhamatov 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 (MISIS), 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, Center for Advanced Technologies of the Innovation Development Department 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

Mahmudov A.M. Energy analysis of the rock fracture process.....

Zairov Sh.Sh., Nutfulloev G.S., Gaibnazarov B.A., Ismatillaev N.A. Comprehensive assessment of the impact of geological heterogeneity of the rock mass on the parameters of contour blasting in underground mining operations.....

Zairov Sh.Sh., Mavlyanov A.A., Gaibnazarov B.A., Safarova M.D. Study of the influence of rock mass water saturation on the stability of open-pit slopes.....

ENRICHMENT AND METALLURGY

Khasanov A.S., Akmalov M.L. Development and study of a technology for processing copper electrolyte slimes with platinum group metals recovery.....

Khasanov A.S., Shakarov T.I., Mukhamedbaev A.A., Matmusaev I.K. Processing of man-made flotation waste with subsequent production of portland cement clinker.....

Kurbanov M.A., Salimov Sh.G., Kulbaeva K.B., Bakhadirova N.B. Fundamental principles for approaching the selection of methods for treatment of discharge waters in hydrometallurgical processing of precious and non-ferrous metal ores.....

SCIENTIFIC AND LABORATORY RESEARCH		
4	Umarov F.Ya., Khudayberdiev O.Zh., Zairova F.Yu., Juraeva N.M. Study of the gas-dynamic interaction of explosion products with the borehole stemming.....	55
12	Baqoev X.Yu., Temirov O.Sh. The effect of poultry manure on SO ₃ parameters and conversion efficiency during phosphogypsum ammoniation.....	69
22	Kobilov Sh.B., Rizaev A.A., Khamidov R.B., Kamolov Sh.A. Laboratory studies of the process of forming variable aggregate state foam gel plugs.....	75
36	Yusupov U.B., Israilov M.E. Application of the fmea method for analyzing failures of large-size dump truck tires in muruntau mine conditions.....	79
45		
49		

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД



Махмудов А.М.,
и.о. профессора кафедры
«Горная электромеханика» НГГТУ, к.т.н.

Maqolada tog' jinslarini buzuvchi qoziq shaklidagi asbob yordamida tog' jinsini buzishning energiya sig'imiini aniqlash bo'yicha nazarli va eksperimental tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Tog' jinsini buzish jarayonining energetik bog'liqliklarini o'z ichiga olgan strukturaviy modeli ko'rib chiqilgan, bunda energiyaning uzatilishi, taqsimlanishi va zarba paytidagi yo'qotishlari ifodalangan. Zarb beruvchi ishchi uskunaning umumiyl foydali ish koefitsienti ifodasi aniqlashtirilib, u «zarb beruvchi – asbob» va «asbob – tog' jinsi» kichik tizimlariga ajratilgan. Qoziq shaklidagi asbobning tog' jinsiga impulsli kirib borish qonuniyatlarini tahsil qilish asosida asbobning tezlanish, barqaror harakat va tormozlanish davrlari, shuningdek, kirib borish chiqurligi hamda zarba kuchining vaqtga bog'liqligi aniqlangan. Kichik zarba energiyalarida tog' jinsini buzish samaradorligi jinsning elastik deformatsiyalari sababli sezilarli darajada kamyishi, optimal energiyadan oshganda esa ortiqcha maydalanish yo'qotishlari kuzatilishi aniqlandi. Turli jins turlari uchun qoziq shaklidagi asbobning optimal uchi burchagi 25-35° ni tashkil etib, bu kirib borish chiqurligini saqlagan holda minimal energiya sarfini ta'minlaydi. Olingan bog'lanishlar konstruktzion, texnologik va energetik parametrlarining massiv buzilish jarayoniga ta'sirini baholashga imkon beradi va zarb beruvchi qoziq shaklidagi asbobli kon mashinalarining loyihalash hamda optimallashtirish jarayonlarida qo'llanilishi mumkin.

Kalit so'zlar: buzilishning energiya sig'imi, qoziq shaklidagi asbob, zarba ta'siri, foydali ish koefitsienti, dinamik kirib borish, qoziq shaklidagi asbobning optimal burchagi, plastik deformatsiya, tog' jinslari.

В статье приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований энергоёмкости разрушения горных пород ударным клиновидным инструментом. Рассмотрена структурная модель процесса разрушения, включающая энергетические зависимости, характеризующие передачу, распределение и потери энергии при ударе. Уточнено выражение для суммарного коэффициента полезного действия ударного рабочего оборудования, разделенного на подсистемы «ударник – инструмент» и «инструмент – горная порода». На основе анализа закономерностей импульсного погружения клина определены периоды разноса, установленного движения и торможения инструмента, а также установлены зависимости глубины внедрения и ударной силы от времени контакта. Выявлено, что при малых энергиях единичного удара эффективность разрушения существенно снижается вследствие упругих деформаций породы, а при превышении оптимальной энергии наблюдаются излишние потери на переизмельчение. Оптимальный угол заострения клина для различных типов пород составляет 25-35°, что обеспечивает минимальную энергоёмкость разрушения при сохранении требуемой глубины внедрения. Полученные зависимости позволяют оценивать влияние конструктивных, технологических и энергетических параметров на процесс разрушения массива и могут быть использованы при проектировании и оптимизации ударных клиновидных систем горных машин.

Ключевые слова: энергоёмкость разрушения, клиновидный инструмент, ударное действие, коэффициент полезного действия, динамическое внедрение, оптимальный угол клина, пластическая деформация, горные породы.

Введение. Многочисленные исследования, выполненные учёными, по изучению процессов разрушения различных горных пород (особенно углей) и мёрзлых грунтов (статическими и динамическими нагрузками) позволили выявить основные энергетические закономерности разрушения.

Было установлено, что определяющим показателем эффективности процесса разрушения можно считать энергоёмкость E (удельную или поверхностную), представляющую собой количество энергии (работы), которое необходимо затратить на отделение единицы объёма горных пород от массива. Естественно, чем меньше энергоёмкость, тем более совершенным является процесс разрушения.

Обзор литературы. Большинство исследований посвящено изучению влияния отдельных факторов и параметров на эффективность процесса разрушения.

Из анализа выполненных работ можно сделать вывод о том, что основными задачами исследований при создании машин для разрушения горных пород являются [1, 2]:

а) количественная оценка влияния свойств разрушаемой среды на показатели процесса передачи энергии удара, выбор оптимальных параметров рабочих органов машин ударного действия, а также выбор их области рационального применения;

б) оценка влияния времени и повторяемости динамического воздействия на эффективность ударного разрушения;

в) оптимизация отдельных параметров процесса разрушения и машин, на базе разработки теории процесса ударного разрушения и физического обоснования экспериментальных данных.

Методология и теоретические основы. Энергоёмкость разрушения горных пород ударным клиновидным инструментом может быть достаточно полно представлена в следующем структурном виде [2, 9, 10]:

$$E = f \left(\frac{[K] [\varepsilon] [t] [\omega]}{[A_{ed}] [n_s] [V_{pu}] [b] [\alpha]} \right), \quad (1)$$

где K – коэффициент, учитывающий технологию работы машины;

ε – коэффициент, учитывающий тип горных пород;

A_{ed} – работа единичного удара;

t, ω – температура и влажность горных пород;
 η_{Σ} – суммарный к. п. д. данного вида рабочего оборудования;
 v_{py} – предударная скорость бойка;
 a, b – угол и ширина заострения рабочего инструмента.

Для случая часто ударного рабочего оборудования при наличии статической пригрузки формула (1) трансформируется следующим образом:

$$E' = f \left(\frac{[K][\varepsilon][t][\omega]}{[A_{ed}][\eta_{\Sigma}][v_{py}][b][\alpha][P_{ct}][v]} \right), \quad (2)$$

где E' – энергоёмкость частоударного разрушения;

P_{ct} – усилие статической пригрузки;

v – частота ударов.

С помощью структурных формул (1) и (2) можно определить влияние на энергоёмкость разрушения следующих параметров (помимо непосредственно входящих в формулы):

C – число ударов динамического плотномера;

W_n – число пластиичности;

h, h_{Σ} – величины единичной и суммарной глубин погружения рабочего органа;

$\sigma_{ck}, \sigma_p, \sigma_{bd}$ – соответственно пределы прочности мёрзлых горных пород на сжатие, разрыв и вдавливание;

m – «присоединенная» масса грунта;

v – частота ударов;

e – эксцентриситет соударения;

K' – коэффициент восстановления скорости удара;

V_{y0} – скорость соударения бойка с клином;

t – время соударения;

l_{sf} – расстояние от клина до кромки забоя;

β – угол наклона оси рабочего органа к горизонту;

T_c – время рабочего цикла;

Δ – степень подготовленности забоя;

l_{meh} – расстояние между соседними установками рабочего оборудования.

Число, влияющих на энергоёмкость разрушения, параметров может быть увеличено, если включить сюда параметры устройства, формирующего ударный импульс, параметры базовой машины и т. д.

Математическая модель процесса разрушения. Даже при беглом анализе перечисленных выше параметров можно отметить, что не все из них влияют на E' непосредственно, а только через посредство других параметров.

Объясняется это тем, что само понятие удельной энергоёмкости разрушения является понятием комплексным с точки зрения анализа ударных механизмов и процессов ударного разрушения прочных горных пород [3, 4].

В силу того, что законы, определяющие формирование энергии в ударном механизме, существенно отличны от законов взаимодействия инструмента с горной породой, а также то, что они независимы, представляется необходимым проводить изучение этих двух определяющих стадий процесса разрушения массива рабочим оборудованием ударного действия (РОУД) по этапам. При этом потери энергии, обусловленные соударением бойка и инструмента, будем учитывать величиной к. п. д. η_1 , а потери на деформирование горной породы и его разрушение – к. п. д. η_2 . Тогда упомянутый выше к. п. д. η_{Σ} (суммарный к. п. д.) всего процесса будет определяться выражением:

$$\eta_{\Sigma} = \frac{A - A'_{pot}}{A}, \quad (3)$$

где A'_{pot} – потери энергии при соударении бойка с клином.

Учитывая такое разделение энергии дальнейшие исследования РОУД можно проводить отдельно для каждой из подсистем: ударник – инструмент; инструмент – горная порода.

Как было отмечено выше, энергоёмкость разрушения зависит от физического состояния горных пород (прочности, слоистости и структурного строения), геометрических форм и размеров инструмента, расстояния от открытой стенки забоя (шага забивки), подготовки забоя, к. п. д. удара и др.

Динамика импульсного внедрения клина. Соударение клина с горной породой происходит при какой-то конечной скорости, но для упрощения условно можно считать, что оно протекает при некоторой средней скорости внедрения.

Из сопоставления статического и динамического вдавливания конических штампов в горную породу следует, что работа динамического внедрения в 2-2,5 раза больше, чем статического.

Динамическое внедрение довольно легко можно оценить скоростью нагружения (темпом погружения). Если статическое нагружение характеризуется скоростью нагружения примерно $66-2660 \text{ kH}/(\text{m}^2 \cdot \text{c})$, то динамическое достигает скорости нагружения $(2-2,7) \cdot 10^4 \text{ kH}/(\text{m}^2 \cdot \text{c})$. В этом диапазоне σ_{ck} и t_{cp} (t_{cd}) изменяются в соответствии с закономерностями, близкими к логарифмическим. Причём в области малых продолжительностей нагрузки проявляется тенденция к увеличению кривизны. Это означает, что относительное увеличение предельного сопротивления в области больших скоростей нагружения больше, чем в области малых. Таким образом, с целью уточнения расчёта необходимо всегда правильно принимать значения разрушающих напряжений, соответствующих данной скорости нагружения. Кроме того, уже одним этим фактом можно объяснить значительное увеличение работы внедрения при динамическом способе погружения. Однако вопрос усложняется тем, что величина работы погружения может существенно изменяться при изменении работы единичного удара. Эту зависимость наблюдали многие исследователи и пришли к выводу, что она представляет собой гиперболу. Типичная кривая $E=f(A_{ed})$ для конкретных условий разрушения показана на рис. 1 [1, 7].

Экспериментальные данные и их анализ. Из рис. 1 следует, что кривую $E=f(A)$ можно принять как экспоненту со значением $E \rightarrow \text{const}$ при $A > 2500 \text{ Дж}$. E_0 наиболее интенсивное уменьшение происходит в зоне малых энергий одного удара (до 2 кДж). Поэтому нужно избегать малых значений работы единичного удара как неэффективных для разрушения горных пород. Объяснение причин существования эффективной энергии удара следует искать в физических явлениях, сопровождающих погружение клина. Дело в том, что увеличение энергоёмкости разрушения при энергиях удара меньше оптимальных объясняет то, что развивающиеся при ударе напряжения

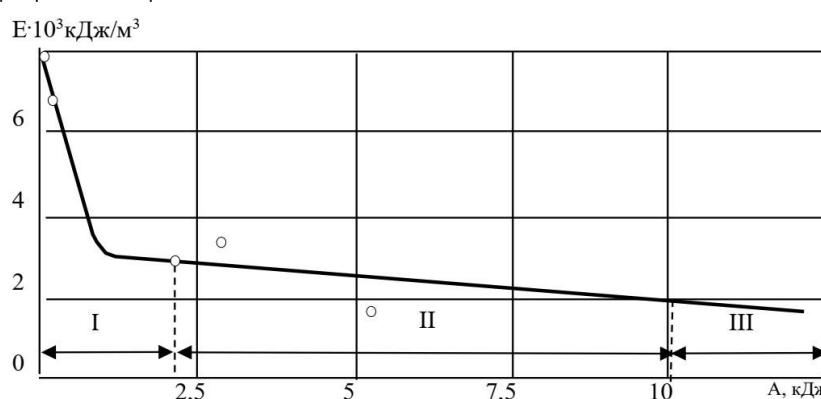


Рис. 1. Влияние величины работы единичного удара A_{ed} на энергоёмкость разрушения E мрамора: I – зона малых энергий удара; II – зона средних энергий удара; III – зона больших энергий удара

не достигают критических значений и большая часть энергии расходуется на упругие деформации, т. е. разрушение носит в основном усталостный характер [5, 6].

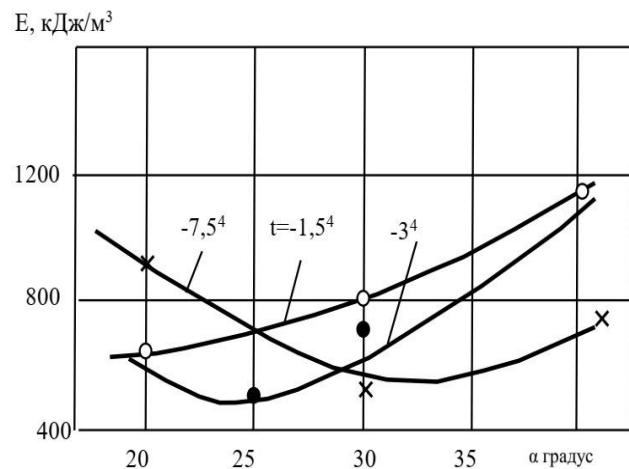


Рис. 2. Влияние угла заострения клина α на энергоемкость E скола мрамора при различной температуре

Если величина A избыточна для разрушения горной породы ударом, то излишок работы поглощается массивом или идет на переизмельчение. Важным узлом молотов любого конструктивного исполнения является рабочий инструмент, его форма и размеры.

Наиболее целесообразно для разработки горных пород применять рабочий орган клинообразной формы с острыми гранями. Клин может быть одно- или двухосным, симметричным или асимметричным, с различными углами заострения и шириной лезвия.

На погружение двухосного симметричного клина с углом $\alpha=30^\circ$ необходимо затратить в 2,5-3 раза большую работу, чем на погружение в равных условиях клина с углом $\alpha = 7^\circ$.

При малом α сопротивление внедрению клина мало; но могут оказаться малы и развивающиеся на щеках усилия, чтобы создать предельные разрывающие напряжения в грунте.

Большой угол α увеличивает объём скимаемого грунта, что ведёт к значительному росту энергёмкости разрушения.

Оптимальным углом заострения клина для горных пород считается угол, равный $25-30^\circ$ (для весьма хрупких $30-35^\circ$).

Влияние этих геометрических параметров на величины объёмов сколов горных пород и энергёмкости разрушения показаны на рис. 2.

Механизм разрушения и распределение напряжений. Удар лезвия клина о горную породу можно рассматривать как удар в упругопластической фазе.

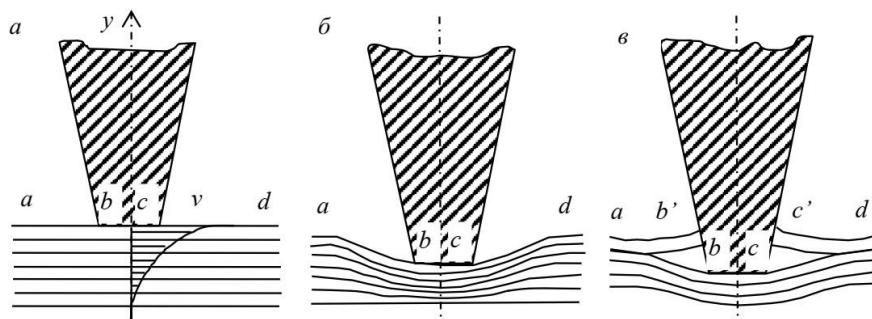


Рис. 3. Механизм деформирования горных пород клином при небольшой глубине внедрения: а – первоначальный контакт клина с массивом горной породы; б – процесс сжатия массива горной породы под действием удара клина; в – процесс откалывания горной породы от массива в результате удара клина

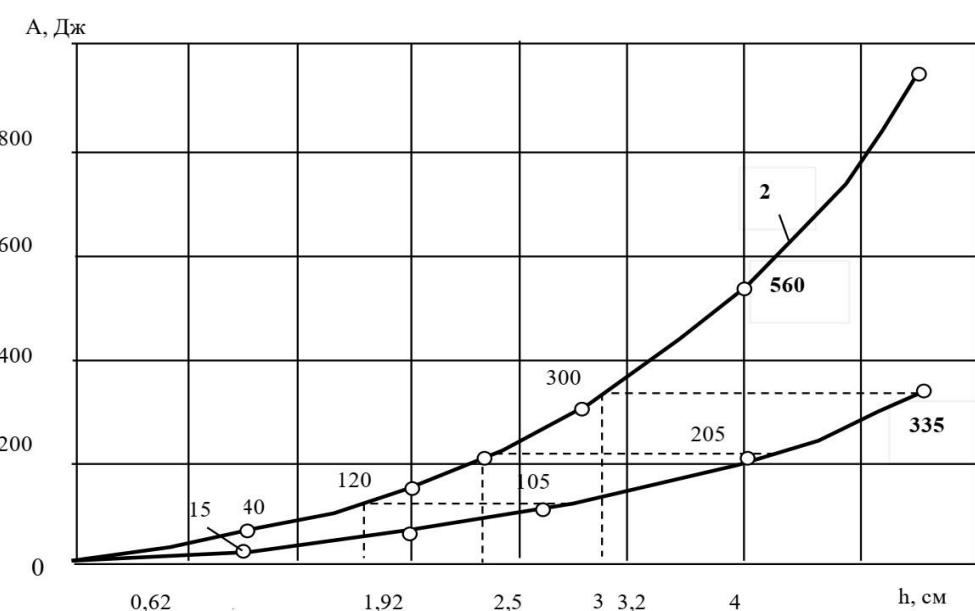


Рис. 4. Изменение величины работы шара A от глубины внедрения h в породу клиньев с углами заострения $\alpha=70^\circ$ (1) и $\alpha=30^\circ$ (2)

На острье клина всегда есть площадка, и поскольку она находится в соприкосновении с горной породой, то движение частиц клина передается породе и вызывает в первый момент равномерное сжатие бесконечно тонкого слоя по всей площади контакта [7, 8].

Рассмотрим этап первичного погружения клина в породу. При этом глубина погружения клина невелика. Разделим массив горных пород на ряд горизонтальных бесконечно тонких слоёв (рис. 3, а). При ударе продольная волна вызовет сжатие этих слоев, напряжение с глубиной будет уменьшаться от максимального в первом слое до нулевого на некотором расстоянии от поверхности.

Участки *ab* и *cd* (рис. 3, б) будут испытывать растяжение от удлинения и от появления поперечной волны. На линии *bc* действует сила мгновенного трения, поэтому участок этот растягивается не будет, а будет только сжат под действием продольной волны сжатия.

При воздействии ударной нагрузки растягивающие напряжения превышают допустимые, т.е. происходит разрыв в наиболее вероятных точках *b* и *c*. После разрыва слоя участки *ab* и *cd* под действием сил упругости распрямляются и произойдет откол их от поверхности; они коснутся щёк клина (рис. 3, в). Столб породы по линии *bc* не будет иметь подпора с боков и под действием сжимающей нагрузки разрушится. Глубина разрушения зависит от величины напряжений и физико-механических свойств породы.

Дальнейшее погружение клина происходит при одновременном увеличении объёма погружения и площади контакта. Напряжения на щёках вызывают сжатие клина и затрудняют его дальнейшее погружение. В этих условиях, когда начальная лунка уже существует, процесс погружения клина при одной и той же энергии единичного удара замедляется (рис. 4), так как начинают влиять потери на упругие и колебательные процессы, сопутствующие погружению клина. Так, для погружения клина с углом заострения $\alpha=7^\circ$ соотношение энергии погружения на 4 и 1 см будет равно 13, а для клина с $\alpha=30^\circ$ – 14.

Исследования позволили сделать вывод, что для анализа процесса разрушения можно использовать силу динамического нагружения $P_{\text{дин}}$, энергию единичного удара A и энергоёмкость разрушения E .

Все эти факторы связаны системой определяющих условий:

$$A_2 = A_1 \eta, \quad (4)$$

где A_2 – энергия, переданная от бойка клину;

$$A_1 = m_o v_{y0}^2 / 2 \quad \text{– энергия бойка.}$$

На основании закона сохранения энергии и принципа суперпозиции составляющих энергии удара величину энергии A_2 можно представить в виде суммы энергий, идущих на наиболее существенные из возможных направлений потерь:

$$A_2 = A_3 + A_4 + A_5 + A_6 + A_7, \quad (5)$$

где A_3 – энергия, отраженная от горной породы в клин;

A_4 – энергия пластического деформирования;

A_5 – энергия волновых процессов в породе;

A_6 – энергия, идущая на колебание пластической области (присоединенной массы);

Для анализа составляющих формулы (5) введем следующие упрощающие допущения, которые были частично обоснованы ранее:

– разрушение происходит от напряжений разрыва, т.е. носит характер хрупкого разрушения;

– рабочий орган представляет собой плоско-симметричное тело с плоскостью симметрии, проходящей через рабочую кромку;

– потенциальная энергия упругого деформирования переходит в энергию трещинообразования скальваемого тела.

При таких допущениях мы уже можем в общем виде определить отдельные составляющие формулы (5).

Энергия A_3 , отражённая от породы в клин, по данным Е.С. Ватолина, определяется следующей зависимостью [8, 9]:

$$A_3 = \frac{F_a t_1}{2} \left(\frac{\sigma^2}{E} + \rho v_1^2 \right), \quad (6)$$

где F_a – площадь поперечного (максимального по глубине погружения) сечения клина;

t_1 – время контакта клина и породы;

σ – напряжение в породе на контакте клина и ударника (или клина с породой для падающего клина);

v_1 – скорость частиц в отраженной волне,

$$v_1 = \frac{\sigma_1}{\sqrt{E_1 \rho_1}}, \quad (7)$$

Здесь индекс 1 показывает принадлежность параметра к материалу инструмента.

По формуле (6) можно рассчитать величину A_3 для случая максимальной потери при $h=\text{var}$ и $\sigma_1=f(h)=\text{const}$.

Для клина шириной $b=0,1$ м при глубине погружения до 0,4 м; $\sigma_1=2 \cdot 10^5$ кН/м²; $E_1=2 \cdot 10^6$ кН/м²; $v_1=v_{y0}=10$ м/с получаем, что отраженная в клин энергия составляет около 70 Дж, т.е. при работе удара 1500 Дж потери составляют 5 %, но это при большой жёсткости разрушающего материала. Жёсткость горной породы (акустическая) практически зависит только от скорости волны (упругой или пластической) напряжений.

Скорость этих волн в горных породах колеблется от 600 до 1600 м/с в зависимости от структурного строения.

При большой глубине внедрения доля A_3 в общем энергетическом балансе будет больше, чем при малой.

Далее оценим величины энергий A_5 и A_6 , при внедрении рабочего органа в породу колебания в нем будут функционально связаны с колебаниями инструмента, а в частных случаях даже равны им по амплитуде. Поэтому A_5 и A_6 , т.е. энергии колебания упругого характера и «присоединенной массы» грунта m^* , участвующей в колебаниях с данной частотой (занимающей полуэллипсоид с полуосами, являющимися функциями длины волн пластического деформирования), представим в следующем виде [9, 11]:

$$A_5 + A_6 = \frac{v_y}{2} \int N dt + \frac{v_y}{2} \int f(\rho, v_y) dS, \quad (8)$$

где v_y – скорость рабочего органа в момент начала удара;

$N dt$ – текущее значение импульса силы;

ρ – плотность горной породы;

dS – текущая площадь контакта рабочего органа с горной породой.

Из формулы (8) следует, что с ростом скорости внедрения клина в породу и увеличением глубины внедрения оба слагаемых в формуле (8) будут расти.

Для A_6 дополнительно воспользуемся формулой для определения массы пластической области m^* при ударе штампа о полупространство

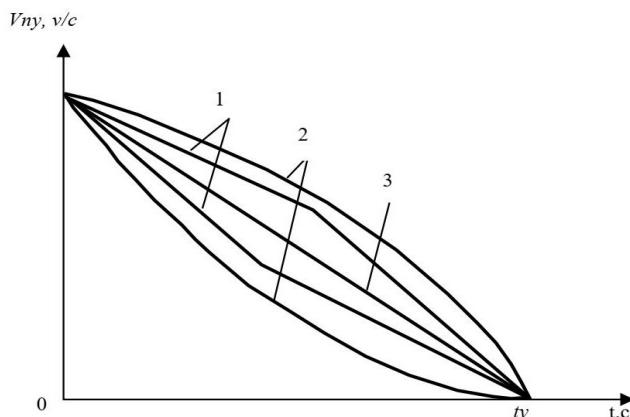


Рис. 5. График импульсного погружения рабочего инструмента в горную породу: 1 – для материалов с фазовыми переходами в процессе разрушения t_y ; 2 – для материалов без фазовых переходов в процессе разрушения; 3 – линейная аппроксимация зависимости $v=f(t)$

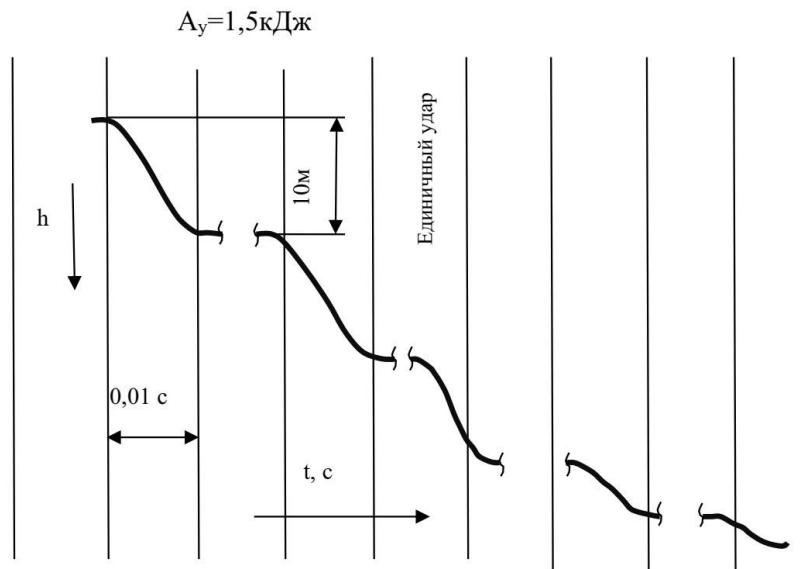


Рис. 6. Кривые погружения клина в горную породу при постепенном увеличении общей глубины внедрения

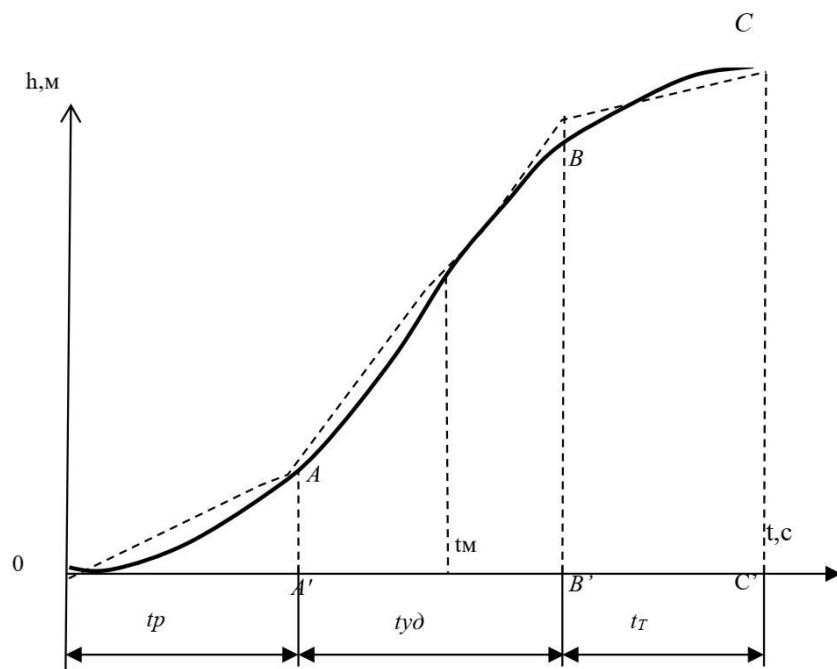


Рис. 7. Зависимость глубины погружения h от времени погружения (контакт при ударе) t

(предлагаемой Б. Н. Кутузовым) и вычислим энергию A_5 [2, 5]:

$$m^* = \frac{1}{v_y} \int \rho \varphi \cos \beta d_1 S$$

где φ – потенциал скоростей внедрения;

β – угол, характеризующий условия контакта;

S – поверхность контакта.

Для рабочего органа клиновидной формы шириной 10 см и глубиной погружения до 0,5 м потери энергии A_5 будут составлять до 2-4 % на удар.

Величина A_5 отличается от величины A_3 только тем, что в расмотрение входят уже не характеристики материала клина, а проч-

ность породы, поэтому будем иметь очень небольшое значение энергии, так как скорость частиц породы минимальна.

Таким образом, перечисленные выше виды потерь составляют не более 10 % энергии единичного удара, при этом они увеличиваются в этом пределе от минимума при $h=0$ до максимума при $h=h_{\max}=400 \div 500$ мм.

Рассмотрим теперь вопрос о величине A_4 – работе пластического деформирования – проникания.

Для процесса проникания были предложены различные эмпирические соотношения, связывающие результатирующую силу F с массой инструмента и его предударной скоростью v_{py} , имеющие вид:

$$F = B_1 v_{py}^2 + B_2 v_{py} + B_3 = -\frac{md^2 h}{dt^2}, \quad (10)$$

где B_1, B_2, B_3 – эмпирические постоянные.

При низких скоростях предполагают, что сопротивление прониканию постоянно и пропорционально площади поперечного сечения, так что $B_1=B_2=0$ и глубина погружения определяется из величины работы деформации, приравниваемой к энергии A_5 . При импульсном (ударном) погружении в полупространство N непостоянна, так как скорость v_{py} в процессе погружения существенно меняется по закономерностям, показанным на рис. 5.

Однако, как показало экспериментальное изучение этого вопроса, эти закономерности отражают лишь часть процесса удара. Реальные кривые $h=f(t)$ приведены на рис. 6.

Поменяв местами оси координат, закономерность погружения клина в массив можно представить в виде зависимости $h=K_1 t^n$ (рис. 7) с переменными величинами K и n .

Зная функцию $h=f(t)$, после двойного дифференцирования по глубине определяем ускорения a_y , а затем получаем зависимость изменения ударной силы от времени погружения (рис. 8).

Анализ кривых погружения, показанных на рис. 8, позволяет считать, что весь процесс погружения клина можно разделить на три периода, соответствующих различным участкам кривой $h=f(t)$:

а) разгона клина, описываемый функцией $h=K_1 t^n$, ($n>1$);

б) установившегося движения клина, описываемой функцией $h=K_2 t$ ($n=1$);

в) торможения клина, описываемый функцией $h=K_3 t^n$ ($n<1$).

Следовательно, в течение периода движения инструмента в породе t_{2y} , определяемого по (рис. 8):

$$t_{2y} = t_p + t_{y\Delta} + t_T \quad (11)$$

где t_p , $t_{y\Delta}$, t_T – время разгона, установившегося движения и торможения клина соответственно.

Ускорение a_y будет изменяться в довольно широких пределах по знаку и величине. Однако, учитывая, что кроме a_y в процессе проникания клина в полупространство массива будут изменяться также площади сечения клина пропорционально квадрату глубины, то с небольшой степенью ошибки время погружения можно разбить

на два периода: время ускоренного ($0-t_m$) и замедленного (t_m-t_y) роста глубины проникания (рис. 7). При этом момент t_m совпадает с моментом достижения силой F удара своего максимального значения.

Тогда глубину погружения можно описать следующей зависимостью:

$$h_{0-t} = \frac{a_y t^2 m}{2}; \quad v_{t_m} = a_y t_m \quad (12)$$

$$h_{t_m-t_y} = v_{t_m} t_m - \frac{a_y (t_y - t_m)^2}{2} \quad (13)$$

Таким образом, процесс удара приближенно описан с помощью постоянного по модулю ускорения a_y . В этом случае зависимость $v=f(t)$ примет вид, показанный пунктиром на рис. 7. На основании предложенного закона движения клина (инструмента) в породе можно перейти к анализу сил и напряжений, возникающих в материале при проникании клина, методами динамической теории пластичности.

Как известно, для анализа плоской деформации упругопластичной среды, следует ввести в рассмотрение пять функций: $X_x(x, y, t)$, $Y_x(x, y, t)$; $X_y(x, y, t)$, $Y_y(x, y, t)$ – три компонента тензора напряжений и две проекции вектора скорости на оси x и y . Будем исходить из следующей системы уравнений, описывающей состояние движущейся среды:

$$\frac{1}{\rho_0} \left(\frac{\partial X_x}{\partial x} + \frac{\partial X_y}{\partial y} \right) + X = \frac{\partial v_x}{\partial t} + v_x \frac{\partial v_x}{\partial x} + v_y \frac{\partial v_x}{\partial y}, \quad (14)$$

$$\frac{1}{\rho_0} \left(\frac{\partial Y_x}{\partial x} + \frac{\partial Y_y}{\partial y} \right) + Y = \frac{\partial v_y}{\partial t} + v_x \frac{\partial v_y}{\partial x} + v_y \frac{\partial v_y}{\partial y}, \quad (15)$$

$$(X_x + Y_y)^2 + 4X_y^2 + 4K^2, \quad (16)$$

$$\frac{\partial v_x}{\partial x} + \frac{\partial v_y}{\partial y} = 0, \quad (17)$$

$$\frac{2X_y}{X_x - Y_y} = \frac{\frac{\partial v_x}{\partial y} + \frac{\partial v_y}{\partial x}}{\frac{\partial v_x}{\partial x} - \frac{\partial v_y}{\partial y}} \quad (18)$$

Уравнения (14) и (15) представляют собой уравнения движения среды, записанные в переменных Эйлера.

Здесь: ρ_0 – плотность среды;

X , Y – проекции массовых сил, положительные оси которых совпадают с положительным направлением осей координат.

Условие (16) является условием идеальной пластичности, т. е. выражает условие постоянства максимального касательного напряжения, равного K . Два семейства линий, совпадающих в каждой точке с направлением площадок K_{max} , принято называть линиями скольжения.

Уравнение (17) представляет собой условие сплошности среды.

Условие, выраженное уравнением (18), можно интерпретировать как функцию угла между осью x и направлениями максимальных скоростей деформации сдвига, которые совпадают с направлениями линий скольжения.

Выразим компоненты тензора напряжений через две новые функции x и φ_H соотношениями:

$$X_x = K(x_1 + \cos 2\varphi_H), \quad (19)$$

$$Y_y = K(x_1 - \cos 2\varphi_H), \quad (20)$$

$$X_y = K \sin 2\varphi_H \quad (21)$$

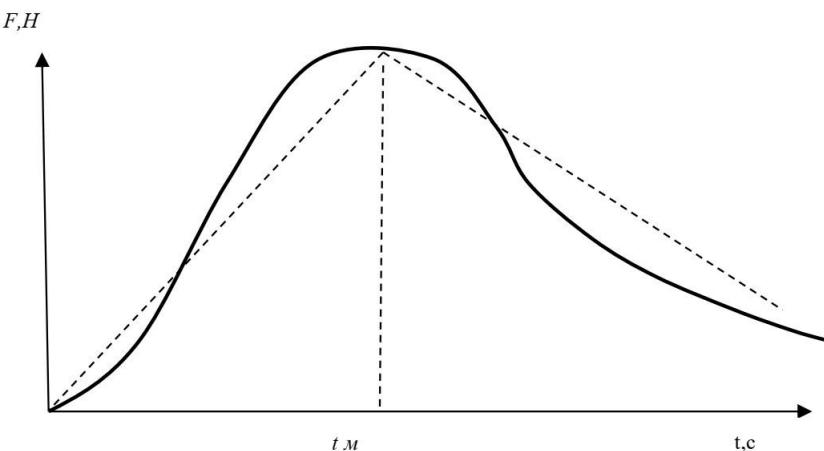


Рис. 8. Зависимость ударной силы F от времени погружения (контакта при ударе)

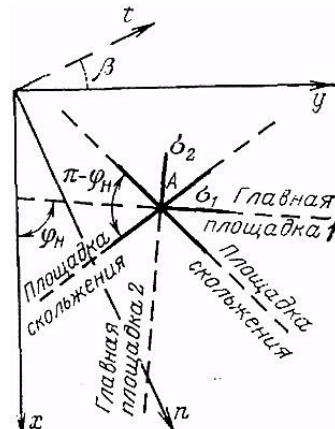


Рис. 9. Ориентация главных напряжений $\sigma_{1,2}$ и площадок скольжения в координатах x - t и y - t в точке A массива

тождественно удовлетворяющими условию пластичности (16)

$$x_1 = \frac{X_x + Y_y}{2} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2K}, \quad (22)$$

где φ_H – угол между положительными направлениями оси x и максимальным главным нормальным напряжением σ_1 (рис. 9).

Для клина с плоскими гранями выполняются граничные условия и получаем:

$$l = \frac{h}{\cos \gamma - \sin(\gamma - \varphi_H)}, \quad (23)$$

$$2\gamma = \varphi_H - \arccos \left[\operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_H}{2} \right) \right] \quad \psi = \varphi_H + \pi/2, \quad (24)$$

Воспользуемся для удобства системой координат x_1 , y_1 , у которой ось x_1 направлена вдоль AC . Для сетки напряжений клина (рис. 10, а) имеем:

$$a = 2 \operatorname{ctg} \psi; \quad \lambda_1 = \operatorname{ctg} \frac{\psi}{2}, \quad \lambda_2 = -\operatorname{tg} \frac{\psi}{2}. \quad (25)$$

Поле скоростей выражается формулами:

$$v_x = v \sin \frac{\psi}{2}; \quad v_y = v \cos \frac{\psi}{2} \quad (26)$$

где v – скорость движения клина.

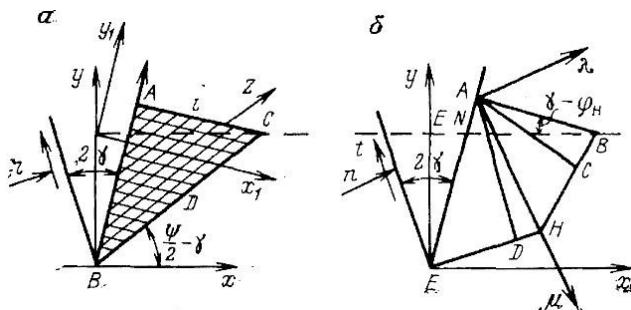


Рис. 10. Схема взаимодействия клина с плоскими гранями разрушающей среды: а — для участка прямой EF эллипса текучести (система координат x_1-y_1 вдоль плоскости клина); б — для ломаной EAF эллипса текучести (система координат $\lambda-\mu$ проходящих через точку A)

Из формул (26):

$$A = \frac{v}{\sin \frac{\psi}{2}}, \quad B=0. \quad (27)$$

Это дает для напряжений выражения:

$$\sigma = \rho_0 v \frac{\sin \frac{\psi}{2}}{2 \cos \frac{\psi}{2}} z - \frac{\sin \frac{\psi}{2}}{2} \left(\xi \operatorname{ctg} \frac{\psi}{2} + \eta \operatorname{tg} \frac{\psi}{2} \right), \quad (28)$$

$$\tau = \rho_0 v \frac{\sin \frac{\psi}{2}}{2 \sin \frac{\psi}{2}} z - \frac{\sin \frac{\psi}{2}}{2} (\xi - \eta). \quad (29)$$

На прямой AC должны быть выполнены условия равенства нулю нормальной σ и касательной τ компонент напряжения.

Это позволяет определить функции ξ и η . Они имеют вид:

$$\xi = -b \cos \frac{\psi}{2}, \quad (30)$$

$$\eta = \frac{\rho_0 v}{\sin \frac{\psi}{2}} z - b \cos \frac{\psi}{2}. \quad (31)$$

Выражение для η в формуле (31) справедливо во всей области ABC , выражение для ξ лишь в треугольнике ACD (рис. 10, б). Для того чтобы найти ξ в области ABD , используем условие равенства нулю касательного напряжения на прямой AB . Это приводит к уравнению:

$$\left[\rho_0 v \cos \frac{\psi}{2} z + \frac{\sin \frac{\psi}{2}}{2} (\xi - \eta) \right] \left[\frac{a}{2} \sin 2\psi - \cos 2\psi \right] = \frac{b}{2} \sin 2\psi, \quad (32)$$

откуда получаем:

$$\xi = b \left\{ \frac{2 \cos \frac{\psi}{2}}{\frac{a}{2} \sin 2\psi - \cos 2\psi} - \cos \frac{\psi}{2} \right\}. \quad (33)$$

Таким образом, ξ для всей области ABC в данном частном случае получилась не зависящей от времени, чего не будет при произвольном очертании кромки (боковой) клина.

Для решения в окончательной форме нам необходимо знать значения φ_H , a и b .

Вводя скорость вертикального движения клина:

$$v = \omega \frac{\sqrt{2}}{\sin \gamma},$$

получим формулу для нормального линейного давления на

линию AE

$$n = 2K(1 + \sin \varphi_H) + \rho_0 v^2 \sin^2 \gamma g \varphi_H \sin \varphi_H \quad (34)$$

Первое слагаемое формулы (34) получилось таким же, как и при расчёте предельного статического давления. Таким образом, для определения силы нормального давления необходимо дополнительного определить величину φ_H .

Используя для этого первое выражение из формулы получаем:

$$\varphi_H = \gamma - \arcsin \left(\cos \gamma - \frac{h}{l} \right). \quad (35)$$

Для идеального несжимаемого материала площади треугольников EFN и ANB должны быть равны и тогда соотношение (35) будет строго выполняться на всем диапазоне h . В реальной горной породе мы наблюдаем некоторое сжатие под щеками клина, что приводит к тому, что l — величина хотя и переменная, но ограниченная соотношением $h > l$, поэтому допущения о несжимаемости не дают в реальных условиях существенной ошибки. Отсюда имеем следующее соотношение для поверхности контакта щеки с породой (рис. 10, б):

$$h^2 \cos \left(\frac{\pi}{2} - \gamma \right) \approx \frac{c^2}{2} \sin 2(\gamma - \varphi_H). \quad (36)$$

Отсюда следует при $c \approx h \cos \gamma$

$$2 \cos^2 \gamma \sin \gamma = \sin 2(\gamma - \varphi_H) \quad (37)$$

Для клиньев с $2\gamma = 10, 15, 20, 25$ и 30° можно вычислить величину φ_H по следующей зависимости:

$$\varphi_H = \gamma - \frac{\arcsin [2 \cos^2 \gamma \sin \gamma]}{2} \quad (38)$$

Как видно из сравнения выражений (38) и (35), структурно они одинаковы, но физически процесс погружения более полно учитывается выражением (35).

Для расчёта сопротивления внедрению клина, кроме нормального напряжения n , необходимо знать и касательную составляющую (компоненту) t . Исходя из схемы (рис. 10, б), имеем:

$$T = tcb; \quad N = nc, \quad (39)$$

где b — ширина клина;

T, N — соответственно касательные и нормальные силы на щеках клина.

Получаем в итоге для продольной силы внедрения:

$$P = 2cb \left[n \cos \left(\frac{\pi}{2} - \gamma \right) + t \sin \left(\frac{\pi}{2} - \gamma \right) \right] \quad (40)$$

$$\text{Или} \quad P = 2cb [n \sin \gamma + t \cos \gamma]. \quad (41)$$

Между t и n можно использовать известную связь

$$t = n \operatorname{tg} \delta, \quad (42)$$

где σ — угол трения породы по материалу клина, отсюда

$$P = 2cb \operatorname{tg} \delta [n \sin \gamma + \operatorname{tg} \delta \cos \gamma]. \quad (43)$$

Подставляя в формулу (43) вместо глубину погружения h , в итоге получаем формулу для расчета мгновенного значения силы при импульсном погружении клина:

$$P = \frac{2bh}{\cos \gamma} [2k(1 + \sin \varphi_H) + \rho v^2 \sin^2 \gamma g \varphi_H \sin \varphi_H] \sin \gamma + \operatorname{tg} \delta \cos \gamma \quad (44)$$

Таким образом, нами получены уравнения (44) и (38) для определения мгновенного значения силы внедрения при ударном погружении клина.

Приведем расчёт мгновенного усилия при погружении клина со следующими произвольными параметрами: $b=0,1$ м; $2\gamma=20^\circ$; $\rho_0=26$ кН/м³; $v=v_{max}=2$ м/с; $k=2 \cdot 106$ Н/м²; $h=0,01$ м; $\operatorname{tg} \delta=0,53$; $A_{\text{ед}}=1500$ Дж.

Вычисляем φ_H в предположении, что $l=h$, по формуле (38):

$$\varphi_u = 10^0 - \arcsin |(0,94 - 1)| = 10^0 - \arcsin 0,06 = 6^030',$$

$$\sin \varphi_u = 0.114 \approx \operatorname{tg} \varphi_u.$$

(45)

Таким образом, можно вычислить значение силы $P=110 \text{ кН}$.

E_e значение приближенно соответствует P_{max} при $t = t_m$ (рис. 9).

Заменяя P_{max} величиной P_{cp} , для последней получаем:

$$P_{cp} = \frac{P_0 + P_{max}}{2} = 55 \text{ кН}. \quad (46)$$

Отсюда определяем, что работа на пластическое деформирование горной породы, равная произведению средней силы удара на глубину внедрения, составила 37 % всей единичной начальной работы удара.

Обсуждение результатов.

Учитывая, как было показано выше, что на другие виды потерь ушло около 10-12 %, остается установить на что затрачивается почти половина оставшейся энергии удара.

Заключение.

В итоге можно сделать следующий основной вывод: даже при наличии идеальной ударной системы, гарантирующей нам величину $\eta=1,0$, суммарный к. п. д. η_{Σ} будет иметь значения намного ниже, если технические и технологические параметры рабочего инструмента не подобраны таким образом, чтобы обеспечивать минимизацию механических потерь в окружающую породную среду.

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.М. 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.М. Исследования массива и основных параметров системы разработки сложноструктурных месторождений облицовочного камня Узбекистана // Наука и инновационное развитие. – Ташкент: Центр научно-технической информации при Агентстве инновационного развития, 2022. – № 3. ISSN 2181-9637. – С. 54-63
5. Makhmudov A. Energy parameters for fracturing rocks with wedge-shaped tools // Наука и инновационное развитие. – Ташкент: Центр научно-технической информации при Агентстве инновационного развития. – № 1/2023. ISSN 2181-9637. – 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. – 214 с.
8. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород: – М.: МГГУ, 1995. – 450 с.
9. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. – Алматы: 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 резца // Узбекский журнал «Проблемы механики». – Ташкент: АНРУз, 2005. – № 3. – С. 98-100.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103), pp. 4-11
ENERGY ANALYSIS OF THE ROCK FRACTURE PROCESS

Mahmudov A.M., Acting Professor of the Department of “Mining Electromechanics”, Ph.D. in Technical Sciences.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan.

The article presents the results of theoretical and experimental studies on the energy consumption of rock fracturing using a impact wedge-shaped tool. A structural model of the fracture process is considered, including energy relationships characterizing the transmission, distribution, and loss of energy during impact. A refined expression for the overall efficiency coefficient of impact working equipment is proposed, divided into the subsystems “hammer – tool” and “tool – rock”. Based on the analysis of the patterns of impulse wedge penetration, the acceleration, steady motion, and deceleration periods of the tool are determined, and the dependencies of penetration depth and impact force on contact time are established. It is shown that at low single-strike energies, the fracture efficiency decreases significantly due to elastic deformations of the rock, while exceeding the optimal energy leads to excessive losses due to over-crushing. The optimal wedge sharpening angle for different types of rocks is 25–35°, ensuring minimal energy consumption for fracturing while maintaining the required penetration depth. The obtained dependencies allow evaluating the influence of design, technological, and energy parameters on the rock fracture process and can be used for the design and optimization of impact wedge systems of mining machines.

Keywords: energy consumption of fracturing, wedge-shaped tool, impact action, efficiency coefficient, dynamic penetration, optimal wedge angle, plastic deformation, rocks.

References:

1. Karkashadze G.G. Mechanical Fracturing of Rocks. – Moscow: MGGU Publishing, 2004. – 222 p.
2. Kutuzov B.N. Explosive and mechanical destruction of rocks. – Moscow: Nedra, 1973. – 311 p.
3. Makhmudov A.M. Theoretical study of a method for preparing rocks for extraction based on impact action // Gorny Vestnik Uzbekistana [Mining Bulletin of Uzbekistan]. – Navoi, 2022. – №2 (89). – P. 13-16. DOI:10.54073/GV.2022.2.89.003.
4. Makhmudov A.M. Study of the rock mass and main parameters of the system for developing complex-structured decorative stone deposits in Uzbekistan // Nauka i Innovatsionnoe Razvitiye [Science and Innovative Development]. – Tashkent: Center for Scientific and Technical Information under the Agency for Innovative Development, 2022. – №3. ISSN 2181-9637. – P. 54-63.
5. Makhmudov A. Energy parameters for fracturing rocks with wedge-shaped tools // Nauka i Innovatsionnoe Razvitiye [Science and Innovative Development]. – Tashkent: Center for Scientific and Technical Information under the Agency for Innovative Development, 2023. – №1. ISSN 2181-9637. – P. 10-16. <https://dx.doi.org/10.36522/2181-9637-2023-1-2>.
6. Makhmudov A. Study of energy parameters of rock destruction by wedge-shaped tool // Gorny Vestnik Uzbekistana [Mining Bulletin of Uzbekistan]. – Navoi, 2023. – №2 (93). – P. 23-27. DOI:10.54073/GV.2023.2.93.005.
7. Nikolaevsky V.N. Dynamic strength and rate of destruction // Udarnye, vzyryvnye i razrusheniya. Ser. Mekhanika. Novoe v zarubezhnoi nauke [Impact, Explosion and Destruction. Series: Mechanics. New in Foreign Science]. – Moscow: Mir, 1981. – 214 p.
8. Protasov Yu.I. Rock destruction. – Moscow: MGGU, 1995. – 450 p.
9. Rakishhev B.R. Energy intensity of mechanical rock destruction. – Almaty: Baspager, 1998. – 210 p.
10. Tangaev I.A. Energy intensity of mineral extraction and processing. – Moscow: Nedra, 1986. – 231 p.
11. Toshov Zh.B., Makhmudov A.M., et al. Determination of the specific load on the front face of the cutter // Uzbek Journal “Problems of Mechanics” – Tashkent: ANRUz, 2005. – №3. – P. 98-100

КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ НЕОДНОРОДНОСТИ МАССИВА НА ПАРАМЕТРЫ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТАХ



Заиров Ш.Ш.,
профессор кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ «МИСИС»,
доктор технических наук



Нутфуллоев Г.С.,
начальник управления делами
Филиала НИТУ «МИСИС»
в г. Алматы, д.т.н., профессор



Гайназаров Б.А.,
заместитель декана
факультета «Горное дело» Алматы-
ского государственного технического
института, PhD, доцент



Исматиллаев Н.А.,
ассистент кафедры
«Горное дело» Алматы-
ского государственного технического
института

Maqolada gorizontal yerosti yo'llarini o'tishda kontur portlatish parametrlariga struktur-geologik sharoitlarning ta'siri ko'rib chiqilgan. Qatlamlarning yotish burchagi, qatlam quvvati va massivning tabiiy yoriqlanish darajasiga qarab chiziqli ortiqcha kavlab tashlash miqdorini baholash imkonini beruvchi tabiiy va eksperimental tadqiqotlar majmuasi o'tkazilgan. Olingan ma'lumotlar tahlili asosida zaryadlash koeffitsienti, jinslarning geomekanik xususiyatlari va buzilish natijalari o'tasidagi miqdoriy bog'liliklar aniqlangan bo'lib, ular kontur portlatishning adaptiv sxemalarini ishlab chiqish imkonini beradi. Bu esa ortiqcha buzilishni minimallashtirish, yo'l barqarorligini oshirish hamda massivga texnogen ta'sirlarni kamaytirishini ta'minlaydi.

Kalit so'zlar: kontur portlatish, yerosti kon yo'llari, struktur-geologik sharoitlar, massivning yoriqlanishi, qatlamlarning yotish burchagi, qatlam quvvati, zaryadlash koeffitsienti, chiziqli ortiqcha kavlash, yo'l barqarorligi, burg'ilab-portlatish ishlari.

В статье рассмотрено влияние структурно-геологических условий на параметры контурного взрывания при проведении горизонтальных подземных выработок. Проведён комплекс натурных и экспериментальных исследований, позволяющих оценить зависимость величины линейных переборов от угла падения пластов, мощности слоёв и степени естественной трещиноватости массива. На основе анализа полученных данных установлены количественные зависимости между коэффициентом заряжания, геомеханическими характеристиками пород и результатами разрушения, которые позволяют разработать адаптивные схемы контурного взрывания, обеспечивающих минимизацию переразрушения, повышение устойчивости выработок и снижение техногенных воздействий на массив.

Ключевые слова: контурное взрывание, подземные горные выработки, структурно-геологические условия, трещиноватость массива, угол падения пластов, мощность слоёв, коэффициент заряжания, линейные переборы, устойчивость выработки, буровзрывные работы.

Введение. Контурное взрывание является одним из ключевых технологических процессов при проведении горизонтальных подземных горных выработок и обеспечивает формирование заданного профиля с минимальными нарушениями окружающего массива [1]. Правильный выбор параметров взрывания (диаметра и длины шпуров, заряда, шага расположения, задержек и схем инициирования) во многом определяет качество контурной поверхности, устойчивость выработки и безопасность ведения горных работ.

В современных горно-геологических условиях важную роль играет структурно-тектоническая нарушенность массива, его трещиноватость, анизотропия прочностных и деформационных свойств пород [2], которые существенно влияют на распределение напряжений, распространение упругих и взрывных волн, а также на характер разрушения породы при взрывном воздействии. При этом традиционные методики проектирования параметров контурного взрывания, как правило, не учитывают геомеханическую неоднородность массива, что приводит к переразрушению или, напротив, недоразрушению контура выработки.

Изучение влияния структурно-геологических условий на параметры контурного взрывания представляет собой актуальную научно-практическую задачу, которая позволяет обосновать адаптивные схемы расположения зарядов и временных задержек, способствующих снижению уровня сейсмических воздействий, уменьше-

нию зоны переразрушения и повышению устойчивости кровли и боков выработок [3].

В последние годы наблюдается активное развитие численных методов моделирования процессов взрывного разрушения породного массива [4, 5], что открывает новые возможности для комплексного анализа взаимодействия факторов геологического строения, физических свойств пород и технологических параметров взрыва. Применение таких подходов в сочетании с натурными наблюдениями позволяет уточнить расчётные зависимости и оптимизировать режимы контурного взрывания в конкретных горно-геологических условиях.

Материалы и методы. На руднике Каульды АО «Алматыский горно-металлургический комбинат» проведены исследования по комплексной оценке влияния геологической неоднородности массива на параметры контурного взрывания. Месторождение относится к кварцево-золоторудной формации. Основной продукцией рудника являются «золотоносные кварцевые руды». Рудная минерализация приурочена к кварцевым жилам и сульфидно-кварцевым жильям системам [6]. В табл. 1 приведены литолого-геомеханические характеристики пород месторождения Каульды.

Результаты. В процессе проведения исследований параметров контурного взрывания на месторождении Каульды были выявлены значительные вариации структурно-геологических условий,

Литолого-геомеханические характеристики пород месторождения Каульды (по данным [6])

Таблица 1

№	Тип породы	Геологическое происхождение	Цвет, структура, текстура	Средняя плотность, g/cm^3	Предел прочности на сжатие, MPa	Коэффициент трещиноватости, ед.	Особенности влияния на взрывные процессы
1.	Кварцевые сиенито-диориты	интрузивные	серо-зеленые, массивные, мелко- и средне-зернистые	2,75-2,80	140-180	0,4-0,6	плотные, малотрещиноватые; требуется увеличение удельного расхода вв и уменьшение шага шпурков
2.	Сиенито-диориты	интрузивные	темно-серые, порфировидные	2,70-2,78	130-160	0,5-0,7	формируют мелкоблочное разрушение; хорошо поддаются контурному взрыванию
3.	Гранодиорит-порфирь	интрузивные, рудовмещающие	серо-розовые, порфировидные, окарбованые	2,65-2,72	100-140	0,7-1,0	среднепрочные, склонны к вторичной трещиноватости при взрыве
4.	Андезиты и дациты	вулканогенные	темно-серые, плотные, массивные	2,55-2,70	90-130	0,8-1,2	разрушаются равномерно; необходим подбор задержек по слоям
5.	Кварцевые порфирь, риолиты	вулканогенные, кислые	светло-серые, розовые, массивные	2,50-2,60	70-100	1,0-1,3	повышенная хрупкость; возможна избыточная зона разрушения при больших зарядах
6.	Известняки	осадочные	белые, серые, слоистые	2,60-2,70	60-90	1,2-1,5	слоистость вызывает неравномерное разрушение; требуется контроль направления шпурков
7.	Доломиты	осадочные	светло-серые, плотные	2,80-2,85	70-100	1,0-1,4	хорошо взрываются при контроле плотности заряда; склонны к сколам по слоистости
8.	Зоны тектонических нарушений (глинизованные, дезинтегрированные породы)	тектонические	разрыхленные, влажные	2,30-2,50	10-40	1,5-2,0	требуют снижения удельного заряда и применения щадящих схем контурного взрывания

которые оказывают непосредственное влияние на эффективность и безопасность буровзрывных работ (БВР) на контуре выработки.

Обсуждение. Как показали исследования [7-11], при проектировании параметров взрывных работ необходимо учитывать комплекс геомеханических и литологических факторов, которые определяют характер разрушения горной породы, форму куска и степень переразрушения массива. Среди множества параметров особенно критическое значение имеют три основных фактора:

1. **Угол падения слоёв.** Угол залегания пластов и рудных тел оказывает прямое влияние на направление распространения ударных волн, а также на форму разрушения породного массива. При пологом залегании слоёв (угол падения менее 30°) ударные волны распространяются преимущественно вдоль слоёв, что способствует более протяженному, но относительно тонкому разрушению, создавая длинные обломки, склонные к сползанию по пласту. При крутом залегании (угол более 45°) ударные волны распространяются перпендикулярно слою, что вызывает более дробное разрушение с уменьшением длины кусков, но повышает риск выброса обломков и увеличивает амплитуду динамических воздействий на окружающий массив. Следовательно, угол падения слоёв напрямую влияет на выбор схемы расположения шпурков, шаг зарядов и величину удельного расхода взрывчатого вещества.

2. **Мощность слоёв.** Мощность отдельных слоёв породного массива определяет толщину пластов, подлежащих разрушению, и оказывает влияние на распределение энергии взрыва. В массиве с тонкими слоями ($<2-3$ м) энергия взрыва концентрируется на ограниченном объёме, что приводит к повышенной локальной дробимости и образованию мелких кусков. В массиве с мощными слоями ($>5-6$ м) энергия взрыва рассеивается на больший объём, что может вызывать образование крупных обломков и частичное недо-

разрушение, особенно в более прочных породах (например, интрузивные сиенито-диориты и гранодиорит-порфирь). Следовательно, при проектировании параметров контурного взрывания необходимо учитывать толщину слоя и сопоставлять её с диаметром шпурков, длиной и распределением заряда, чтобы обеспечить равномерное разрушение массива и минимизировать переразрушение.

3. **Степень естественной трещиноватости массива.** Естественная трещиноватость породы является критическим фактором, определяющим путь распространения взрывной волны и характер разрушения массива. В массиве с высокой степенью трещиноватости (коэффициент трещиноватости $>1,2-1,5$) ударные волны распространяются по уже существующим трещинам, что способствует быстрому дроблению и образованию мелких кусков. В массиве с низкой трещиноватостью (0,4-0,7) энергия взрыва расходуется на создание новых разрушений, что требует увеличения зарядов и корректировки схемы задержек для достижения требуемой степени дробимости. Степень трещиноватости также влияет на контроль направления обрушения и безопасность контурного взрывания, так как зоны повышенной трещиноватости могут стать источником непредсказуемого переразрушения или сползания блоков.

Таким образом, при проектировании и проведении контурного взрывания на сложных литологических и структурно-геологических массивах, таких как на месторождении Каульды, необходимо комплексно учитывать указанные три фактора. Игнорирование любого из них может привести к неэффективному разрушению, перерасходу взрывчатых веществ, образованию крупных обломков, повышенной вибрационной нагрузки на окружающий массив и снижению безопасности БВР. Практический опыт и численные модели подтверждают, что оптимизация схемы контурного взрывания с учётом угла падения слоёв, мощности пластов и степени естествен-

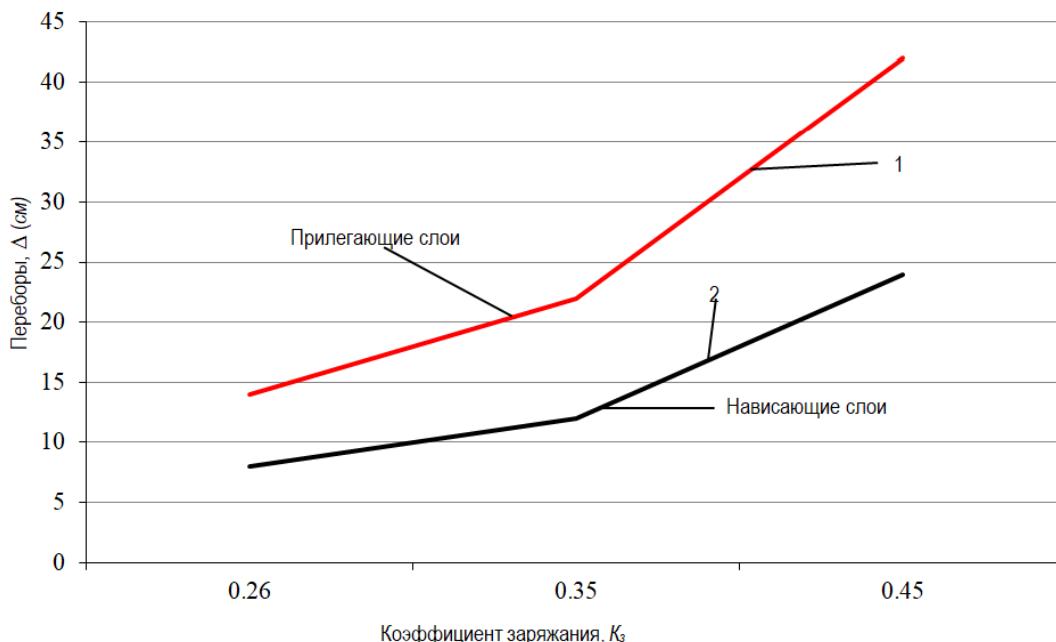


Рис. 1. Зависимость переборов при различном взаимном расположении слоев от коэффициента заряжания

ной трещиноватости позволяет существенно повысить эффективность добычи руды и снизить техногенные воздействия на массив.

На первом этапе исследований был проведён анализ зависимости величины переборов от характера слоистости породного массива.

В рамках эксперимента были выполнены замеры переборов отдельно по нависающим (сверху относительно контура выработки) и прилегающим (снизу или по бокам) слоям, что позволило выявить различия в поведении пород в зависимости от их положения относительно контура выработки и направления залегания слоёв.

На основании полученных данных построен график зависимости величины переборов в слоях от коэффициента заряжания K_3 для определённого сорта взрывчатого вещества (рис. 1). Анализ графика показал, что переборы в прилегающих слоях (кривая 1) при одинаковом значении K_3 значительно превышают величину переборов в нависающих слоях. Такое поведение объясняется присутствием секущей системы трещин, ориентированной относительно направления напластования. Через эти трещины происходит откол отдельных кусков породы, особенно при слабой сцеплённости между слоями. В результате прилегающие слои разрушаются более интенсивно, что приводит к увеличению величины переборов.

Для оценки влияния угла падения пластов на величину переборов были проведены измерения на выработках сечением 10 м^2 при углах падения $\beta=40-55^\circ$. Полученные данные позволили построить график зависимости средних линейных переборов от коэффициента заряжания K_3 для разных углов падения слоёв. Анализ показал, что при увеличении угла падения пластов наблюдается снижение величины переборов в нависающих слоях, тогда как в прилегающих слоях изменение угла оказывает менее выраженное влияние, что связано с тем, что при крутых углах падения ударные волны от взрыва распространяются преимущественно вдоль слоёв, уменьшая эффективность откола отдельных кусков породы в верхней части выработки.

Таким образом, результаты первого этапа показали следующее:

- Характер слоистости и ориентация трещин определяют распределение разрушения по нависающим и прилегающим слоям.
- Величина коэффициента заряжания K_3 прямо влияет на величину переборов, особенно в прилегающих слоях.

3. Угол падения пластов β изменяет динамику разрушения, снижая переборы в нависающих слоях при крутых падениях и влияя на выбор оптимальных схем заряда для контурного взрываания.

Полученные результаты являются важной основой для оптимизации параметров контурного взрываания, позволяя корректировать заряд ВВ и схему шпуров с учётом положения слоёв и их трещиноватости.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение переборов при различном взаимном расположении слоёв в зависимости от их коэффициента заряжания характеризуется следующими эмпирическими уравнениями:

– для нависающих слоёв:

$$\Delta = 391,8 \cdot K_3^2 - 193,45 \cdot K_3 + 31,811; \quad (1)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,99 \pm 0,01$.

– для прилегающих слоёв:

$$\Delta = 584,795 \cdot K_3^2 - 267,836 \cdot K_3 + 44,105; \quad (2)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,99 \pm 0,01$.

Из графика, приведённого на рис. 2, видно, что при $\beta < 45^\circ$ (кривая 1) переборы породы при одном и том же значении K_3 меньше, чем при $\beta > 45^\circ$. Результаты экспериментов, использованных для построения графиков, представлены в табл. 2.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение величины переборов в зависимости от коэффициента заряжания для различных углов падения слоёв характеризуется следующими эмпирическими уравнениями:

– при угле падения слоёв $\beta < 45^\circ$

$$\Delta = -14,706 \cdot K_3^2 + 106,185 \cdot K_3 - 22,833; \quad (3)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,99 \pm 0,01$;

– при угле падения слоёв $\beta > 45^\circ$

$$\Delta = 50,006 \cdot K_3^2 - 11,531 \cdot K_3 + 3,858; \quad (4)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,99 \pm 0,01$.

Влияние угла наклона слоёв на величину переборов может быть объяснено следующим обстоятельством. Величина среднего

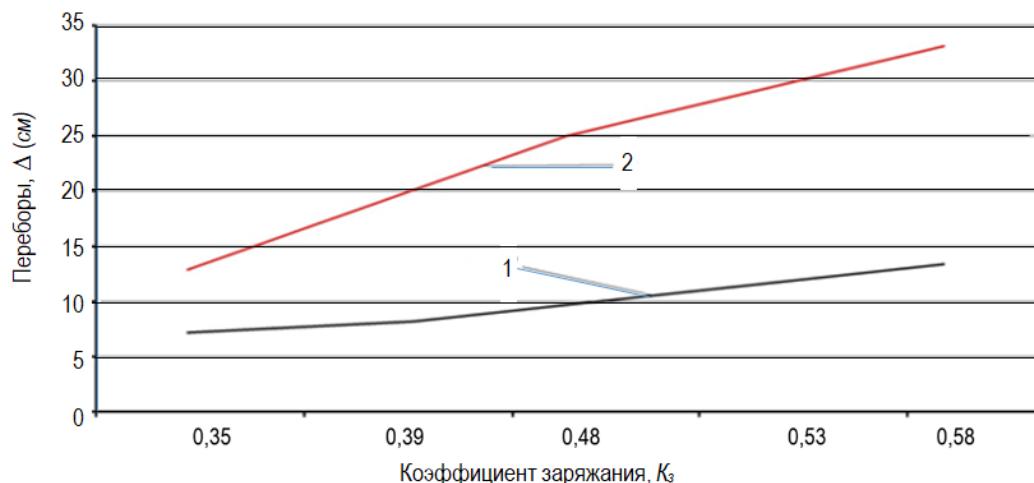


Рис. 2. Зависимость величины переборов от коэффициента заряжания для различных углов падения слоев

Таблица 2

Экспериментальные значения коэффициента заряжания $K_{зар}$ и величины перерасчечения Δ при различном угле залегания пластов β в процессе контурного взрыва

β	$\beta > 45^\circ$				$\beta < 45^\circ$					
	$K_{зар}$	0,35	0,48	0,53	0,58	$K_{зар}$	0,35	0,39	0,48	0,58
Переборы, Δ , см		12,5	25	28,95	33,95		6,1	6,7	10	13,95

Таблица 3

Средние значения величины перерасчечения (Δ) в зависимости от угла залегания пластов β

Угол падения пластов, β , град	15	30	45	60
Средние линейные переборы породы, Δ , см	10	12	15	18

линейного перебора по профилю выработки может быть представлена в следующем виде:

$$\Delta = \frac{\Delta_H l_H + \Delta_n l_n}{l_H + l_n} \quad (5)$$

где Δ_H – средний линейный перебор по нависающим слоям; Δ_n – средний линейный перебор по прилегающим слоям; l_H – часть периметра, относящегося к нависающим слоям; l_n – часть периметра, относящегося к прилегающим слоям; l_3 – периметр забоя без подошвы.

Но так как $l_3 = l_H + l_n$

$$\Delta = \Delta_H \frac{l_H}{l_3} + \Delta_n \frac{l_n}{l_3}, \quad (6)$$

Рассматривая отношения l_H/l_3 заметили, что с увеличением угла падения его значения тоже возрастают, в то время, как отношение l_n/l_3 уменьшается. Но так как $\Delta_H \gg \Delta_n$ величина переборов по профилю выработки с увеличением угла падения слоев тоже увеличивается.

Как видно из табл. 2 зависимость величины переборов от угла падения пластов носит корреляционный характер и значение Δ является чисто эмпирическим.

Большое влияние на величину переборов оказывает мощность слоёв, слагающих массив породы. Чем тоньше слои и чем слабее связь между ними, тем легче они обрушаются и наоборот. На основании обработки данных большого количества экспериментов и наблюдений, произведённых в процессе внедрения технологии контурного взрыва, удалось установить следующие границы устойчивости пород в зависимости от их мощности. При мощности слоёв от 10 до 40 см в породах средней устойчивости обрушение

слоёв возможно лишь небольшими участками, спустя 1-2 суток после взрыва.

При мощности слоёв более 40 см порода сохраняет целостность.

Большая устойчивость более мощных слоёв в данном случае обуславливается еще и тем, что естественная трещиноватость, ослабляющая массив, в более мощных слоях встречается реже, чем в тонких.

Характер разрушения такого массива отличается от разрушения экранирующего действия трещин на распространения энергии в сторону от заряда.

В породах были встречены 2 типа подобной трещиноватости, отличающиеся друг от друга размерами блоков.

При размерах блоков не более 30x30 см под влиянием взрыва контурных зарядов происходит обрушение как правило одного слоя этих блоков, а вышележащие слои сохраняют свою целостность.

Пластовые отдельности сформированы параллельными плоскостями, приуроченными к границам слоёв или внутренним зонам однородных пород. Открытые трещины с раскрытием до 1 мм, гладкие или слабошероховатые, заполнены кальцитом с примазкой тектонической глины. Слабосвязанная пластовая отдельность существенно влияет на величину переборов. Так же как и слои, пластовые отдельности имеют границы устойчивости, зависящие от их мощности. Так, например, пластовая отдельность мощности менее 30 см является крайне неустойчивой и обрушается вне зависимости от способа ведения буровзрывных работ непосредственно после взрыва. При мощности более 30 см обрушений, как правило, не наблюдалось.

Таким образом, проведённые исследования показали, что варианты контурного взрыва должны корректироваться в зависимо-

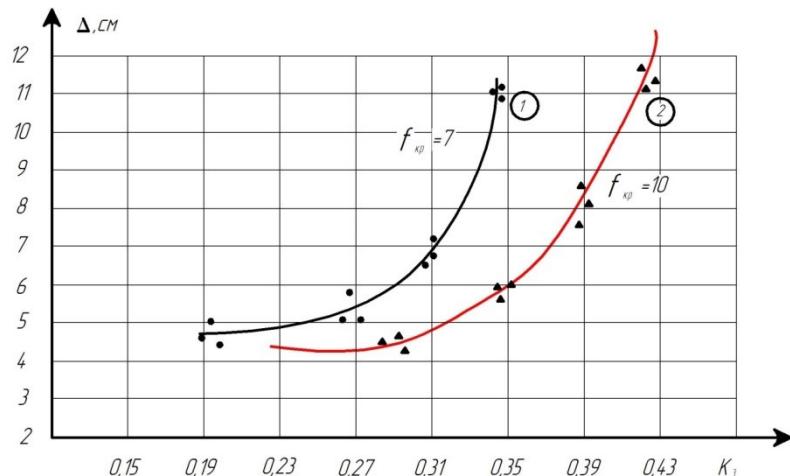


Рис. 3. Влияние коэффициента заряжания на величину переборов в породах различной крепости

сти от конкретных структурно-геологических условий с учётом следующих положений:

а) контурные шпуры в нависающих слоях должны располагаться на расстоянии не менее 8-10 см от линии проектного контура;
б) при расположении контура выработки на расстоянии менее 30 см от трещины напластования или тектонических трещин, а также при наличии системы взаимно пересекающихся трещин, образующих блоки породы, в целях сохранения пород кровли заряд в контурных шпурах уменьшается на 25-30 %. Во избежание вывалов выработка должна быть закреплена в течение 15-20 ч после взрыва;

в) строгое соблюдение параметров буровзрывных работ на контуре выработки с учётом перечисленных в п. п. «А» и «Б» позволяет получить средние линейные переборы от 7-9 см (в слаботрещиноватых песчаниках) до 12-14 см (в трещиноватых породах).

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение коэффициента заряжания от величины переборов в породах с различной крепостью характеризуется следующими эмпирическими уравнениями:

– для пород с $f_{kp}=12-14$

$$\Delta = 462,45 \cdot K_3^2 - 210,512 \cdot K_3 + 28,299; \quad (7)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,951 \pm 0,01$;

– для пород с $f_{kp}=15-16$

$$\Delta = 279,545 \cdot K_3^2 - 146,231 \cdot K_3 + 23,356; \quad (8)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,951 \pm 0,01$;

Наличие в кровле забоя мощных блоков пород, как правило, приводит к увеличению переборов на 10-12 см. Средний линей-

ный перебор в этом случае доходит до 25 см. Определение величины средних линейных переборов, ожидаемых при ведении буровзрывных работ по технологии контурного взрываания может быть произведено из графика, приведённого на рис. 3, составленного по результатам всего комплекса экспериментальных работ.

Здесь, по заданной крепости пород при оптимальных параметрах буровых работ (a и K_{cb}) и ранее определённому коэффициенту заряжания могут быть ориентировочно определены величины переборов. График, показанный на рис. 3, получен для однородных пород без ярко выраженного напластования и последовательности.

Заключение. Таким образом, проведённые исследования показали, что параметры контурного взрываания в горизонтальных подземных выработках строго зависят от конкретных структурно-геологических условий массива.

Ключевыми факторами, определяющими характер разрушения породы, величину линейных переборов и эффективность БВР, являются угол падения слоёв, мощность пластов и степень естественной трещиноватости массива.

На основе комплексного анализа натурных наблюдений, экспериментальных данных и статистической обработки удалось установить количественные зависимости между коэффициентом заряжания, углом падения пластов, структурными особенностями массива и величиной переборов.

Результаты показывают, что игнорирование вышеприведённых факторов может привести к переразрушению или недоразрушению контурной выработки, увеличению вибрационных воздействий и повышенной опасности ведения горных работ.

Библиографический список:

1. Umarov F.Ya., Nutfulloev G.S., Nazarov Z.S., Sharipov L.O. Substantiation of design of well charge of explosive with cumulative effect allowing change of degree of development of step sole // Of the International Conference on Integrated Innovative Development of Zarafshan Region Achievements, Challenges and Prospects. – Navoi, 27-28 November, 2019. Pp. 257-258.
2. Лебедев В.Н. Влияние структурно-геологических условий на устойчивость выработок в трещиноватых массивах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Горная книга, 2015. – № 5. – С. 45-52.
3. Семенов А.И., Кочетков В.В. Оптимизация параметров контурного взрываания в неоднородных массивах горных пород // Известия вузов. Горный журнал. – М.: Наука, 2018. – № 7. – С. 33-41.
4. Потапов В.И., Лесников Г.М. Численное моделирование процессов взрывного разрушения трещиноватого массива // Горный журнал. – М.: Наука, 2019. – № 11. – С. 58-65.
5. Литвиненко А.С., Романов С.Н. Моделирование параметров контурного взрываания в условиях изменчивости геомеханических свойств пород // Горная промышленность. – М.: ИД «Горная промышленность», 2020. – № 3 (153). – С. 62-68.
6. Ермекбаева Д.У. Минералого-геохимические особенности золоторудных месторождений Кочбулак, Кызылалмасай и Каульды в связи с проблемой их комплексного использования // Автореф. ... к. г.-м. н. – Алма-Ата, 1982. – 22 с.

7. Смирнов В.А. Геомеханика подземных сооружений. – М.: Недра, 2010. – 335 с.
8. Potapov V.I. Numerical modeling of the influence of jointing and bedding angle on rock fragmentation under blasting / V.I. Potapov, G.M. Lesnikov // Journal of Mining Science. – 2019. – Vol. 55, No. 6. – Pp. 950-958.
9. Ghazvinian A. Influence of bedding and joint orientation on blast-induced damage zones in rock masses // A. Ghazvinian, F. Pelli, A. Lisjak // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2022. – Vol. 124. – Art. 104460. – DOI: 10.1016/j.tust.2022.104460.
10. Kuznetsov V.V. Structural control of contour blasting efficiency in layered and jointed rock masses // V.V. Kuznetsov, A.A. Fedorov // Mining Science and Technology. – 2024. – Vol. 34, No. 2. Pp. 77-88. – DOI: 10.1007/s11075-024-0077-3.
11. Зверев Е.В. Контуровое и щадящее взрывание при проходке подземных горных выработок. – М.: Недра, 1991. – 208 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103), pp. 12-17
COMPREHENSIVE ASSESSMENT OF THE IMPACT OF GEOLOGICAL HETEROGENEITY OF THE ROCK MASS ON THE PARAMETERS OF CONTOUR BLASTING IN UNDERGROUND MINING OPERATIONS

¹Zairov Sh.Sh., Doctor of Technical Sciences, Professor of the Department of Mining.

¹Nutfulloev G.S., Head of the Administrative Department, Professor.

²Gaibnazarov B.A., Deputy Dean of the Mining Faculty.

³Ismatillaev N.A., Assistant of the Department of "Mining".

¹Branch of the National University of Science and Technology "MISIS" in Almalyk. Almalyk, Uzbekistan.

²Almalyk State Technical University. Almalyk, Uzbekistan.

³Almalyk State Technical Institute, Almalyk, Uzbekistan.

The article examines the influence of water saturation of the rock mass on the stability of open-pit slopes and pit walls during surface mining operations. It is shown that the presence of groundwater and filtration flows significantly alters the stress-strain state of the rock mass, reduces effective stresses and the strength characteristics of rocks, and promotes the development of deformations, cracking, and the formation of slip surfaces. Special attention is given to the analysis of the interaction of pore pressure and filtration flows with the geomechanical state of the mass in the slope zone. Models of stress redistribution under changes in groundwater level are presented, and the role of hydrostatic and hydrodynamic forces in reducing slope stability is demonstrated. It is noted that during blasting operations under water-saturated conditions, a short-term increase in pore pressure occurs, intensifying soil loosening and creating a risk of local failures.

It is concluded that a comprehensive consideration of hydrogeological factors is required when assessing slope stability under conditions of increased water saturation.

Keywords: open pit; slope; stability; water saturation; pore pressure; filtration; blasting operations; hydrodynamic processes; effective stresses; geomechanical model.

References:

1. Umarov F.Ya., Nutfulloev G.S., Nazarov Z.S., Sharipov L.O. Substantiation of design of well charge of explosive with cumulative effect allowing change of degree of development of step sole // Proceedings of the International Conference on Integrated Innovative Development of Zarafshan Region: Achievements, Challenges and Prospects. – Navoi, 27–28 November 2019. – Pp. 257-258.
2. Lebedev V.N. Influence of structural-geological conditions on the stability of workings in fractured rock masses // Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' [Mining Informational and Analytical Bulletin]. – Moscow: Gornaya kniga, 2015. – No. 5. – Pp. 45-52.
3. Semenov A.I., Kochetkov V.V. Optimization of contour blasting parameters in heterogeneous rock masses // Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal [News of Higher Educational Institutions. Mining Journal]. – Moscow: Nauka, 2018. – No. 7. – Pp. 33-41.
4. Potapov V.I., Lesnikov G.M. Numerical modeling of explosive destruction processes in fractured rock mass // Gorniy journal [Mining Journal]. – Moscow: Nauka, 2019. – No. 11. – Pp. 58-65.
5. Litvinenko A.S., Romanov S.N. Modeling of contour blasting parameters under varying geomechanical properties of rocks // Gornaya promyshlennost' [Mining Industry]. – Moscow: ID "Gornaya promyshlennost'", 2020. – No. 3 (153). – Pp. 62-68.
6. Ermekbaeva D.U. Mineralogical and geochemical features of the Kochbulak, Kyzylalmasai and Kauldy gold deposits in relation to the problem of their integrated utilization. Abstract of PhD dissertation (Geol.-Miner.). – Alma-Ata, 1982. – 22 p.
7. Smirnov V.A. Geomechanics of underground structures [Geomechanics of Underground Structures]. – Moscow: Nedra, 2010. – 335 p.
8. Potapov V.I., Lesnikov G.M. Numerical modeling of the influence of jointing and bedding angle on rock fragmentation under blasting // Journal of Mining Science. – 2019. – Vol. 55, No. 6. – Pp. 950-958.
9. Ghazvinian A., Pelli F., Lisjak A. Influence of bedding and joint orientation on blast-induced damage zones in rock masses // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2022. – Vol. 124. – Art. 104460. – DOI: 10.1016/j.tust.2022.104460.
10. Kuznetsov V.V., Fedorov A.A. Structural control of contour blasting efficiency in layered and jointed rock masses // Mining Science and Technology. – 2024. – Vol. 34, No. 2. – Pp. 77-88. – DOI: 10.1007/s11075-024-0077-3.
11. Zverev E.V. Contour and gentle blasting in underground mine workings. – Moscow: Nedra, 1991. – 208 p.

AMANTAYTOV KONI TOG' JINSLARI MASSIVI KUCHLANISH-DEFORMATSIYALANISH HOLATLARINING KARYER BORTI OLDI MASSIVI TURG'UNLIGIGA TA'SIRINI BAHOLASH



Jiyanov A.B.,
NDK va TU "Noyob va radioaktiv
metall rudalarini qazish va qayta
ishlash" kafedrasi dotsenti

Maqolada Amantaytov karyeri borti oldi massivining kuchlanish-deformatsiyalish holati, kondagi tog' jinsi massivining darzlanganligi, zaiflashuv yuzalari va massivning strukturaviy elementlarining joylashuvi to'g'risidagi dastlabki geologik qidiruv ma'lumotlaridan holda muhandis-geologik tadtqiqotlar natijalariga ko'ra, karyer borti oldi massivi uchastkalarining turg'unligini baholash keltirilgan. Bunda tik va kichik qiyaliklarda joylashuvchi yoriqliklar tizimlari mavjud bo'lganda bort oldi massivi uchastkalarining turg'unligi nafaqat ushbu yoriqlar sistemalarining fizika-mexanik xossalariiga, balki tektonik kuchlanish maydonining parametrlariga ham bog'liq ekanligi yoritilgan.

Tayanch iboralar: tog' jinsi massivi, massivning kuchlanish-deformatsiyalish holati, massivning strukturaviy elementlari, turg'unlik, karyer, darzdorlik, zaiflashish yuzalari, tektonik kuchlanish maydoni.

В статье представлена оценка устойчивости участков приконтурного массива борта карьера Амантайтова по результатам предварительных геологоразведочных работ на основе анализа напряженно-деформированного состояния массива, трещиноватости пород месторождения, поверхности ослабления и пространственного положения структурных элементов. Показано, что при наличии в массиве крутых и пологопадающих систем трещин устойчивость участков приконтурного массива зависит не только от их физико-механических свойств, но и от параметров поля тектонических напряжений.

Ключевые слова: массив горных пород, напряженно-деформированное состояние массива, структурные элементы массива, устойчивость, карьер, трещиноватость, поверхности ослабления, поле тектонических напряжений.

Kirish. Respublikamizda konchilik sanoati iqtisodiyotning yetakchi tarmoqlaridan biri hisoblanadi. Ayniqsa, foydali qazilmalarini ochiq usulda qazib olish jarayonida karyer bortlari turg'unligini ta'minlash masalasi geomexanik xavfsizlikning eng muhim yo'nalishlaridan biridir. Shu nuqtai nazardan, Amantaytov koni tog' jinslari massivi kuchlanish-deformatsiyalish holatlarining karyer borti oldi massivining turg'unligiga ta'sirini baholash dolzarb ilmiy va amaliy masalalardan biri sanaladi.

Tog' jinslari massividagi kuchlanishlar va deformatsiyalar karyer bortlarining turg'unligiga bevosita ta'sir ko'rsatadi. Kuchlanishlarning notekis taqsimlanishi natijasida yoriqlar, siljish zonalari, cho'kish yoki sirpanish hodisalarini kuzatiladi. Bu esa ishlab chiqarish xavfsizligini pasaytiradi, texnologik jarayonlarni murakkablashtiradi hamda iqtisodiy zarar keltirishi mumkin. Shu sababli karyer bortlari oldi massivining kuchlanish-deformatsiyalish holatini aniqlash va ularning turg'unlik darajasini baholash muhim ilmiy-amaliy vazifa hisoblanadi.

Konchilik obyektlari to'g'risidagi dastlabki muhandis-geologik ma'lumotlarning muhim qismalaridan biri – bu uning strukturaviy tuzulishi bilan bir qatorda kondagi tog' jinslari massivining kuchlanish holatlari hisoblanadi. Uning asosida bort oldi massivi uchastkalarining mos ravishdagi deformatsiyaviy modellari tuzib chiqiladi [1]. Kondagi tog' jinslari massivining kuchlanish holatlari to'g'risidagi ma'lumotlar bizga bort oldi massivlarining deformatsiyaviy xarakterlarini yangi ilmiy darajada bashorat qilish va karyerlarda konchilik ishlarini amalga oshirish mobaynida surilmaviy deformatsiyalarning yuzaga kelish ehtimollarini baholash imkonini beradi.

Amantaytov konining geologik tuzilishi murakkab bo'lib, tog' jinslarning mexanik xossalari, qatlamlarning yo'nalishi va tikligi, suv rejimi hamda kon-texnologik omillar massivning kuchlanish holatini shakllantiruvchi asosiy omillar hisoblanadi. Shu sababli, mazkur kon sharoitida kuchlanish-deformatsiyalish jarayonlarini chuqur o'rganish, ularning karyer borti oldi massivining turg'unligiga ta'sirini baholash dolzarb ilmiy va amaliy ahamiyatga ega.

Turli xildagi konlarning bort oldi tog' jinslari massivi va hattoki bitta kondagi bortning turli xil uchastkalarida ham tektonik kuchlanish maydonining ta'siri alohida ravishda namoyon bo'ladi. Keling, Amantaytov koni bort oldi uchastkalarining o'zaro jipslashgan va ochilish yuzalaridan 20 – 30 m masofada turli yo'naltirilgan darzliliklar tizimi bilan bo'laklangan massivni ko'rib chiqamiz (1-rasm). Karyerning qazib o'tilgan maydoni tomon yo'naltirilgan kichik qiyalikli va tik qiya joylashgan zaiflashish yuzalari mavjudligini faraz qilaylik [2]. Ushbu yuzalarning mavjudligi ushbu hududda surilmaviy deformatsiyalar rivojlanishining muhim omillaridan biri hisoblanadi.

Ikkita dazliklar tizimining mavjudligi hisobga olgan holda hosil qilingan tog' jinslari prizmasining turg'unligini tavsiflovchi tenglamalar tizimi quyidagi ko'rinishda ifodalanadi [3]:

$$\begin{aligned} F_{sl} &= (\tau_{sl})_1 B_{nk} + (\tau_{sl})_2 B_{kch} \\ F_{il} &= (\tau_{il})_1 B_{nk} + (\tau_{il})_2 B_{kch} \end{aligned} \quad (1)$$

bu yerda, $(\tau_{sl})_1$ va $(\tau_{il})_1$ – tik yotuvchi yuzalarning solishtirma siljutuvchi va ilashish kuchlari, MPa;

$(\tau_{sil})_2$ va $(\tau_{il})_2$ – kichik qiyalikda joylashgan yuzalarning solishtirma silituchi va ilashish kuchlari, MPa;

B_{tilk} va B_{kich} – prizmaning sirpanish yuzasi oralig'idagi tik va kichik qiyalikda joylashuvchi darzliklar uzunligi, m.

Yuqorida keltirilgan formulalarga muvofiq, tik va kichik qiyaliklarda yotuvchi darzliklar tizimlarining mavjudligi bilan yuzaga keladigan sirpanish yuzasi bo'ylab tog' jinsi prizmasining zahiraviy turg'unlik koeffitsienti quyidagicha ifodalanadi

$$k_{zax.} = F_d / F_{sil} \quad (2)$$

Tadqiqotlar shuni ko'ssatadi, kayer bortlari oldi massivlarining turg'unligiga kuchlanishlarning notekis taqsimlanishi katta ta'sir ko'ssatadi. Kuchlanishning ortiqcha konsentratsiyasi yorilalar hosil bo'lishiga, sirpanish tekisliklarining shakllanishiga va deformatsion silishlarga olib keladi. Shu sababli, har bir konning geologik tuzilishiga mos ravishda mahalliy geomekanik model ishlab chiqish zarur.

Amantaytov koni sharoitida olib borilgan dastlabki kuzatishlar shuni ko'ssatadi, jinslarning qatlamlanish yo'nalishi va tikligi, ularning mexanik mustahkamligi hamda yer osti suvlari miqdori kuchlanish-deformatsiyalanish holatlariga sezilarli darajada ta'sir qiladi. Shu bois, mazkru kon bo'yicha tahliiy va modellashtirish ishlari olib borish, mavjud adabiyotlarda keltirilgan uslublarni solishtirish va takomillashtirish zarur.

Bortning ma'lum bir uchastkasi uchun zahiraviy turg'unlik koeffitsientini aniqlash uchun 1-rasmda ko'rsatib o'tilgan bort oldi massividagi silish yuzalari modelidan foydalananiz [4]. Sirpanuvchi tananing silishi karyerining qazib o'tilgan maydonida α_1 va α_2 yotish burchaklari asosida yuzaga keluvchi zaiflashish yuzalari sirtlari bo'ylab sodir bo'ladi. Sirpanuvchi tananing silish yuzasi uzunligi quyidagiga teng

$$A = H - B = \sum h_1 + \sum h_2 = \sin \alpha_1 B_{tilk} + \sin \alpha_2 B_{kich} \quad (3)$$

bu yerda, H – bort oldi uchastkasining umumiy balandligi, m;

B – halokatli darzliklarning joylashish chiqurligi, m;

h_1 va h_2 – tik va kichik qiyalikli tushuvchi sirpanish yuzasi qismlari balandligi, m;

α_1 va α_2 – tik va kichik qiyalikli tushuvchi sirpanish yuzalari burchaklari, grad.;

B_{tilk} va B_{kich} – sirpanish prizmasi yuzasi ichidagi tik va kichik qiyalikda yotuvchi dazliklarning uzunligi, m.

Tik va kichik qiyalikda yotuvchi dazliklarning umumiy uzunligi quyidagicha aniqlanadi.

$$B_{umum.} = H / \operatorname{tg} \beta + a = B_{tilk} \sin \alpha_1 + B_{kich} \sin \alpha_2 \quad (4)$$

bu yerda, β – kayer bortining tegishli uchastkasi qiyalik burchagi, grad.;

a – bortning yuqori chetidan halokatli darzliklarga bo'lgan masofa, m.

Yuqorida keltirib o'tilgan (3) va (4) formulalar quyidagi tenglamalar tizimini ifodalaydi:

$$\begin{cases} A = B_{tilk} \sin \alpha_1 + B_{kich} \sin \alpha_2 \\ H / \operatorname{tg} \beta + a = B_{tilk} \sin \alpha_1 + B_{kich} \sin \alpha_2 \end{cases} \quad (5)$$

Ushbu tenglamalar tizimini qayta shakllantirish orqali sirpanuvchi yuzalar ichidagi tik va kichik qiliqlarda yotuvchi darzliklarning kengligini quyidagi tenglamalar bo'yicha aniqlashimiz mumkin:

$$B_{tilk} = \frac{A \cos \alpha_2 - B_{umum.} \sin \alpha_2}{\sin \alpha_1 \cos \alpha_2 - \sin \alpha_2 \cos \alpha_1} \quad (6)$$

$$B_{kich} = \frac{B_{umum.} \sin \alpha_1 - A \sin \alpha_1}{\sin \alpha_1 \cos \alpha_2 - \sin \alpha_2 \cos \alpha_1} \quad (7)$$

Natijalar. Bortning ma'lum bir uchastkasi uchun zahiraviy turg'unlik koeffitsientini aniqlashda yuqorida keltirib o'tilgan tenglamalarga muvofiq ravishda tik va kichik qiyaliklarda yotuvchi darzliklar yuzalarining solishtirma silituvsi va ilashish kuchlari aniqlash lozim [5-6].

$$\tau_{sil.} = 0,5 \cdot (\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\alpha \quad (8)$$

$$\tau_{il.} = (\sigma_1 \sin^2 \alpha + \sigma_3 \cos^2 \alpha) \operatorname{tg} \varphi + C \quad (9)$$

bu yerda, σ_1 – kuchlanish maydonining eng katta komponenti, MPa;

σ_3 – kuchlanish maydonining eng kichik komponenti, MPa;

$\alpha = \sigma_1$ va darzliklar yuzasi orasidagi burchak, grad;

φ – darzlanish yuzalari oralig'idagi ishqalanish burchagi, grad;

C – darzlanish yuzalari oralig'idagi ilashish, MPa.

Quyidagi parametrlar Amantaytov koni tog' jinslari massivida tik va kichik qiyaliklarda yotuvchi darzliklar tizimida shakllanadigan sirpanish yuzasiga ega bo'lgan silish prizmasining zahiraviy turg'unlik koeffitsientini aniqlash masalasini ko'rib chiqamiz: bort uchastkaning balandligi $H=100$ m, sirpanish yuzasining uzunligi $A = 90$ m, bortning qiyalik burchagi $\beta=35^\circ$, bortning yuqori chetidan halokatli darzlikgacha bo'lgan masofa $a=15$ m.

Ushbu zonadagi darzliklar tizimining parametrlari: tik yotuvchi darzliklar tizimi notekis, bir oz qo'pol yuzalarga ega bo'lib, yuzalararo ishqalanish burchagi $\varphi=20^\circ$, ilashish ko'rsatkichi $C=0,5$ MPa va qiyalik burchagi $\alpha=45^\circ$ ga teng; kichik qiyalikda yotuvchi darzliklar tizimi esa qo'pol darzlanish yuzalariga ega bo'lib, yuzalararo ishqalanish burchagi $\varphi=15^\circ$, ilashish ko'rsatkichi $C=0,3$ MPa va qiyalik burchagi $\alpha=12^\circ$ ga teng.

Berilgan parametrlar bo'yicha va (6-7) tenglamalarga muvofiq tarzida sirpanish yuzasi oralig'idagi tik va kichik qiyaliklarda yotuvchi darzliklarning uzunliklari $B_{tilk}=92,18$ m va $B_{kich}=95,88$ m ni tashkil etadi.

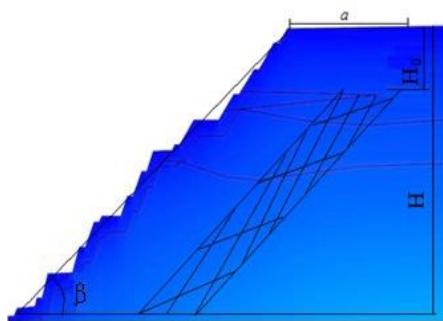
Darzliklarning yuzalari bo'ylab silituvchi va ilashish kuchlari hisoblash uchun (8) va (9) tenglamalar bo'yicha turli genezdagi darzliklar hamda kuchlanish maydonining eng katta va eng kichik tarkibiy qismlarining turli qiyatlari bo'yicha hisoblash natijalari asosida 1-3-jadvallar tuzib chiqildi.

Kuchlanish maydonini tashkil etuvchilarining turli eng katta va eng kichik qiyatlari hamda darzliklar yuzalari va σ_1 o'tasidagi burchaklar uchun tik va kichik qiyaliklarda yotuvchi darzliklar tizimlari mavjud bo'lgan massivning bir qismiga ta'sir qiluvchi ilashish ko'rsatkichi, silijitish kuchi va zahiraviy turg'unlik koeffitsientini hisoblash 1-3-jadvallardan olingan $(\tau_{sil})_1$, $(\tau_{il})_1$, $(\tau_{sil})_2$ va $(\tau_{il})_2$ parametrlarining qiyatlari yordamida amalga oshirildi.

Hisoblashlar natijasida zahiraviy turg'unlik koeffitsientining qiyatlari uchun bo'ldik va uni 4-jadvalda aks ettirdik. Shuningdek tadqiqot olib borilgan Amantaytov koni massividagi darzliklar yuzalari va kuchlanish maydonini eng katta tashkil etuvchilar o'tasidagi burchak bilan zahiraviy turg'unlik koeffitsienti o'tasidagi bog'liqligi grafigi tuzildi (2-rasm).

Muhokama. Olingan natijalarga asoslanib xulosa qilish mumkinki, tik va kichik qiyaliklarda yotuvchi darzliklar tizimlari mavjud bo'lgan bort oldi massivi uchastkalarining turg'unligi nafaqat, ushbu darzliklar tizimlarining fizika-mexanik xususiyatlariga, balki tektonik kuchlanish maydonining parametrlariga ham bog'liq bo'ladi.

Kuchlanishlar tenzori eng katta tashkil etuvchilarining ta'sirlashish vektori σ_1 bilan $15-55^\circ$ oralig'ida burchak hosil qiluvchi darzliklar bort oldi massivining turg'unligi uchun juda muhim hisoblanadi. Agar darzliklar yuzalari bo'ylab ilashish ko'rsatkichi 0,3-0,5 MPa bo'lsa, u holda



1-rasm. Amantaytov koni bort oldi massividagi silish yuzalarining modeli

KONCHILIK ISHLARI

1-jadval

Kuchlanish maydonining eng katta va eng kichik tarkibiy qismlari qiymatlari $\sigma_1=14,5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=5,8 \text{ MPa}$ asosida turli xil genezdagi darzliklar yuzasi bo'ylab siljituvcchi va ilashish kuchlarining qiymatlari

a, grad	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80	85	90
qo'pol darzlanish yuzalar $\varphi=200, S=0,5 \text{ MPa}$																
T_{il}	2,82	2,98	3,17	3,4	3,65	3,92	4,19	4,47	4,73	4,98	5,21	5,4	5,56	5,68	5,75	5,77
T_{sil}	2,17	2,79	3,33	3,77	4,09	4,28	4,35	4,28	4,09	3,77	3,34	2,8	2,18	1,49	0,76	0,01
bir oz qo'pol yuzalar $\varphi=150, S=0,3 \text{ MPa}$																
T_{il}	2,01	2,13	2,27	2,44	2,62	2,82	3,02	3,22	3,42	3,6	3,77	3,91	4,03	4,11	4,17	4,18
T_{sil}	2,17	2,79	3,33	3,77	4,09	4,28	4,35	4,28	4,09	3,77	3,34	2,8	2,18	1,49	0,76	0,01

2-jadval

Kuchlanish maydonining eng katta va eng kichik tarkibiy qismlari $\sigma_1=20 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=7,5 \text{ MPa}$ asosida turli xil genezdagi darzliklar yuzasi bo'ylab siljituvcchi va ilashish kuchlarining qiymatlari

a, grad	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80	85	90
qo'pol darzlanish yuzalar $\varphi=200, S=0,5 \text{ MPa}$																
T_{il}	3,53	3,76	4,04	4,36	4,72	5,11	5,5	5,89	6,28	6,64	6,96	7,24	7,47	7,64	7,74	7,78
T_{sil}	3,12	4,02	4,79	5,41	5,87	6,15	6,25	6,16	5,88	5,42	4,79	4,02	3,13	2,15	1,09	0,01
bir oz qo'pol yuzalar $\varphi=150, S=0,3 \text{ MPa}$																
T_{il}	2,53	2,7	2,91	3,14	3,41	3,69	3,98	4,27	4,55	4,82	5,06	5,26	5,43	5,55	5,63	5,66
T_{sil}	3,12	4,02	4,79	5,41	5,87	6,15	6,25	6,16	5,88	5,42	4,79	4,02	3,13	2,15	1,09	0,01

3-jadval

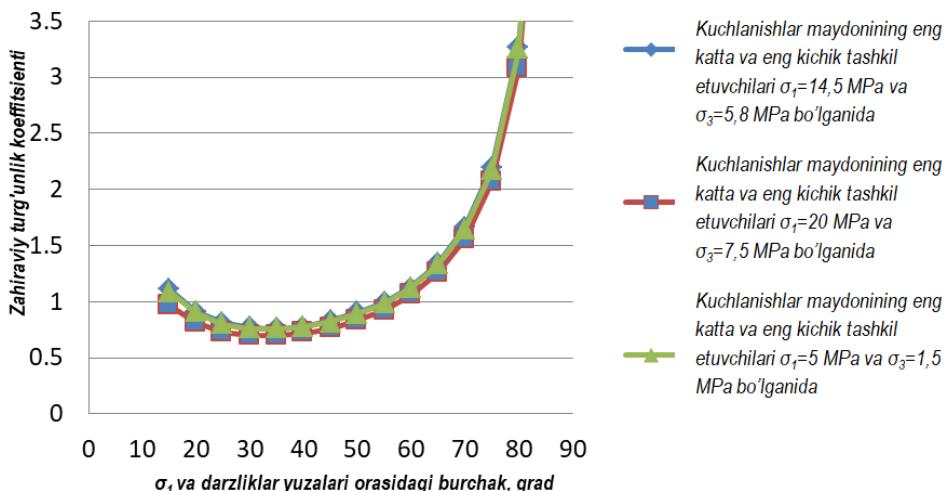
Kuchlanish maydonining eng katta va eng kichik tarkibiy qismlari $\sigma_1=5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=1,5 \text{ MPa}$ asosida turli xil genezdagi darzliklar yuzasi bo'ylab siljituvcchi va ilashish kuchlarining qiymatlari

a, grad	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80	85	90
qo'pol darzlanish yuzalar $\varphi=200, S=0,5 \text{ MPa}$																
T_{il}	1,13	1,19	1,27	1,36	1,46	1,57	1,68	1,79	1,9	2	2,09	2,17	2,23	2,28	2,31	2,32
T_{sil}	0,87	1,12	1,34	1,52	1,64	1,72	1,75	1,72	1,65	1,52	1,34	1,13	0,88	0,6	0,31	0,01
bir oz qo'pol yuzalar $\varphi=150, S=0,3 \text{ MPa}$																
T_{il}	0,76	0,81	0,87	0,94	1,01	1,09	1,17	1,25	1,33	1,4	1,47	1,53	1,58	1,61	1,63	1,64
T_{sil}	0,87	1,12	1,34	1,52	1,64	1,72	1,75	1,72	1,65	1,52	1,34	1,13	0,88	0,6	0,31	0,01

3-jadval

Kuchlanish maydonining eng katta va eng kichik tarkibiy qismlari $\sigma_1=5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=1,5 \text{ MPa}$ asosida turli xil genezdagi darzliklar yuzasi bo'ylab siljituvcchi va ilashish kuchlarining qiymatlari

a, grad	15	20	25	30	35	40	45	50
$\sigma_1=14,5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=5,8 \text{ MPa}$ uchun								
F_{il}	452,68	478,94	509,88	547,38	587,68	631,75	675,82	720,81
F_{sil}	408,11	524,71	626,26	709,01	769,19	804,93	818,09	804,93
$k_{zax.}$	1,11	0,91	0,81	0,77	0,76	0,78	0,83	0,90
$\sigma_1=20 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=7,5 \text{ MPa}$ uchun								
F_{il}	25,46	27,14	29,19	31,50	34,15	36,96	39,82	42,67
F_{sil}	26,11	33,65	40,09	45,28	49,13	51,48	52,31	51,56
$k_{zax.}$	0,97	0,81	0,73	0,70	0,72	0,76	0,83	
$\sigma_1=5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=1,5 \text{ MPa}$ uchun								
F_{il}	11,43	12,09	12,94	13,90	14,93	16,08	17,23	18,38
F_{sil}	10,47	13,48	16,13	18,30	19,75	20,71	21,07	20,71
$k_{zax.}$	1,09	0,90	0,80	0,76	0,76	0,78	0,82	0,89
a, grad	55	60	65	70	75	80	85	90
$\sigma_1=14,5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=5,8 \text{ MPa}$ uchun								
F_{il}	763,95	804,25	841,76	872,70	898,95	917,68	929,89	932,69
F_{sil}	769,19	709,01	628,14	526,59	409,99	280,22	142,93	1,88
$k_{zax.}$	0,99	1,13	1,34	1,66	2,19	3,27	6,51	495,94
$\sigma_1=20 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=7,5 \text{ MPa}$ uchun								
F_{il}	45,49	48,13	50,48	52,50	54,18	55,40	56,15	56,45
F_{sil}	49,22	45,37	40,09	33,65	26,20	18,00	9,12	0,08
$k_{zax.}$	0,92	1,06	1,26	1,56	2,07	3,08	6,15	674,41
$\sigma_1=5 \text{ MPa}$ va $\sigma_3=1,5 \text{ MPa}$ uchun								
F_{il}	19,52	20,55	21,52	22,36	23,03	23,51	23,81	23,93
F_{sil}	19,87	18,30	16,13	13,61	10,60	7,22	3,73	0,06
$k_{zax.}$	0,98	1,12	1,33	1,64	2,17	3,25	6,38	407,05



2-rasm. Darzliliklar yuzalari va σ_1 kuchlanish maydonini eng katta tashkil etuvchilari o'ttasidagi burchak bilan bort oldi massivi uchastkasining zahiraviy turg'unlik koeffitsienti o'ttasidagi bog'liqligi grafigi

darzliliklar vektori σ_1 dan ushbu buzilish chetlanishi burchaklari oraliqlarida tog' jinsi prizmasining darzliliklar va buzilishlar bo'ylab siliishiga imkon beradi. Darzlikning eng katta tashkil etuvchilari ta'sir vektori σ_1 dan 0-15° va 55-90° og'ish burchaklaridagi tektonik kuchlanishlar maydoni, kuchlanish maydoni tashkil etuvchilarining bortga nisbatan bo'ylama ta'sir ko'rsatishi tufayli, bort oldi massivi uchastkalarining turg'unligiga ijobiy ta'sir ko'rsatadi.

Tadqiqot davomida aniqlanishicha, kuchlanish va deformatsiya jarayonlarining notekis taqsimlanishi natijasida massivda yoriqlar, siliish zonalari va sirpanish tekisliklari hoslil bo'lishi mumkin. Bunday holatlar karyer bortlarining barqarorligiga xavf tug'diradi hamda qazish ishlarining

xavfsizligiga salbiy ta'sir etadi. Shu bois, kuchlanish-deformatsiyalanish jarayonlarini nazorat qilish va oldindan bashoratlash konchilik amaliyotida muhim ahamiyatga ega.

Xulosa. Tadqiqot natijalari shuni ko'rsatdiki, darzliliklar vektori σ_1 va buzilish chetlanishi burchaklari tog' jinsining barqarorligiga sezilarli ta'sir ko'rsatadi. Notekis kuchlanish va deformatsiya natijasida massivda yoriqlar, siliish zonalari va sirpanish tekisliklari hoslil bo'lishi mumkin, bu esa karyer bortlarining xavfsizligiga salbiy ta'sir qiladi. Shu bois, kuchlanish-deformatsiyalanish jarayonlarini muntazam nazorat qilish va oldindan bashoratlash konchilik amaliyotida muhim ahamiyatga ega, bu qazish ishlarining barqarorligi va xavfsizligini ta'minlashga yordam beradi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Яковлев А.В., Ермаков Н.И. Методика изучения прибортовых массивов для прогнозирования устойчивости бортов карьеров / Яковлев А.В., Ермаков Н.И. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2008. – 78 с.
2. Назаров З.С., Жиyanov А.Б., Шарипов Л.О. Оценка главных горизонтальных напряжений по сведениям о геодинамическом районировании близко расположенных месторождений-аналогов // Материалы международной конференции по комплексному инновационному развитию Зарафшанского региона: Достижения, проблемы и перспективы. Навои, Узбекистан, 27-28 октября 2022 г. – С. 174-178.
3. Яковлев А.В., Ермаков Н.И. Устойчивости бортов рудных карьеров при действии тектонических напряжений в массиве / Яковлев А.В., Ермаков Н.И. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2006. – 231 с.
4. Jiyano A.B. Karyer bortlarini turg'unligi bo'yicha hududlashtirish va kontur oldi hududida portlatish ishlari texnologiyasini asoslash // Texnika fanlari bo'yicha falsafa doktori dissertatsiya. Navoiy. NDKTU, 2023. –120 b.
5. Nazarov Z.S., Jiyano A.B., Sharipov L.O., Nazarov A.Z. Calculation of the pit wall mass by finite element method in the Midas GTS NX software // Science and Education in Karakalpakstan. Karakalpakstan, 2023. – № 1/2 (31). – pp. 29-34.
6. Nazarov Z.S., Jiyano A.B., Sharipov L.O., Sunnatulloev Sh. Application of professor D. Lobshire's geomechanical classification for in-depth zoning of the board of the Amantaytau mine // E3S Web of Conferences. GEOTECH-2023. 417, 01001 (2023). doi.org/10.1051/e3sconf/202341701001.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОБВОДНЁННОСТИ ПОРОДНОГО МАССИВА НА УСТОЙЧИВОСТЬ ОТКОСОВ КАРЬЕРА



Заиров Ш.Ш.,
профессор кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ «МИСИС»,
доктор технических наук



Мавлянов А.А.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело» Алмалыкского
государственного технического
института



Гайбназаров Б.А.,
заместитель декана
факультета «Горное дело» Алмалык-
ского государственного технического
института, PhD, доцент



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

Maqolada ochiq kon ishlari olib borilayotganda tog' jinslarining namlik darajasining tog' konlarning qirralari va baland qirralaring barqarorligiga ta'siri ko'rib chiqilgan. Yer osti va filtratsiya suvlari mavjudligi jinslar massasining taranglik-deformatsiya holatini sezilarli darajada o'zgartiradi, samarali taranglik va jinslarning mustahkamlik xususiyatlarini pasaytiradi, deformatsiyalarning rivojanishiga, yoriqlarning hosil bo'lishiga va sirspanish yuzalarining shakllanishiga yordam beradi.

Maxsus e'tibor por bosimi va filtratsiya oqimlarining qirra zonasidagi geomexanik holat bilan o'zaro ta'siriga qaratilgan.

Yer osti suv darajasining o'zgarishi bilan tarangliklarning qayta taqsimlanish modellari keltirilgan va gidrodinamika kuchklarining qirralarning barqarorligini pasaytirishdagi roli ko'rsatilgan. Suv bilan to'yingan sharoitda portlatish ishlari olib borishda por bosimining qisqa muddatli oshishi sodir bo'ladi, bu esa tupoqning bo'shashish effektini kuchaytiradi va mahalliy qulashi xavfini yaratadi.

Natijada, oshirilgan namlik sharoitida qirralarning barqarorligini hisoblashda gidrogeologik omillarni kompleks hisobga olish zarurligi ta'kidlangan.

Kalit so'zlar: kon, qirra, barqarorlik, namlik, por bosimi, filtratsiya, portlatish ishlari, gidrodinamika jarayonlari, samarali taranglik, geomexanik model.

В статье рассмотрено влияние обводнённости породного массива на устойчивость откосов и бортов карьеров при ведении открытых горных работ. Показано, что наличие подземных и фильтрационных вод существенно меняет напряжённо-деформированное состояние массива, снижает эффективные напряжения и прочностные характеристики пород, способствует развитию деформаций, трещинообразованию и формированию поверхности скольжения.

Особое внимание уделено анализу взаимодействия порового давления и фильтрационных потоков с геомеханическим состоянием массива в зоне откоса.

Приведены модели перераспределения напряжений при изменении уровня подземных вод и показана роль гидростатических и гидродинамических сил в снижении устойчивости бортов. Отмечено, что при ведении буровзрывных работ в водонасыщенных условиях происходит кратковременное увеличение порового давления, усиливающее эффект разуплотнения грунтов и создающее угрозу локальных обрушений.

Сделан вывод о необходимости комплексного учёта гидрогеологических факторов при расчёте устойчивости откосов в условиях повышенной обводнённости.

Ключевые слова: карьер, откос, устойчивость, обводнённость, поровое давление, фильтрация, буровзрывные работы, гидродинамические процессы, эффективные напряжения, геомеханическая модель.

Введение. В современных условиях горнодобывающей промышленности особую актуальность приобретает разработка месторождений, характеризующихся сложными гидрогеологическими условиями, включая высокую водонасыщенность.

В таких условиях проведение буровзрывных работ (БВР) сопряжено с рядом технологических проблем, включая снижение эффективности разрушения массива, неравномерность срабатывания зарядов, рост зоны вторичного дробления, а также увеличение сейсмического воздействия на окружающие объекты и геологические структуры.

Сейсмическое действие взрывов в обводнённых условиях требует особого внимания, т.к. вода в порах и трещинах горных пород способна усиливать распространение сейсмических волн, что может привести к нежелательным последствиям – от разрушения горных выработок и технологических сооружений до активации оползневых процессов.

В связи с этим необходим научно обоснованный подход к проектированию и регулированию параметров БВР с учётом особенностей водонасыщенного массива.

Обзор литературы. При определении устойчивости откосов в карьерах необходимо учитывать гидрогеологические условия залегания пород, которые оказывают значительное воздействие на напряжённо-деформированное состояние массива и на характер протекающих в нём процессов разрушения [1]. Воздействие подземных и фильтрационных вод на устойчивость откосов является сложным и многофакторным, поскольку вода в породном массиве выступает не только как физическая среда, изменяющая эффективные напряжения, но и как активный элемент, влияющий на структуру и свойства горных пород.

Методы исследования. Влияние подземных вод на устойчивость откосов. При рассмотрении воздействия жидкости на грунт и скальные породы выделяются два основных аспекта [2]:



Рис. 1. Схема влияния порового давления и фильтрационных потоков на устойчивость откоса

1. Давление со стороны внутриводной жидкости на твёрдую фазу породного массива. Подземные воды создают поровое давление, которое частично компенсирует действующие нормальные напряжения в породе, уменьшая тем самым эффективные напряжения, обеспечивающие внутреннее сцепление и сопротивление сдвигу.

В результате снижается несущая способность массива, увеличивается вероятность пластических деформаций и сдвигов по ослабленным зонам.

Особенно опасно это в условиях обводнённых откосов, где уровни подземных вод поднимаются вследствие сезонных колебаний или фильтрации из водоносных горизонтов.

2. Изменение физико-механических свойств пород под воздействием внутриводной жидкости. Вода, заполняя поры и трещины, изменяет характер межзерновых связей, снижает силы адгезии и когезии между минеральными частицами, а также способствует развитию процессов расщепления, выщелачивания и разупрочнения пород.

При этом снижается угол внутреннего трения и сцепление, что приводит к общему падению устойчивости откосов. Кроме того, в породах глинистого и слоистого состава могут формироваться скользящие поверхности по увлажнённым слоям, что ускоряет развитие оползневых процессов.

Каждый из указанных факторов способен по отдельности или в совокупности существенно изменить общую устойчивость откосов и вызвать деформации различного характера – от локальных оседаний и трещинообразования до развития крупных оползней и обрушений.

Таким образом, подземные воды являются одной из главных геологических причин возникновения оползневых явлений, оказывая влияние как на механические свойства пород, так и на их напряжённое состояние.

Влияние подземных вод на устойчивость откосов сводится к следующим ключевым эффектам [3]:

- изменению механических свойств и структуры породного массива;
- перераспределению напряжений и снижению эффективных напряжений в зоне откоса;
- развитию процессов механического выноса (размыва) и гидравлического сноса мелких частиц;
- повышению гидродинамического давления на откосы и основание уступов;
- возникновению и развитию фильтрационных потоков, способствующих формированию скользящих поверхностей.

Комплексный учёт гидрогеологических условий при расчётах устойчивости откосов особенно важен при ведении БВР в обводнённых массивах, т.к. сочетание динамических нагрузок и повышенного порового давления приводит к дополнительному ослаблению пород и может вызывать вторичные деформации откосов.

Результаты. На рис. 1 показано действие порового давления и фильтрационного потока на откос борта карьера.

В схеме выделены следующие зоны:

- 1) зона фильтрации – область активного движения подземных вод;
- 2) зона насыщения – область с максимальным поровым давлением;
- 3) зона разгрузки откоса – участок, где происходит снижение прочности и формирование трещин;
- 4) поверхность скольжения – потенциальная линия разрушения, проходящая через переувлажнённые слои;
- 5) вектор силы фильтрационного давления – направлен против устойчивости откоса.

При наличии в порах и трещинах горных пород гидравлически связанный свободной воды каждая частица твёрдой фазы испытывает воздействие со стороны жидкости, создающей всестороннее (изотропное) давление.

Данное давление передаётся через жидкость на скелет породы, изменяя распределение напряжений и деформативные характеристики грунтового массива.

В результате жидкость в порах выступает в роли не только среды, уменьшающей эффективные напряжения, но и фактора, вызывающего перераспределение сил внутри массива.

Суммарное давление поровой жидкости на каждую частицу приводит к возникновению выталкивающей силы, аналогичной силе Архимеда, направленной вверх.

В произвольном объёме породы τ с пористостью m доля твёрдой фазы составляет $(1-m)\tau$.

Тогда выталкивающая сила, действующая на твёрдую часть массива, выражается зависимостью [1]:

$$F_a = \gamma_w (1-m)\tau \quad (1)$$

где γ_w – удельный вес воды;

m – пористость;

τ – объём рассматриваемого элемента породного массива (или контрольного объёма породы), в пределах которого анализируется действие порового давления воды на твёрдую фазу.

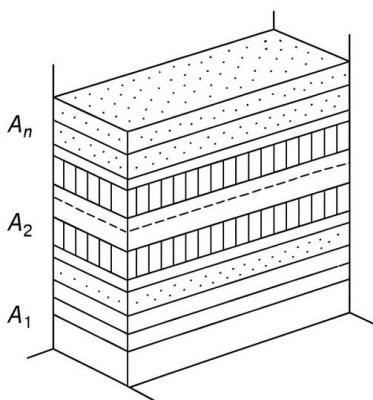


Рис. 2. Геомеханическая модель перераспределения напряжений под действием порового давления

Моделирование напряжённого состояния массива. Иными словами, если рассматривать небольшой участок массива (например, 1 m^3 породы), то часть этого объёма занята порами ($m \cdot \tau$), а оставшаяся часть $(1 - m)\tau$ – это твёрдый минеральный скелет, на который действует выталкивающая сила воды F_a .

Данная сила стремится частично компенсировать вес твёрдых частиц, создавая эффект взвешивания грунта, который в инженерной практике известен как гидростатическое ослабление эффективных напряжений.

При этом снижается кажущаяся плотность массива и, соответственно, уменьшаются силы сцепления и внутреннего трения, что может существенно снижать устойчивость откосов и уступов в обводнённых условиях. Однако, при наличии движения воды в порах, помимо гидростатического давления, возникает дополнительная гидродинамическая составляющая – сила фильтрационного потока, действующая на скелет породы.

Данная сила, направленная вдоль вектора фильтрационного потока, вызывает дополнительные касательные напряжения и может способствовать разупрочнению контактов между минеральными частицами. Такое явление носит название фильтрационной или гидродинамической силы, и оно особенно важно при анализе устойчивости откосов в условиях активного дренажа или напорных водоносных горизонтов.

Для качественного объяснения связи между эффектом взвешивания и перераспределением напряжений в скелете грунта можно рассмотреть модельный эксперимент.

Представим себе сосуд, в котором расположено несколько поршней, разделённых пружинами (рис. 2). Поршни условно моделируют отдельные пласти грунта, а пружины – упругие связи между ними, то есть аналог напряжений в скелете породы [1].

В начальном состоянии, под действием собственного веса поршней, пружины находятся в сжатом положении. Если в сосуд добавить воду до уровня $A-A$, не доходящего до нижней границы первого поршня, то присутствие жидкости не оказывает заметного влияния на систему – давление воды не передаётся на поршни. В этом состоянии вся нагрузка воспринимается пружинами, имитируя сухой массив пород, где полное напряжение в скелете равно весу вышележащих слоёв.

Когда уровень воды повышается до отметки A_1-A_1 , первый поршень оказывается полностью погруженным в воду. На него начинает действовать выталкивающая сила Архимеда, что вызывает уменьшение нагрузки на нижнюю пружину. В результате пружина частично растягивается, а поршни поднимаются вверх – аналогично снижению эффективного давления в нижележащем слое грунта при насыщении водой.

Дальнейшее повышение уровня воды до отметки A_2-A_2 приводит к тому, что во взвешенном состоянии оказываются уже два поршня. Нагрузка на нижнюю пружину уменьшается на вес жидкости, вытесняемой объёмами поршней 1 и 2, а нагрузка на следующую пружину – на вес воды, вытесняемой вторым поршнем.

Таким образом, по мере роста уровня воды вверх по системе происходит последовательное уменьшение напряжений в каждой нижележащей пружине, что аналогично уменьшению эффективных напряжений в породном массиве при увеличении уровня подземных вод.

Когда уровень жидкости достигает отметки A_n-A_n , все поршни оказываются во взвешенном состоянии, и пружины растягиваются, показывая снижение внутреннего напряжения скелета породы.

В этом случае гидростатическое давление полностью компенсирует часть собственного веса пород, и если при этом в массиве возникают фильтрационные потоки, они могут вызвать потерю устойчивости вследствие снижения сцепления между частицами, разжижения грунта или формирования скользящих поверхностей.

Таким образом, данная модель наглядно демонстрирует, что при увеличении уровня подземных вод или при возникновении фильтрационных потоков происходит существенное перераспределение напряжений в скелете грунта, снижение несущей способности массива и, как следствие, возможное развитие деформаций откосов и оползневых явлений.

Простейшим видом напряжённого состояния в сплошных телах является однородное напряжённое состояние, при котором в различных точках тела по параллельным площадкам действуют одинаковые по величине и направлению напряжения.

Такой тип напряжённого состояния наблюдается, например, в средней части образца, подвергаемого одноосному сжатию или растяжению, когда влияние краевых эффектов минимально и распределение напряжений можно считать равномерным.

В природных условиях напряжённое состояние, близкое к однородному, может иметь место в глубоко залегающем пласте горных пород, перекрытом равномерно слоистой толстой породой, если поверхности напластования и дневная поверхность приблизительно горизонтальны.

В этом случае поле напряжений в пределах пласта формируется, главным образом, под действием собственного веса вышележащих пород.

При увеличении степени обводнённости изменяется не только вес пород, но и характер перераспределения нормальных и касательных напряжений, что в конечном итоге влияет на прочность и устойчивость массива.

С этой целью в инженерной геомеханике используется приближённое аналитическое описание поля напряжений с учётом веса вышележащих пород и гидростатического давления воды в порах.

Ниже приводятся основные зависимости, позволяющие количественно оценить влияние пористости, влажности и плотности пород на формирование нормальных напряжений в массиве.

Пусть на глубине z в пласте действует нормальное напряжение σ_n , обусловленное весом вышележащих пород высотой z и объёмным весом $\gamma_n(z)$. Тогда:

$$\sigma_n = \int_0^z \gamma_n(z) dz. \quad (2)$$

Здесь вертикальная ось (z) направлена вниз, а начало отсчёта принято на дневной поверхности.

Объёмный вес породы без учёта влияния подземных вод может быть представлен выражением [1]:

$$\gamma_n = \gamma_c \cdot (1 - m) + \gamma \cdot W, \quad (3)$$

где γ_c – удельный вес твёрдого материала (минерального скелета);
 γ – удельный вес воды;

m – пористость породы;

W – объёмная влажность, при полном насыщении принимающая значение $W=m$.

Для упрощения расчётов примем, что над свободной поверхностью подземных вод, находящейся на глубине z_0 , породы остаются сухими, а ниже уровня – полностью насыщены водой. Тогда зависимость влажности и объёмного веса от глубины можно записать в виде:

$$W = \begin{cases} 0 & \text{при } z < z_0 \\ m & \text{при } z \geq z_0 \end{cases}, \quad (4)$$

$$\gamma_n = \begin{cases} \gamma_c (1-m) & \text{при } z < z_0 \\ \gamma_c (1-m) + \lambda m & \text{при } z \geq z_0 \end{cases}.$$

Подставив полученные выражения в формулу (2), получим выражение для полного нормального напряжения на глубине z :

$$\sigma_n = \int_0^z \gamma_c (1-m) dz + \int_{z_0}^z (\gamma_c (1-m) + \gamma_m) dz =$$

$$= \int_0^z \gamma_c (1-m) dz + \int_z^z (\gamma_c - \gamma) (1-m) dz + \gamma (z - z_0) \quad (5)$$

Раскроем интегралы и выделим составляющие, обусловленные весом минерального скелета и давлением жидкости:

$$\sigma_n = \underbrace{\int_0^{z_0} \gamma_c (1-m) dz}_{\text{эффективное напряжение } \sigma_e} + \underbrace{\int_{z_0}^z (\gamma_c - \gamma) (1-m) dz}_{\text{давление воды } \rho} + \underbrace{\gamma (z - z_0)}_{\text{давление } \rho} \quad (6)$$

Тогда можно записать:

$$\sigma_e = \int_0^{z_0} \gamma_c (1-m) dz + \int_{z_0}^z (\gamma_c - \gamma) (1-m) dz \quad (7)$$

$$\rho = \gamma (z - z_0) \quad (8)$$

Величину σ_e называют эффективным напряжением, т.к. она характеризует реальное давление, воспринимаемое минеральным скелетом породы, и определяет прочность, жёсткость и деформируемость массива.

Величина $\rho = \gamma (z - z_0)$ представляет собой гидростатическое давление (поровое давление) в жидкости. Это давление эквивалентно весу столба воды высотой $(z - z_0)$ с единичной площадью основания.

Эффективные напряжения определяют силу взаимодействия между минеральными зёрами, а следовательно, прочность и деформируемость горных пород.

Давление в поровой жидкости ρ называют нейтральным напряжением, поскольку от него прочность и деформируемость непосредственно не зависят [1].

Результаты. На рис. 3 приведена пространственная схема распределения эффективных и нейтральных напряжений в водонасыщенном массиве горных пород.

Как видно из рис. 3, полное нормальное напряжение σ_n складывается из двух составляющих:

– эффективного напряжения σ_e , воспринимаемого скелетом породы;

– нейтрального (порового) давления ρ , действующего в заполненных водой порах.

Общее соотношение между ними выражается формулой:

$$\sigma_0 = \sigma_n + \rho, \text{ или } \sigma_0 = \sigma_n - \rho. \quad (9)$$

При понижении уровня подземных вод (осушении массива) величина z_0 увеличивается, следовательно, уменьшается высота водного столба $(z - z_0)$ и поровое давление ρ снижается, что приводит к росту эффективного напряжения σ_e , т.е. к уплотнению породы и увеличению её прочности.

Напротив, при повышении уровня подземных вод давление ρ возрастает, а эффективное напряжение σ_e уменьшается, что вызывает

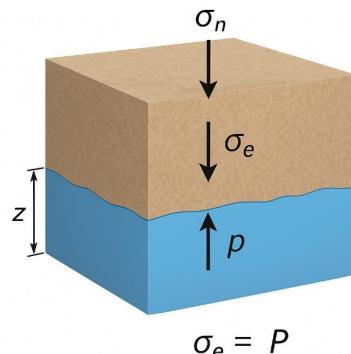


Рис. 3. Пространственная схема распределения эффективных и нейтральных напряжений в водонасыщенном массиве горных пород

ослабление структурных связей между частицами, увеличение подвижности грунта и снижение устойчивости откосов и уступов карьера.

Такое взаимодействие иллюстрирует механическая модель взвешивающего действия подземных вод, согласно которой гидростатическое давление частично компенсирует вес вышележащих пород, снижая реальное напряжение, передаваемое скелетом.

Таким образом, воздействие подземных и фильтрационных вод на напряжённо-деформированное состояние горных пород является ключевым фактором, определяющим устойчивость откосов и бортов карьеров.

При повышении уровня подземных вод происходит не только снижение эффективных напряжений и прочности массива, но и перераспределение напряжений вблизи откоса, что способствует формированию зон ослабления, раскрытию трещин и возникновению поверхностей скольжения.

Особенно опасными являются условия, при которых фильтрационные потоки направлены к откосу, создавая повышенные гидродинамические давления в его основании.

В условиях ведения буровзрывных работ в обводнённых породах данный эффект усиливается: волновое воздействие взрыва вызывает кратковременное, но резкое увеличение порового давления, что может привести к разуплотнению грунтов, потере несущей способности и развитию локальных обрушений.

Повторяющиеся циклы взрывных нагрузок при отсутствии эффективного дренажа способствуют накоплению остаточных деформаций, постепенному ослаблению контактов между частицами и снижению коэффициента запаса устойчивости.

Для предупреждения подобных явлений в инженерной практике применяются специальные мероприятия: понижение уровня подземных вод с помощью дренажных и водоотливных систем, организация фильтрационного экрана в основании уступов, бурение разгрузочных скважин для снижения порового давления, а также проведение буровзрывных работ с пониженным зарядом ВВ или в поэтапном режиме.

Кроме того, при проектировании параметров откосов в обводнённых массивах рекомендуется учитывать коэффициент фильтрации пород, положение уровня грунтовых вод, направление движения потока и прогнозируемые изменения гидродинамического режима во времени.

Заключение. Следовательно, устойчивость откосов в обводнённых условиях должна оцениваться не только с учётом механических характеристик пород, но и с обязательным анализом гидрогеологических и фильтрационных факторов, которые способны существенно изменить действующее напряжённое состояние.

Только комплексный учёт этих параметров обеспечивает надёжное прогнозирование поведения массива и безопасную

эксплуатацию бортов глубоких карьеров. Следует отметить, что динамические волновые процессы, возникающие при взрыве, взаимодействуют с гидродинамическими эффектами фильтрации. Такое сочетание приводит к сложному перераспределению напряжений и

временному изменению прочностных свойств пород, что требует отдельного анализа механизмов взрывного воздействия на водонасыщенные массивы и оценки их влияния на устойчивость откосов и уступов.

Библиографический список:

1. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И., Сытенков В.Н., и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров. Монография. – Днепропетровск, Украина: «Полиграфист», 2001. – 371 с.
2. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
3. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиyanov Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. – Ташкент: Фан, 2005. – 229 с.
4. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И., Сытенков В.Н., и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров. Монография. – Днепропетровск, Украина: «Полиграфист», 2001. – 371 с.
5. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
6. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиyanов Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. – Ташкент: Фан, 2005. – 229 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103) , pp. 22-26

STUDY OF THE INFLUENCE OF ROCK MASS WATER SATURATION ON THE STABILITY OF OPEN-PIT SLOPES

¹Zairov Sh.Sh., Doctor of Technical Sciences, Professor of the Department of Mining.

²Mavlyanov A.A., Senior Lecturer, Department of Mining.

²Gaibnazarov B.A., Deputy Dean of the Mining Faculty.

³Safarova M.D., Doctoral Student, Department of Mining.

¹Branch of the National University of Science and Technology "MISIS" in Almalyk, Almalyk, Uzbekistan.

²Almalyk State Technical University, Almalyk, Uzbekistan.

³Navoi Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan.

The article examines the influence of water saturation of the rock mass on the stability of open-pit slopes and pit walls during surface mining operations. It is shown that the presence of groundwater and filtration flows significantly alters the stress-strain state of the rock mass, reduces effective stresses and the strength characteristics of rocks, and promotes the development of deformations, cracking, and the formation of slip surfaces. Special attention is given to the analysis of the interaction of pore pressure and filtration flows with the geomechanical state of the mass in the slope zone. Models of stress redistribution under changes in groundwater level are presented, and the role of hydrostatic and hydrodynamic forces in reducing slope stability is demonstrated. It is noted that during blasting operations under water-saturated conditions, a short-term increase in pore pressure occurs, intensifying soil loosening and creating a risk of local failures.

It is concluded that a comprehensive consideration of hydrogeological factors is required when assessing slope stability under conditions of increased water saturation.

Keywords: open pit; slope; stability; water saturation; pore pressure; filtration; blasting operations; hydrodynamic processes; effective stresses; geomechanical model.

References:

1. Polischuk S.Z., Lashko V.T., Kuchersky N.I., Sytenkov V.N., et al. Prediction of Stability and Optimization of Deep Open-Pit Slope Parameters: Monograph. – Dnipropetrovsk, Ukraine: "Poligrafist", 2001. – 371 p.
2. Ilyin A.I., Galperin A.M., Streltsov V.I. Management of Long-Term Stability of Slopes in Open-Pit Mines. – Moscow: Nedra, 1985. – 248 p.
3. Silkin A.A., Koltsov V.N., Shemetov P.A., Zhiyanov Yu.A., Inozemtsev S.B. Management of Long-Term Stability of Slopes in Open-Pit Mines of Uzbekistan. – Tashkent: Fan, 2005. – 229 p.
4. Polischuk, S.3., Lashko, V.T., Kuchersky, N.I., Sytenkov, V.N., et al. Forecasting Stability and Optimization of Parameters of Open-Pit Slopes. Monograph. – Dnipropetrovsk, Ukraine: Poligrafist, 2001. – 371 p.
5. Ilyin, A.I., Galperin, A.M., Streltsov, V.I. Management of Long-Term Stability of Open-Pit Slopes. – Moscow: Nedra, 1985. – 248 p.
6. Silkin, A.A., Koltsov, V.N., Shemetov, P.A., Zhiyanov, Y.A., Inozemtsev, S.B. Management of Long-Term Stability of Open-Pit Slopes in Uzbekistan. – Tashkent: Fan, 2005. – 229 p.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ СРАВНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ



Туктасев А.Б.,
заведующий кафедрой
«Горное дело», НГГТУ DSc., профессор



Абдурашидов Ш.М.,
доцент кафедры
«Горное дело» НГГТУ, PhD

Maqolada texnogen konlarni qazib olish texnologiyasi taklif etilgan va uyumda eritmaga o'tkazilgan shtabelni qazib olish bugungi kunda qo'lanilayotgan va taklif etilayotgan texnologiyalarini taqqoslash uchun nazariy hisob-kitoblar amalga oshirilgan. GMZ-7 zavodi xomashyo kompleksi 1-uyumi rudalarini qazib olishda dastlab pog'ona o'lchamlari o'zgartirish va qiya magistral konveyerlar vositasida yordamida zavodga ruda yetkazib berish ekspluatatsiya harajatlarining sezilarli kamayishiga olib kelishi haqida xulosa qilind.

Kalit so'zlar: uyumni qazib olish, texnologik sxema, qiya magistral konveyer, pog'ona o'lchamlari, texnogen xosila, buldozerning unumdozligi, texnogen konlar, texnogen xom ashyo, texnogen xosilalar, texnologiya, uyumda ishqorlash, ag'darma, bulldozer, yulklagich.

В статье предложена технология отработки техногенных месторождений, а также проведены теоретические расчёты для сравнения базовой и предлагаемой технологии отработки штабеля кучного выщелачивания. Сформулирован вывод о том, что отработка штабеля № 1 сырьевого комплекса ГМЗ-7 должна разрабатываться начиная с изменения параметров ярусов штабеля № 1 и расположением наклонных магистральных конвейеров, что может привести к снижению эксплуатационных затрат отработки и транспортирования руд.

Ключевые слова: разработка штабеля, технологическая схема, наклонный магистральный конвейер, параметры ярусов, техногенные образования, производительность бульдозера, техногенные месторождения, техногенное сырьё, техногенные образования, технология, кучное выщелачивание, отвал, бульдозер, погрузчик.

Введение. В мире имеются колоссальные объёмы отходов горного, обогатительного производства и кучного выщелачивания в виде минерального сырья с низким содержанием полезных ископаемых [1,2].

Часть таких отходов, заскладированных в разного рода отвалах, уже в настоящее время могут считаться полноценными техногенными месторождениями. Объёмы таких отходов из года в год накапливаются значительными темпами, которые в данный момент являются актуальными для привлечения их к переработке [3, 4].

Освоение техногенных месторождений обеспечивает достижение двух глобальных целей: во-первых, получение недорогого источника дополнительного минерального сырья; во-вторых, использование накопленных промышленных отходов, что способствует снижению их отрицательного воздействия на окружающую среду. В настоящее время эта проблема приобретает всё большее значение.

Данная проблема технологии разработки техногенных образований минерального сырья с низким содержанием полезного компонента экономически дорогостоящая.

В Республике проводится ряд научно-практических исследований, направленных на разработку оптимальных технологических схем и их параметров с использованием бульдозеров, погрузчиков и автотранспорта, а также на создание эффективных технологий добычи в комплексе со средствами механизации при открытой разработке месторождений.

В мире ведутся научные исследования, направленные на разработку экономически эффективных технологий и технологических

схем отработки хвостохранилищ, повышение качества добываемой рудной массы, включая выборочную добычу руды, а также на внедрение новых технологий и оптимизацию технологических параметров. Однако на сегодняшний день отсутствуют разработанные технологии для отработки отходов кучного выщелачивания [5, 6, 7].

В статье проведено сравнение технологий отработки техногенных образований кучного выщелачивания с целью снижения капитальных и эксплуатационных затрат.

Целью исследования является разработка экономически эффективной технологической схемы отработки техногенных образований кучного выщелачивания.

Задачей исследования является обоснование технологических схем отработки техногенных образований кучного выщелачивания АО «НГМК» и технико-экономическая оценка разработанных технологических схем отработки отходов кучного выщелачивания.

Научная новизна исследования заключается в разработке технологий и технологической схемы отработки штабеля кучного выщелачивания с использованием наклонных магистральных конвейеров, по которым материал подается сверху вниз с верхних ярусов. Это позволяет экономить капитальные вложения за счёт исключения бульдозера из технологической схемы.

Материалы и методы. Комплекс технологических процессов обеспечения завода ГМЗ-7 рудой называется «Сырьевым комплексом», который согласно проекту состоит из работы: бульдозера, фронтального погрузчика, питателя-ленточной модульный и конвейеров [8, 9].

Работа системы (базового варианта) состоит из следующих процессов которая приставлена на рис. 1:

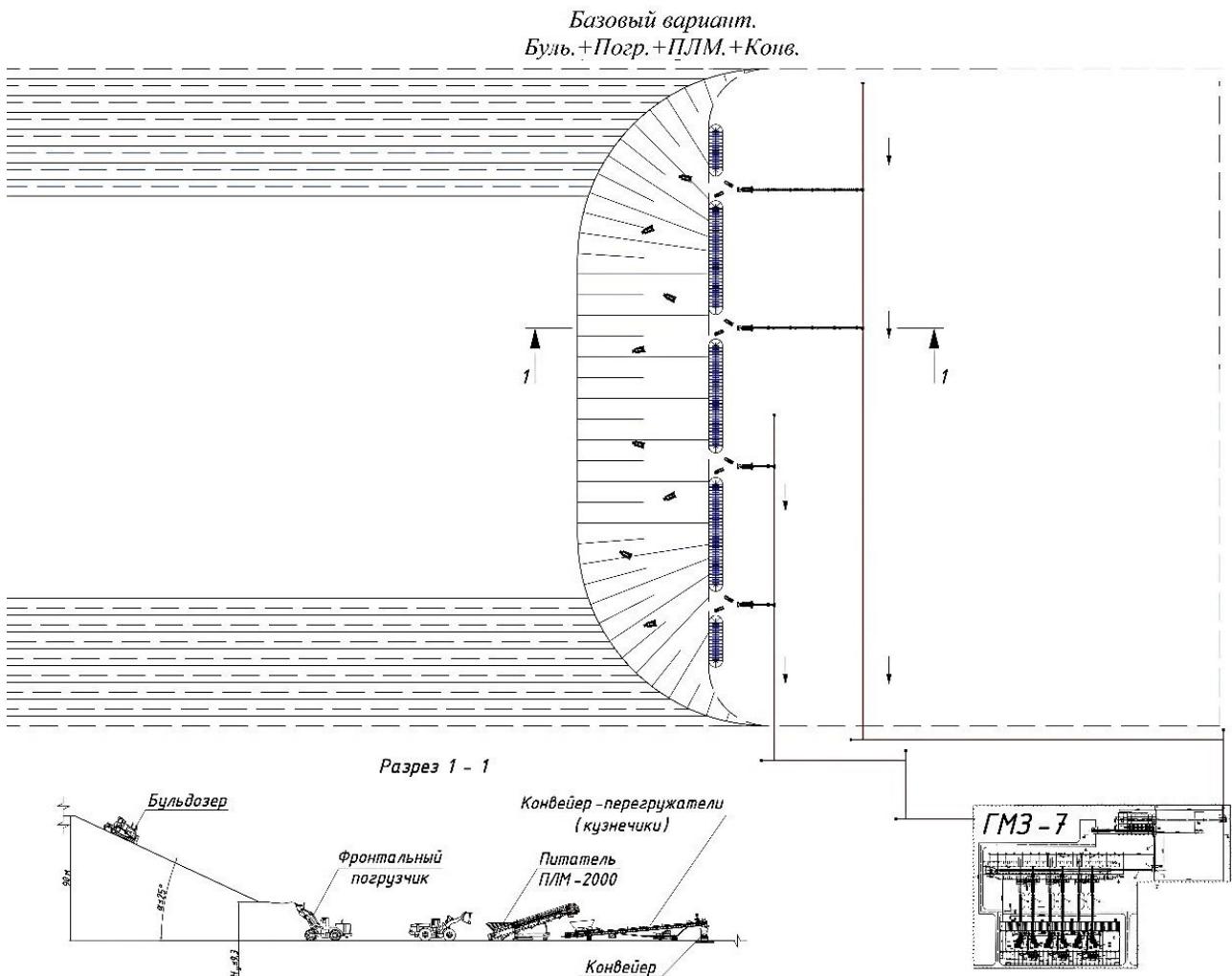


Рис. 1. Базовая технология отработки штабеля кучного выщелачивания

1. Бульдозер перемещает руду на рабочий горизонт сверху вниз по откосу штабеля № 1, чем достигается шихтовка руды по высоте слоя.
2. Фронтальный погрузчик доставляет перемещённую бульдозером руду к приёмному бункеру ленточного самоходного питателя ПЛМ-2000 установленного на нулевом горизонте;
3. Руда из ленточного самоходного питателя ПЛМ-2000 самоходными модулями (перегружателями-кузнецами) перегружается на магистральный конвейер;
4. Магистральный конвейер длиной 1100 м транспортирует руду до следующего конвейера, который транспортирует руду на территорию завода [10, 11].

В статье предлагается технология с применением наклонных магистральных конвейеров с верхних ярусов сверху вниз отработкой фронтальными погрузчиками которая представлена на рис. 2. Технология основывается расположением наклонных магистральных конвейеров на борту штабеля и отработка штабеля, начиная с верхних ярусов (сверху вниз) фронтальными погрузчиками с исключением работы бульдозеров.

Предлагаемая технологическая схема (без бульдозеров) состоит из следующих процессов:

1. Работа начинается с установкой наклонных магистральных конвейеров на восточном борту штабеля № 1. Для этого необходимо пройти полутраншею шириной 10 м под углом не более

10° с шестого яруса вниз на нулевую отметку. Длина конвейерной линии составляет около 300 м.

2. На 8 ярусе создаётся минимальная рабочая площадка для работы фронтального погрузчика ПЛМ-2000, перегружателя (кузнецами).

3. Фронтальный погрузчик доставляет руду к приёмному бункеру ПЛМ-2000, который перегружает руду на перегружатели (кузнецами).

4. Руда перегружается на наклонный магистральный конвейер, который доставляет руду через перегружатели (кузнецами) на существующий магистральный конвейер № 1.

5. Далее руда конвейерными системами доставляется на ГМЗ-7.

Отработка штабеля № 1 сырьевого комплекса предусматривается отдельными заходами длиной около 400 м и на всю ширину штабеля № 1 сверху вниз. В целях усреднения содержания металла в рудах, отработка предусматривается спаренными ярусами. Сначала отрабатываются 9 и 8 ярусы, потом 7 и 6 ярусы, потом 5 и 4 ярусы и в конце 3, 2 и 1 ярусы длиной 400 м на всю ширину штабеля № 1.

Основным преимуществом данной схемы транспортировки руды является исключение работы бульдозера на штабеле. Штабель отрабатывается по ярусам высотой 10 м, что создаёт возможность демонтажа имеющих дренажных систем и производственных отходов.

Предлагаемый вариант. Горизонтная отработка.
Погр.+ПЛМ.+Конв.

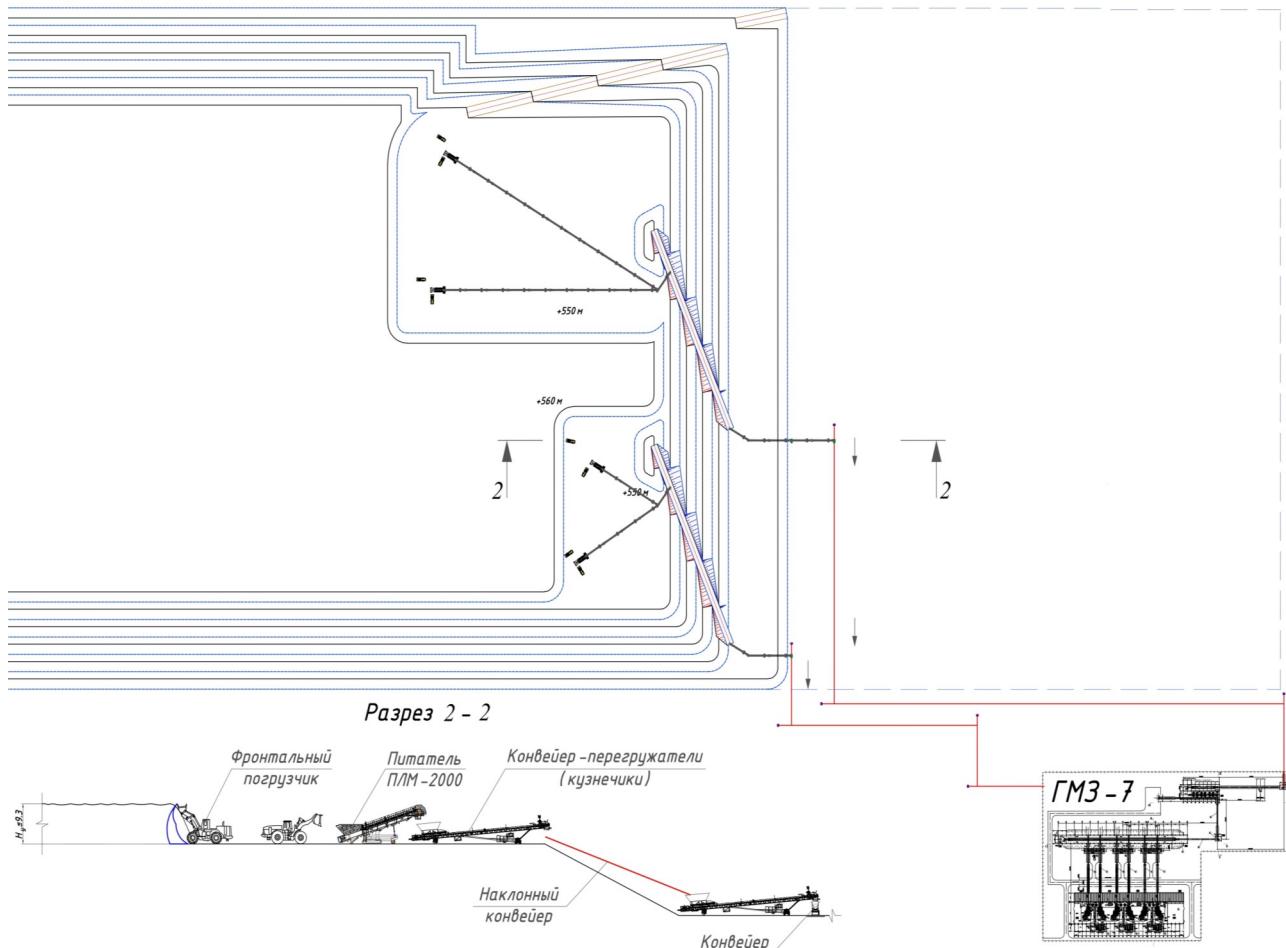


Рис. 2. Горизонтная технология отработки штабеля кучного выщелачивания

Штабель предлагается отработать 8 заходками. При завершении отработки каждой заходки формируется разравненная площадь 40-45 га. По мере удаления забоя отработки штабеля № 1 на освобождённой площади с восточной стороны к западу можно будет параллельно вести работы по отсыпке подушки из забалансовых руд для выщелачивания по ранее существующей схеме.

Для обеспечения завода рудой с стабильным содержанием металла возможно усреднение руды из штабеля № 1 с забалансовыми рудами карьера Мурунтау после их дробления. Тогда технологическую схему без бульдозеров можно разделить на 2 варианта:

Первый вариант развития – среднее содержание металла в руде на уровне от 0,5 до 0,6 г/т. Тогда остаётся вышерассмотренная технологическая схема – расположение наклонных магистральных конвейеров на борту штабеля и отработка штабеля начиная с верхних ярусов фронтальными погрузчиками с исключением работы бульдозеров, работы ведутся в двух ярусах;

Второй вариант развития – среднее содержание металла в руде ниже 0,5 г/т. Тогда для усреднения содержания металла в руде предлагается на магистральный конвейер вместе с рудами штабеля № 1 подавать руду из забалансовых руд карьера Мурунтау.

Во втором варианте шихтовку руды предлагается обеспечить за счёт забалансовых складов карьера Мурунтау. Это можно выполнить с применением действующих технологических линий рудника ЦКВЗ, так как с забоя складов Мурунтау до ГМЗ-7 все магистральные конвейеры на сегодняшний день действуют.

Результаты. В работе применена методика расчёта производительности технологий и технологических схем отработки техногенных образований при подступной отработке и с наклонными срезами по высоте техногенных месторождений.

На основе проведённых расчётов определены комплексы применяемого оборудования в технологических схемах и их количество, приведённые в табл. 1 и 2.

Для сравнения двух технологий в работе проведены расчёты на 30 млн. т/год.

В табл. 1 представлены расчёты потребности бульдозеров для выполнения вышеуказанной производительности [12, 13, 14].

В табл. 2 представлены расчёты потребности фронтального погрузчика.

Для определения оптимальной технологической схемы отработки штабеля кучного выщелачивания проведены расчёты капитальных затрат на выбранные комплексы горного оборудования, осуществлённые путём составления локальных смет на приобретение выемочно-погрузочного, транспортного и вспомогательного оборудования.

Расчёты потребности бульдозера

Таблица 1

Название	Обозначения и единицы измерения	CAT-D10
Максимальная высота забоя	$H_3, \text{м}$	10
Расстояние набора породы	$l_h, \text{м}$	10
Средняя скорость движения бульдозера при наборе	$V_h, \text{с}$	1,5
Расстояние перемещения породы	$L_e, \text{м}$	179,3
Средняя скорость движения бульдозера с грузом	$V_{\partial.e.}, \text{м/с}$	1,5
Расстояние обратного хода без грузом породы	$L_n, \text{м}$	189,3
Средняя скорость движения бульдозера без груза	$V_{\partial.n.}, \text{м/с}$	2,5
Время переключения скоростей и опускания лемеха	$t_b, \text{с}$	8
Продолжительность рабочего цикла	$T_{ц.р.}, \text{с}$	209,92
Объём породы, перемещаемых бульдозером за цикл	$V_n, \text{м}^3$	22
Коэффициент изменения производительности бульдозера, учитывающий уклон и дальность перемещения породы	K_q	0,9
Коэффициент фракционности породы	$K_{р.п.}$	1,1
Техническая производительность	$Q_m, \text{м}^3/\text{ч}$	308,7
Часовая производительность фронтального погрузчика	$Q_q, \text{м}^3/\text{ч}$	153,7
Коэффициент квалификации оператора	$K_{кв.оп.}$	0,75
Коэффициент видимости при учёте факторов, как пыль, дождь, снег, туман или темнота	$K_{вид}$	0,8
Коэффициент использования бульдозера во времени	K_u	0,83
Продолжительность смены	$T_{см.}, \text{ч}$	11,2
Сменная эксплуатационная производительность бульдозера	$Q_{б.см.}, \text{м}^3/\text{смену}$	1721,7
Суточная эксплуатационная производительность бульдозера	$Q_{б.см.}, \text{м}^3/\text{сутки}$	3443,5
Объёмный вес руды	$\gamma, \text{т/м}^3$	1,874
Годовая эксплуатационная производительность бульдозера	$Q_{б.г.}, \text{м}^3/\text{год}$	1033046,3
Годовая производительность предприятия	$P, \text{т}$	30000000
Расчёт потребности бульдозеров	$N, \text{шт.}$	14

Расчёты потребности фронтального погрузчика

Таблица 2

Название	Обозначения и единицы измерения	CAT-992К
Ёмкость ковша	$E, \text{м}^3$	11,5
Коэффициент наполнения ковша	$K_{н.к.}$	1
Коэффициент разрыхление породы в ковше	$K_{р.п.}$	1,2
Время наполнения ковша породой	$t_h, \text{с}$	15
Время движения погрузчика к месту разгрузки	$t_{зр}, \text{с}$	15,6
Расстояние от забоя до места разгрузки	$L_m, \text{м}$	30
Скорость груженого хода	$V_{зр}, \text{м/с}$	1,92
Скорость порожнякового хода	$V_n, \text{м/с}$	2,08
Время разгрузки	$t_p, \text{с}$	5
Время возвращения погрузчика в забой	$t_n, \text{с}$	14,4
Время переключения передач (время работы гидросистемы)	$t_c, \text{с}$	18,5
Продолжительность цикла	$T_{ц.}, \text{с}$	68,5
Техническая производительность	$Q_m, \text{м}^3/\text{ч}$	503,3
Часовая производительность фронтального погрузчика	$Q_q, \text{м}^3/\text{ч}$	250,6
Коэффициент квалификации оператора	$K_{кв.оп.}$	0,75
Коэффициент видимости при учёте факторов, как пыль, дождь, снег, туман или темнота	$K_{вид}$	0,8
Коэффициент использования во времени	K_u	0,83
Продолжительность смены	$T_{см.}, \text{ч}$	11,2
Сменная эксплуатационная производительность	$Q_{п.см.}, \text{м}^3/\text{смену}$	2807,2
Суточная эксплуатационная производительность	$Q_{п.см.}, \text{м}^3/\text{сутки}$	5614,4
Объёмный вес руды	$\gamma, \text{т/м}^3$	1,874
Годовая производительность	$Q_{п.г.}, \text{м}^3/\text{год}$	2049245,8
Годовая производительность предприятия	$P, \text{т}$	30000000
Расчёт потребности фронтального погрузчика	$N, \text{шт.}$	8

Эксплуатационные расходы, планируются исходя из плана использования выемочно-погрузочных, транспортных и вспомогательных оборудований. Приведённые затраты отражают сумму эксплуатационных затрат и части капитальных затрат от предложенных технологий и технологических схем.

Для технико-экономических сравнений двух технологий на рис. 3 представлен комплекс применяемых оборудований.

В базовом варианте необходимо использовать: 14 шт. бульдозеров, 8 шт. фронтальных погрузчиков, 4 шт. питателя (ПЛМ), 32 шт. конвейеров перегружателей (кузничек) и 7 шт. магистральных конвейеров. В предлагаемом варианте необходимо использовать 8 шт. фронтальных погрузчиков, 4 шт. питателя (ПЛМ), 48 шт. конвейеров перегружателей (кузничек), 2 шт. наклонных конвейеров и 7 шт. магистральных конвейеров.



Рис. 3. График сравнения применяемых оборудований при базовой и предлагаемой технологиях отработки штабеля кучного выщелачивания

Обсуждение. Основными преимуществами предлагаемой технологической схемы отработки являются:

1. Возможность упрощения работы по удалению инородных материалов и дренажных систем между слоями за счёт ярусной отработки штабеля сверху, вниз через каждый 10 м.

2. Возможность формирования нового штабеля кучного выщелачивания параллельной отсыпкой на образуемой разравненной площади.

3. Проведённые расчёты показывают, что при исключении бульдозера экономия капитальных и эксплуатационных затрат значительно снижается, а также увеличивается себестоимость транспортирования руды до ГМЗ-7.

Заключение. Разработана технология и технологическая схема с применением наклонных магистральных конвейеров, обеспечивающих перемещение руды с верхних ярусов вниз, что позволяет экономить капитальные вложения за счёт исключения бульдозера из технологической схемы. При этом возникает возможность формирования штабеля кучного выщелачивания с параллельной отсыпкой на образуемой разравненной площади. Проведены расчёты

производительности разработанных технологий и технологических схем отработки техногенных образований при подступной отработке и отработке на всю высоту. Разработаны технологии и технологические схемы отработки штабеля кучного выщелачивания уступами с верхних ярусов сверху вниз и на всю высоту с применением бульдозеров, фронтальных погрузчиков и конвейерного транспорта. Обоснованы производительности разработанных технологических схем, комплексы применяемого горного оборудования и их количество для заданного объёма горных работ.

Расчёты выполнены с использованием программы Microsoft Excel для подтверждения экономической эффективности их применения. Данные технологические схемы, как в базовом, так и предлагаемом варианте не являются законченными и требуют дальнейших исследований безопасности ведения отработки рудного штабеля, экологической целесообразности не только исследуемых технологических схем, но и всей цепочки в целом. Дальнейшие научно-исследовательские работы должны быть посвящены безопасности ведения горных работ и воздействию на окружающую среду в технологических схемах.

Библиографический список:

1. Ржеевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1: Производственные процессы. Изд. стереотип. URSS. – 2023. – 512 с.
2. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. – Ташкент, Изд-во «Фан» АН РУз, 2009. – С. 77-88.
3. Гавришев С.Е., Корнилов С.Н., Пыталаев И.А., Гапонова И.В. Повышение экономической эффективности горнодобывающих предприятий за счет вовлечения в эксплуатацию техногенных георесурсов // Горный журнал. – М.: Руда и металлы, 2017. – № 12. – С. 46-51.
4. Архипов А.В., Решетняк С.П. Техногенные месторождения. Разработка и формирование: монография. – Апатиты: КНЦ РАН, 2017. – 175 с.
5. Абдурашидов Ш.М. В сегодняшний день техногенные образования являются, как дополнительными источниками для горнодобывающих предприятий // «Янги Узбекистон тараққиётида тадқиқотларни ўрни ва ривожланиши омиллари» мавзусидаги илмий-амалий конференция. – Кўқон, Узбекистон, Июнь 2024г. – С. 230-233.
6. Тухташев А.Б., Жабборов О.И., Абдурашидов Ш.М., Абруев С.Ш. Разработка техногенных образований кучного выщелачивания с изменением параметров ярусов штабеля № 1 // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2024. – № 1. – С. 19-22.
7. Тухташев А.Б., Абдурашидов Ш.М. Обоснования и разработка технологии и технологических схем отработки рудно-породных техногенных образований // Universum: технические науки. – Москва, 2024. – № 6. – С. 34-37.
8. Тухташев А.Б., Назаров З.С., Абдурашидов Ш.М., Зарипова Ф.Б. Разработанная структурная классификация техногенных месторождений минерального сырья // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2024. – № 2. – С. 4-6.
9. Tukhtashov A.B., Abdurashidov Sh.M. Development of technologies and classification schemes for mining technogenic ore-rock formations // IV Международная конференция «ASEDU-IV 2024: Перспективы развития науки, инженерии, естественно-научного, технического и цифрового образования». – Навои, Узбекистан, 29-31 мая 2024 г. – С. 133-135.
10. Abdurashidov Sh.M., Tukhtashov A.B. "Mining of manmade formations of heap leaching using inclined main conveyors from the upper tiers from top to bottom" // XLVII International Multidisciplinary Conference "Innovations and Tendencies of State-of-Art Science". Proceedings of the Conference (September, 2024). Mijnbestseller Nederland, Rotterdam, Nederland. 2024. – Pp. 58-63.
11. Абдурашидов Ш.М. Оценка эффективности перемещения руды в техногенных месторождениях с учётом вида горного транспорта на объёмы горно-капитальных работ // Технические науки: проблемы и решения. сб. ст. по материалам LXXXVIII междунар. науч.-практ. конф. – № 9 (82). – М.: Изд. «Интернаука», 2024. – С. 10-15.
12. Tukhtashov A.B., Abdurashidov Sh.M., Nazarov Z.S., Abruyev S.Sh. "Ruda-tog' jinsli texnogen hosalalarni qazib olishda konveyer majmuasini qayta o'matish vaqtini hisobga olgan holda unumdarligini hisoblash" // № DGU 38579 23.05.2024 y.
13. Tukhtashov A.B., Abdurashidov Sh.M., Nazarov Z.S., Abruyev S.Sh. "Uyumlab ishqorlashgan shtabelni to'liq balandligi bo'ylab buldozer bilan kesishda konkapital ishlari hajmini aniqlash" // № DGU 38580 23.05.2024 y.
14. Abdurashidov Sh.M., Muxammadiyev A.R., Tukhtashov A.B., Nematov A.R., Abriyev S.Sh. "Определение необходимого объёма руды для извлечения данного металла и для принятия управлительских решений" // № DGU 24670 11.05.2023 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ВЫСОКИХ МНОГОЯРУСНЫХ АВТОМОБИЛЬНЫХ ОТВАЛОВ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА «МУРУНТАУ»



Умаров Ф.Я.,
директор
АФ НИТУ МИСИС,
д.т.н., профессор



Каримов Ш.В.,
начальник сектора
научных исследований, инноваций и
подготовки научно-педагогических
кадров АФ НИТУ «МИСИС»,
PhD, доцент



Түйчибоеv Э.И.,
ассистент кафедры
«Горное дело» АФ НИТУ МИСИС



Horov D.S.,
преподаватель кафедры
«Естественные и технические науки»
Навоийского университета
инноваций

Maqolada ochiq usulda kon qazib olish sharoitida qoplovchi jinslardan yuqori ko'p pog'onalni ag'darmalarni shakllantirish muammosi Muruntov karyeri misolida ko'rib chiqiladi. Yer resurslarining cheklanganligi va karyerlar chuqurligining ortib borishi sharoitida geotexnik xavflarni, jumladan poydevorda kuchlanishlarning oshishi, filtratsion jarayonlar va mavsumiy namlanishni hisobga olgan holda ikki va uch pog'onalni ag'darma konstruksiyalariga o'tish zarurati asoslab beriladi. Maqolada Mor-Kulon qonuni va chegaraviy muvozanat usullari (jumladan Bishop usuli) asosida qiyaliklarning barcharorligini baholash bo'yicha muhandislik yondashuvlari bayon etilib, barcharorlik zaxira koeffitsienti kamida 1,27 bo'lishi lozimligi ko'satiladi. Balandligi 60–90 m gacha bo'lgan pog'onalarni 30–60 m kenglikdagi bermalar bilan bosqichma-bosqich to'kish, qatlamma-qatlam zichlash hamda deformatsiyalarni oldini olish uchun drenaj tizimlarini qo'llashni nazarda tutuvchi texnologik sxema taklif etiladi. Ag'darma texnikasi va bortoldi massivining ta'siri hisobga olinib, monitoringni tashkil etish va old ag'darma shakllantirish bo'yicha tavsiyalar beriladi. Sonli modellashtirish natijalari umumiy balandligi 180 m gacha bo'lgan ag'darmalar uchun taklif etilgan sxemaning samaradorligini tasdiqlab, hududdan oqilona foydalanish va ekologik xavfsizlikni ta'minlashini ko'satadi.

Kalit so'zlar: yuqori ag'darmalar, ko'p pog'onalni ag'darmalar, avtomobil ag'darmalari, qiyaliklar barcharorligi, geotexnik asoslash, barcharorlik koeffitsienti, Bishop usuli, chegaraviy muvozanat, Muruntov karyeri, qoplovchi jinslar, bermalar, qatlamma-qatlam to'kish, jinslarni zichlash, bortoldi massivi, chekli elementlar usuli, texnologik sxema, ekologik talablar

В статье рассматривается проблема формирования высоких многоярусных отвалов вскрышных пород в условиях открытой разработки месторождений, на примере карьера Мурунтау. Обосновывается необходимость перехода к двух- и трёхъярусным конструкциям отвалов при дефиците земельных ресурсов и росте глубины карьеров, с учетом геотехнических рисков, таких как увеличение напряжений в основании, фильтрационные процессы и сезонное увлажнение. Описываются инженерные подходы к оценке устойчивости откосов на основе закона Мора-Кулона и методов предельного равновесия (включая метод Бишопа), с расчетом коэффициента запаса устойчивости не ниже 1,27. Предлагается технологическая схема поэтапной отсыпки ярусов высотой до 60-90 м, с бермами шириной 30-60 м, послойным уплотнением и дренажными системами для предотвращения деформаций. Учитывается влияние отвального техники и прибортowego массива, с рекомендациями по мониторингу и формированию предотвала. Результаты численного моделирования подтверждают эффективность схемы для общей высоты отвала до 180 м, обеспечивая рациональное использование пространства и экологическую безопасность.

Ключевые слова: высокие отвалы, многоярусные отвалы, автомобильные отвалы, устойчивость откосов, геотехническое обоснование, коэффициент устойчивости, метод Бишопа, предельное равновесие, карьер Мурунтау, вскрышные породы, бермы, послойная отсыпка, уплотнение пород, прибортовой массив, метод конечных элементов, технологическая схема, экологические требования

Введение. Открытая разработка месторождений неизбежно связана с образованием значительных объёмов вскрышных и вмещающих пород, которые подлежат складированию во внешних или внутренних отвалах. По мере увеличения глубины карьеров и роста коэффициента вскрыши традиционные низкие отвалы становятся недостаточно эффективными из-за дефицита земельных ресурсов, усложнения транспортной логистики и усиления экологических требований. В этих условиях формирование высоких отвалов, выполняемых в виде двух- и трёхъярусных сооружений, рассматривается как технологически и экономически оправданное направление развития отвалообразования, описанное в отечественных инженерных подходах к устойчивости отвалов и карьерных откосов, а также в классических курсах геотехники и механики грунтов [1].

Проблема исследования заключается в том, что повышение высоты отвального массива приводит к росту геотехнических рис-

ков: увеличиваются напряжения в основании и вероятность деформаций по слабым слоям, усиливается роль фильтрационных процессов и сезонного увлажнения, что подробно обсуждается в работах по устойчивости откосов и методам укрепления [2]. Поэтому формирование многоярусных высоких отвалов требует комплексного геотехнического обоснования, регламентации технологии и надёжной системы мониторинга состояния массива.

Под высоким отвалом в инженерной трактовке понимают отвальное сооружение, высота которого превышает величины, при которых одиничный откос может считаться устойчивым без разделения на ярусы и бермы. Многоярусность означает поэтапное построение отвала ступенями (ярусами), разделёнными бермами, которые одновременно выполняют технологические и противооползневые функции. Такой подход прямо вытекает из практики проектирования устойчивых откосов: уменьшение эффективной

высоты свободного откоса и создание «разрывов» в геометрии снижает вероятность развития единой поверхности скольжения. В нормативно-практических рекомендациях по проектированию и эксплуатации отвалов подчёркивается, что многоярусность целесообразна при ограничениях по площади и при необходимости повышения ёмкости при контролируемом риске [6–9].

Отвал представляет собой техногенный массив со структурной неоднородностью по крупности, плотности и влажности. Для оценки устойчивости откосов и основания применяют расчёты по предельному равновесию и численные методы. В большинстве инженерных методик сопротивление сдвигу описывается законом Мора–Кулонова:

$$\tau = c + \sigma' \cdot \tan \varphi,$$

где c – сцепление; φ – угол внутреннего трения; σ' – эффективное нормальное напряжение. Эффективное напряжение связано с поровым давлением воды:

$$\sigma' = \sigma - u,$$

где σ – полное нормальное напряжение; u – поровое давление.

Именно рост порового давления при плохом водоотводе и фильтрации в мелкодисперсных зонах часто становится критическим фактором для высоких отвалов, особенно при сезонном увлажнении, таянии снега и интенсивных осадках. А также является базовым положением механики грунтов и объясняет потерю устойчивости при росте порового давления и в переувлажнённых зонах.

Коэффициент запаса устойчивости в расчётах по предельному равновесию трактуется как отношение удерживающих факторов к сдвигающим.

$$N = \frac{\text{удерживающие}}{\text{сдвигающие}},$$

Практически применяемые схемы расчёта устойчивости откосов (включая анализ круглоцилиндрических поверхностей скольжения и общего случая) опираются на классические работы и их развитие в международной практике [3–5], а также на обобщающие руководства по устойчивости и укреплению склонов.

Для скальных и крупнобломочных пород, характерных для вскрыши, важны также представления о поведении скальных массивов и инженерные подходы к оценке устойчивости откосов в скальных грунтах. Отечественные источники, ориентированные на карьеры и отвалы, подчёркивают, что при росте высоты отвала критичным становится совместный учёт свойств основания, возможной сплоистости, водонасыщения и технологической неоднородности массива [6–9]. Геометрия многоярусного отвала задаётся высотой каждого яруса, шириной берм, углами откосов ярусов и общим углом откоса всего сооружения. В инженерной логике различают локальный угол откоса яруса и общий угол, определяемый линией от вершины верхнего яруса к подошве. Введение берм уменьшает общий угол и повышает устойчивость за счёт снижения эффективной высоты и формирования дополнительных площадок, где могут размещаться дренаж и технологические дороги. При проектировании параметры обычно подбираются по результатам расчётов устойчивости по методам предельного равновесия (для «быстрых» инженерных оценок) и уточняются численными методами, включая конечно-элементные постановки [10]. Практические требования к геометрии, безопасности и режиму эксплуатации отвалов закрепляются в отраслевых руководствах и применимых строительных правилах.

Технология отвалообразования определяется видом транспорта и способом разгрузки. Для высоких отвалов автотранспортные схемы обладают высокой гибкостью, но требуют строгого соблюдения параметров дорог на бермах, ограничений движения вблизи бровки и регламентов отсыпки по картам. В руководствах по безопасной эксплуатации отвалов подчёркивается необходимость поэтапного возведения ярусов и доведения каждого этапа до проектной формы до начала наращивания следующих уровней. С точки зрения формирования прочностных свойств массива важна плот-

ность укладки и неоднородность по гранулометрическому составу. Классические курсы механики грунтов и геотехнической инженерии показывают, что уплотнение, степень разрыхления и водонасыщение напрямую влияют на прочностные параметры c и φ , а также на деформируемость и фильтрационные свойства массива [11–12]. Для карьерных отвалов это дополняется практическими наблюдениями о влиянии технологической сегрегации материала при разгрузке на формирование зон различной проницаемости и устойчивости.

Недостатки существующих подходов связаны с тем, что при проектировании высоких многоярусных отвалов для глубоких карьеров типа Мурунтау не всегда учитываются совместно: удалённость ярусов от прибрежной зоны, фильтрационные потоки, эксплуатационная нагрузка тяжёлой техники и возможность формирования предотвала. Это ведёт либо к завышенному запасу устойчивости и нерациональному использованию пространства, либо к росту рисков деформаций.

Цель исследования – геотехнически обосновать и разработать технологию формирования высоких многоярусных автомобильных отвалов в условиях карьера Мурунтау с обеспечением коэффициента запаса устойчивости не ниже 1,27 при общей высоте отвала до 180 м.

Научная новизна работы заключается в уточнении рациональных параметров размещения и геометрии трёхярусного автомобильного отвала в условиях карьера Мурунтау с учётом влияния удалённости ярусов от борта, ширины берм и послойного уплотнения на коэффициент устойчивости системы «отвал–основание–прибрежной массив», а также в предложении технологической схемы, подтверждённой расчётом методом конечных элементов.

Материалы и методы Для определения коэффициента устойчивости откоса отвала был применен метод суммирования сдвигающих и удерживающих сил. Метод анализа устойчивости откосов, который использует круглоцилиндрическую поверхность скольжения и оценивает стабильность с помощью суммы удерживающих и движущих сил, называется методом предельного равновесия или методом Бишопа. Метод Бишопа представляет собой метод анализа устойчивости откосов, используемый для определения коэффициента запаса прочности (n) откосов при различных условиях нагрузки. Используя методику ниже, был рассчитан коэффициент запаса устойчивости для положения автосамосвала и двух положений отвалообразователя (ОГС 4000/125) на расстоянии 50 м от края яруса и 300 м от верхней бровки борта, при высоте отвала 120 (рис. 1). Также для автосамосвала расстояние от верхней бровки борта до нижней бровки первого яруса отвала 75 м и высота отвала 60 м соответственно. Расстояние от верхней бровки борта до верхней бровки второго яруса 500 м (рис. 2).

Определения коэффициента устойчивости отвала также рассчитывается согласно методики приведенной в разделе 3 с учётом веса отвальной техники, приходящейся на 1 пог. м протяженности уступа вдоль бровки в пределах призмы, оконтуренной поверхностью:

$$\Delta P = \frac{P}{b + 2 \frac{1}{3} \cdot c}, \text{ м}$$

где P – общий вес оборудования; b – среднее расстояние между опорами; c – расстояние от края оборудования/сооружения до верхней бровки.

$$n = \frac{\operatorname{tg}(\varphi) \cdot \Sigma N + C \cdot L}{\Sigma(T_i + \Delta P)},$$

где L – длина оползневого массива, м; N_i – нормальная сила; T_i – касательная сила.

В качестве приближенной оценки предельную высоту яруса допускается определять при заданном угле откоса яруса по формуле:

$$H \leq \frac{H_{90}}{1 - \sqrt{\frac{\operatorname{tg}(\frac{\alpha + \varphi}{2}) \operatorname{ctg} \alpha}{2}}}$$

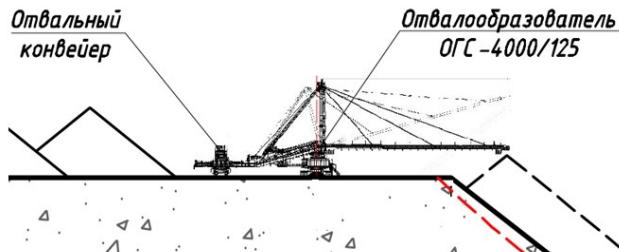


Рис. 1. Положение отвалообразователя относительно края яруса отвала

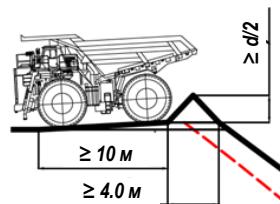


Рис. 2. Положение автосамосвала относительно края яруса отвала

Для многоярусных отвалов каждый ярус рассчитывается отдельно ($H_{яруса} \leq 45-80$ м при угле $37-40^\circ$), с бермами шириной 20-70 м для предотвращения цепной деформации и с учетом нагрузки оборудования расстояние от края ($b \geq 4-10$ м).

Повторно рассчитывается Коэффициент запаса устойчивости борта методом суммирования сдвигающих и удерживающих сил либо с использованием специализированного программного обеспечения. Значение параметра n , полученное в результате расчета, должно составлять не менее 1,2-1,3. При соблюдении указанного условия допускается добавление нового яруса отвала.

Ширина предохранительной бермы определяется исходя из ее улавливающей способности камнепада, вывалов и возможности передвижения горного оборудования.

Величина срабатывания бермы (B_0) и ширина бермы для задерживания падающих камней (B_p) определяются по результатам наблюдений (экспериментальных данных), месторождений аналогов, моделирования и использовании эмпирических формул.

При вероятностной оценке устойчивости уступов ширина предохранительной бермы определяется по формуле:

$$B = B_{no} + B_p + B_{ap},$$

где B_{no} – ширина призмы возможного обрушения, м; B_p – ширина раз渲а после деформации с вышележащего уступа, м; B_{ap} – эффективная ширина бермы (оставшаяся часть бермы после осьпи и раз渲а вышележащего уступа), которая принимается: не менее 2 м для любых уступов карьера; 0 м для нижних уступов при доработке карьера при условии инструментального мониторинга в режиме реального времени со сплошной зоной покрытия рабочей зоны или при безлюдной выемке.

Расчет устойчивости откосов отвалов, сложенных связными дисперсными породами или скальными породами с содержанием глинистого заполнителя 30 % и более, производится с учетом порового давления вод или уровня водоносного горизонта.

В случае сложности обеспечения нормативного коэффициента запаса при отсыпке первого яруса разрабатываются специальные мероприятия. Одним из таких мероприятий является формирование опережающего отвала (предотвала). Устойчивость предотвала определяется отдельным расчетом.

Результаты. Формирование высоких автомобильных отвалов в условиях карьера Мурунтау выполняется в соответствии с геомеханическими и технологическими требованиями, определенными расчетами устойчивости прибортового массива и основания. На первом

этапе производится отсыпка нижнего (первого) яруса, располагаемого непосредственно над бортом карьера. Его параметры принимаются исходя из фактических углов откосов, установленных расчётомами устойчивости борта. Так как формирование первого яруса завершилось возникла необходимость увеличения ёмкости отвала и оптимизации использования пространственного ресурса, что достигается за счёт поэтапного возведения второго и третьего ярусов.

На основе расчётных данных установлено, что масса второго яруса, расположенного ближе чем на 400 м к верхней бровке борта, вызывает образование зон растягивающих напряжений в приконтурной части массива и может привести к снижению коэффициента устойчивости до 1,1. В связи с этим при проектировании второго яруса предусмотрено увеличение удалённости его внутренней границы до 550 м от бровки борта, подтверждённому расчётами методом конечных элементов. При таком расстоянии изолинии растягивающих напряжений выносятся за пределы контурной зоны, а суммарный коэффициент устойчивости прибортового массива достигает 1,27.

Третий ярус отвала формируется после стабилизации второго, при этом для обеспечения устойчивости и предотвращения сопряжения поверхностей скольжения принимается увеличенная ширина бермы не менее 40 м. Широкая берма играет роль контрбанкета, перераспределяющего активные силы сдвига и выполняющего функцию разгрузочной площадки, что подтверждено анализом изолиний главных напряжений и схем равновесия. Благодаря этому предотвращается образование сквозных зон растяжения в основании нижнего яруса и исключается воздействие массы верхних слоёв на приконтурный массив. При высоте отвала 180 м. расчётный коэффициент устойчивости для такой конфигурации остаётся не ниже 1,27, что отвечает требованиям нормативов для статических условий эксплуатации.

Формирование каждого яруса производится послойной отсыпкой толщиной 8-10 м с обязательным уплотнением катками до коэффициента 1,2. Такой способ обеспечивает постепенное повышение плотности пород отвала, что, согласно данным численного моделирования, приводит к увеличению угла внутреннего трения в отвальной толще до 33-34°.

При необходимости возведения отвалов вне прибортовой зоны, где влияние на борт исключено, применяются две основные технологические схемы многоярусного формирования. Первая предусматривает три равновысоких яруса по 60 м каждый с шириной бермы более 30 м, что обеспечивает равномерное распределение нагрузки и полное разобщение возможных поверхностей скольжения между ярусами. Вторая схема включает три неравных яруса высотой 90, 60 и 30 м соответственно и ширинами берм 60 и 40 м. Такая конструкция позволяет достичь максимального использования вертикального ресурса при сохранении требуемого запаса устойчивости (рис. 3).

Обсуждение. Полученные результаты по устойчивости высоких многоярусных отвалов в условиях карьера Мурунтау согласуются с общими закономерностями механики грунтов и скальных массивов, изложенными в классических работах Terzaghi, Duncan & Wright, Hoek & Bray и др. [1-3, 11, 12]. Установлено, что ключевыми факторами обеспечения устойчивости являются: ограничение эффективной высоты откоса, рациональное распределение нагрузок по ярусам и надёжная дренажная система, снижающая поровое давление.

Анализ расчётов показывает, что удалённость второго яруса от верхней бровки борта на 550 м принципиально важна для исключения зон растягивающих напряжений в прибортовом массиве. Это согласуется с выводами исследований по глубоким карьерам Узбекистана, где отмечена высокая чувствительность устойчивости бортов к дополнительным нагрузкам от техногенных массивов [13-15].

Роль берм, особенно широкой бермы третьего яруса (не менее 40 м), проявляется как в повышении коэффициента устойчивости, так и в локальном перераспределении напряжений, что подтверж-

ждается результатами численного моделирования методом конечных элементов [10].

Таким образом, бермы в многоярусных отвалах следует рассматривать не только как технологические элементы (площадки для движения техники), но и как эффективные противооползневые конструкции, аналогичные контрбанкетам, применяемым при укреплении склонов [8, 9, 12].

Послойная отсыпка с уплотнением до коэффициента 1,2 приводит к увеличению угла внутреннего трения и снижению деформируемости массива. Это полностью согласуется с данными лабораторных и полевых исследований по влиянию плотности и водонасыщения на параметры прочности и фильтрационные свойства грунтов и скальных пород [1, 2, 11]. В условиях Мурунтау, где вскрышные породы имеют сложный гранулометрический состав и локальные зоны пониженной проницаемости, такое технологическое решение позволяет нивелировать негативное влияние технологической сегрегации при разгрузке.

Особое значение имеют мероприятия по формированию предотвала в случае недостаточного коэффициента запаса устойчивости при отсыпке первого яруса. Отдельный расчёт устойчивости предотвала и системы «предотвал–основной отвал–борт» позволяет адаптировать технологическую схему под конкретные геомеханические условия, что хорошо корреспондирует с практикой управления длительной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана [8, 9, 14, 15].

В целом полученные результаты демонстрируют, что предложенная трёхярусная схема может рассматриваться как развитие существующих подходов к проектированию высоких отвалов, дополняя их количественными критериями по удалённости ярусов, ширине берм и режимам послойного уплотнения, в том числе с учётом использования тяжёлой автомобильной техники.

Заключение.

1. В условиях карьера Мурунтау формирование высоких многоярусных автомобильных отвалов является необходимым вследствие дефицита земельных ресурсов и увеличения глубины горных работ; при этом требуется жёсткое геотехническое обоснование параметров отвалов.

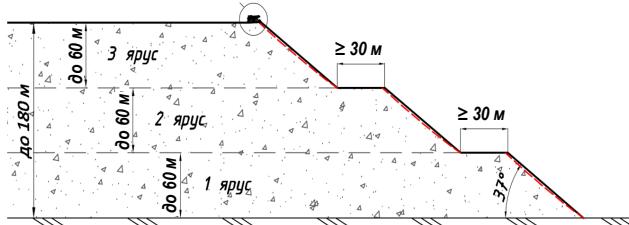


Рис. 3. Технологическая схема формирования многоярусного автомобильного отвалообразования

2. На основе расчётов по методу предельного равновесия (метод Бишопа) и численного моделирования методом конечных элементов показано, что безопасное формирование трёхярусного отвала общей высотой до 180 м обеспечивается при удалённости внутренней границы второго яруса от верхней бровки борта не менее 550 м и ширине бермы третьего яруса не менее 40 м при коэффициенте запаса устойчивости не ниже 1,27.

3. Послойная отсыпка ярусов толщиной 8–10 м с уплотнением катками до коэффициента 1,2 способствует повышению прочностных характеристик отвального массива (угла внутреннего трения до 33–34°) и снижению деформируемости, что подтверждается результатами моделирования и согласуется с теоретическими представлениями механики грунтов.

4. Практическая значимость работы заключается в разработке технологической схемы формирования высоких многоярусных автомобильных отвалов, учитывающей влияние прибортового массива, эксплуатационных нагрузок от автосамосвалов и отвалообразователя, а также в предложении критерии выбора расстояний и геометрических параметров ярусов и берм.

5. Научный вклад состоит в уточнении количественных зависимостей между геометрией многоярусного отвала, его расположением относительно борта, фильтрационными процессами и коэффициентом устойчивости системы «отвал–основание–борт», что может быть использовано при дальнейшем совершенствовании нормативных документов и методик проектирования отвалов для глубоких карьеров.

Библиографический список:

1. Терцаги К., Пек Р. Механика грунтов в инженерной практике // пер. с англ. — М.: Госстройиздат, 1961. — 592 с.
2. Дункан Дж.М., Райт С.Г. Механика грунтов и устойчивость откосов // пер. с англ. — М.: Мир, 2005. — 456 с.
3. Хоек Э., Брей Д. Практическая механика скальных пород // пер. с англ. — М.: Недра, 1980. — 358 с.
4. Bishop A.W. The use of the slip circle in the stability analysis of slopes // Géotechnique, 1955. — Vol. 5. No. 1. — Pp. 7-17.
5. Morgenstern N.R., Price V.E. The analysis of the stability of general slip surfaces // Géotechnique, 1965. — Vol. 15. No. 1. — Pp. 79-93.
6. ВНИИМи. Руководство по проектированию и безопасной эксплуатации отвалов вскрышных пород на карьерах. — СПб.: ВНИИМи, 2000. — 212 с.
7. СП 22.13330.2016. Основания зданий и сооружений. Актуализированная редакция СНиП 2.02.01-83*. — М.: Минстрой России, 2016. — 144 с.
8. Попов В.Н. Геомеханика техногенных массивов и устойчивость откосов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1990. — 254 с.
9. Фисенко Г.Л. Устойчивость откосов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1965. — 280 с.
10. Griffiths D.V., Lane P.A. Slope stability analysis by finite elements // Géotechnique, 1999. — Vol. 49. No. 3. — Pp. 387-403.
11. Das B.M. Principles of Geotechnical Engineering. 7th ed. — Stamford: Cengage Learning, 2010. — 768 p.
12. Abramson L.W., Lee T.S., Sharma S., Boyce G.M. Slope Stability and Stabilization Methods. 2nd ed. — New York: Wiley, 2002. — 702 p.
13. Базаров К.Х., Абдурахмонов Ф.Ж. Опыт районирования по устойчивости бортов карьера Мурунтау // Вестник горной науки, 2022. — № 2. — С. 63-71.
14. Мирзаев Х.Ж., Саидов А.К. Оценка устойчивости бортов глубоких карьеров. — Навои: НГМК, 2019. — 112 с.
15. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиянов Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. — Ташкент: Фан АН РУз, 2005. — 229 с.

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ МДЕЭЛЕКТРОЛИТНЫХ ШЛАМОВ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ



Хасанов А.С.,
заместитель директора
ЦРиВИТ АО «Алмалыкский ГМК»,
д.т.н., профессор



Акмалов М.Л.,
инженер технолог,
АО «Узбекский комбинат
технологических металлов»

Ushbu maqolada mis elektrolit shlamlarini qayta ishlash texnologiyasini takomillashtirish va platina guruhi metallari ajratib olish bo'yicha o'tkazilgan ilmiy tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Tadqiqotda bosqichma-bosqich gidrometallurgik sxema taklif etiladi: kislotali muhitda misni ajratib olish, oksidlovchi eritmada oltin va selenni yuvib chiqarish, ammiak eritmasida kumushni yuvib ajratish hamda qolgan qattiq qoldiqni gidroksidlar bilan oksidlab platina guruhi metallar kontsentratini olish. Optimum sharoitlar eksperimental ravishda aniqlandi: 10 % H_2SO_4 va 0,5-1,0 % $NaNO_2$ aralashmasida 25-30°C da misni eritib ajratish; 80-90°C da $NaNO_2$ ishtirokida oltin va selendirni eritmaga o'tkazish; eritmadan SO_2 gazi bilan oltinni va Na_2SO_3 eritmasi bilan selendirni selektiv cho'ktirish; qoldiqni 25% ammiak eritmasida eritib kumushni ajratish; qoldiqni NaOH va $NaNO_3$ bilan ~300°C da qizdirib, keyin suvdan yuvib ajratish. Taklif etilgan texnologiya natijasida >99 % Cu, ~95 % Au, ~90 % Ag va >98 % Pt hamda Pd ajratib olindi. Olingan qimmatbaho metallarning jamoaviy kontsentrat tarkibida ~70-80 % platina guruhi metallari mavjud bo'lib, keyinchalik ularni tozalab, alohida metall sifatida olish mumkin. Ishning ilmiy yangiliqi shundan iboratki, taklif etilgan usul yugor haroratli pirometallurgik jarayonlarsiz, to'liq gidrometallurgik usulda amalga oshiriladi. Olingan natijalar mis eritish korxonalarida mazkur texnologiyani joriy qilish platina guruhi metallari ajratib olish samaradorligini oshirish hamda ekologik xavfni kamaytirishga xizmat qilishini ko'satadi.

Kalit so'zlar: mis elektrorafirinovka shlamli, anod shlamli, platina guruh metallari, gidrometalluriya, yuvib chiqarish, misni ajratish, sulfatlash, qimmatbaho metallar, selektiv cho'ktirish, kontsentrat, olish samaradorligi, chiqindilarni qayta ishlash.

В данной статье представлены результаты разработки гидрометаллургической технологии комплексной переработки медных анодных шламов с целью извлечения металлов платиновой группы (МПГ). В ходе исследования предложена поэтапная схема: кислотное обезмединение, окислительное выщелачивание с селективным извлечением золота и селена, аммиачное выщелачивание серебра, щёлочно-окислительная обработка остатка для отделения теллура и получение концентраты МПГ. Экспериментально определены оптимальные условия: обезмединение шлама 10%-ным H_2SO_4 при добавке 0,5-1,0 % $NaNO_2$, 25-30°C; глубокое окислительное выщелачивание при 80-90°C в присутствии нитрита натрия для переведения Au и Se в раствор; осаждение Al_2O_3 и Se Na_2SO_3 из раствора; растворение Ag в 25 %-ном растворе аммиака; спекание остатка с $NaOH$ и $NaNO_3$ при ~300°C с последующим водным выщелачиванием. Показано, что такой подход обеспечивает извлечение > 99 % Cu, ~95 % Au, ~90 % Ag, > 98 % Pt и Pd. Полученный коллективный концентрат благородных металлов содержит ~70-80% МПГ и может служить сырьем для последующего выделения индивидуальных платиновых металлов. Новизна работы заключается в разработке безотходной схемы без высокотемпературной плавки: за счёт гидрометаллургических операций достигается высокое извлечение МПГ при снижении потерь с пылью и газами. Результаты исследований демонстрируют перспективность внедрения предложенной технологии на медеперерабатывающих предприятиях для увеличения извлечения платиноидов и получения высокоселективных концентратов МПГ.

Ключевые слова: медеэлектролитный шлам, анодный шлам, платиновые металлы, гидрометаллургия, выщелачивание, обезмнение, сульфатизация, благородные металлы, селективное осаждение, концентрат; извлечение, эффективность, переработка отходов.

Введение. При электротрафиировании меди образуется анодный шлам – нерастворимый осадок, содержащий примеси и ценные компоненты, накапливающиеся в процессе растворения анодов (рис. 1). На каждую тонну получаемой катодной меди приходится около 5-10 кг анодного шлама. Такой шлам богат благородными и редкими металлами: в частности, может содержать до 11 мас.% золота, значительное количество серебра, селена, теллура, а также металлы платиновой группы (платину, палладий и др.).

Медеэлектролитные шламы являются ценным вторичным сырьем благодаря высокому содержанию критически важных металлов, однако их переработка связана с техническими трудностями из-за многофазного минерального состава и присутствия токсичных компонентов (As, Sb, Pb и др.). Актуальной проблемой

металлургии является разработка эффективных технологий извлечения платиновых металлов из анондных шламов, позволяющих повысить комплексность использования сырья и экономическую эффективность производства за счёт дополнительной добычи драгоценных металлов [1].

На многих предприятиях до настоящего времени применяется пиromеталлургическая переработка медных анодных шламов. Классический подход включает сушку и плавку шлама с флюсами и восстановителями с получением сплава драгоценных металлов (сплав Доре) и сопутствующих продуктов. Например, на Балхашском медном заводе (Казахстан) шламы электроррафинирования меди направляются в печь Калдо драгоценного металлургического отделения, где в одном агрегате совмещены процессы сушки,

обжига, плавки и конвертирования. Основным продуктом плавки является сплав Доре, содержащий Au, Ag и платиноиды, который затем поступает на аффинаж для выделения золота и серебра. Побочными продуктами являются селеновый концентрат (черновой селен ~80% Se) и медный теллурид, а часть благородных металлов улавливается в виде пыли газоочистки. Недостатками пирометаллургических схем являются значительные потери платиновых металлов с шлаком и пылью (например, Rh и Pd могут оставаться в шлаке), образование токсичных газов (SeO_2 , As_2O_3 и др.) и длительный производственный цикл [2]. Так, полная переработка шлама в традиционной схеме может занимать до 30-45 дней, включая стадии выдержки продуктов в ожидании аффинажа.

Кроме того, для эффективного извлечения золота и серебра пирометаллургическому процессу обычно предшествует гидрометаллургическая подготовка шлама: удаление меди, теллура и других примесей путём выщелачивания. Тем не менее, существующие технологии предобработки шлама часто недостаточно эффективны – например, при обжиге и выщелачивании удаляется не весь теллур и медь, что осложняет последующую плавку. В результате актуальны исследования по совершенствованию этапа декуперизации (обезмединения) шлама.

Недавно показано, что применение интенсифицированного выщелачивания в автоклаве (рис. 2) (H_2SO_4 с добавлением H_2O_2 при 150 °C, 0,8 МПа) позволяет удалить из шлама свыше 99 % Cu и 97 % Te, при этом потери Au и Ag в раствор минимальны (<0,03 %). Это обеспечивает обогащение осадка благородными металлами перед плавкой и повышает извлечение золота и серебра. Несмотря на усовершенствования, пирометаллургические технологии остаются материало- и энергоёмкими, требующими сложных систем газоочистки и последующего гидрометаллургического аффинажа полученных сплавов.

Альтернативой высокотемпературной плавке являются гидрометаллургические методы переработки анодных шламов.

За последние два десятилетия проведены обширные исследования по прямому извлечению драгоценных и рассеянных металлов из шламов в растворы с последующим селективным осаждением или экстракцией ценных компонентов. Полностью гидрометаллургические схемы уже внедрены на некоторых зарубежных предприятиях. Например, компания *Sumitomo Metal Mining Co.* (Япония)

перевела процесс переработки шлама на чисто гидрометаллургическую основу. Современная технология *Sumitomo* включает хлорирование исходного шлама (растворение компонентов в соляно-кислотной среде с регенерацией хлора), селективное выделение серебра, золота и платиноидов из растворов методами осаждения, экстракции и ионной сорбции, а также выделение селена и теллура в виде коммерческих продуктов.

В результате перехода на гидрометаллургию продолжительность цикла переработки шлама сократилась с ~45 до 7 дней, снизилось образование токсичного газа SeO_2 и стали извлекаться ранее теряемые МПГ (например, рутений). Аналогично, на заводе *Saganoseki* (Япония) с 1997 г. применяется только гидрометаллургическая схема, обеспечивающая высокое качество конечных продуктов и сокращение времени извлечения золота до 8 дней против ~17 дней в традиционных процессах.

Ключевыми элементами таких схем является раннее извлечение золота (в начале процесса) и селективное разделение оставшихся компонентов. Так, на заводе *Saganoseki* сначала проводят выщелачивание меди (при 70-85 °C, атмосферном давлении), затем хлорирование пульпы для перевода благородных металлов и селена в раствор, осаждение Pb и Sb, экстракцию золота органическим реагентом (дибутилкарбонат), восстановительное осаждение золота, после чего из оставшегося раствора восстанавливают плати-



Рис. 1. Анодный шлам

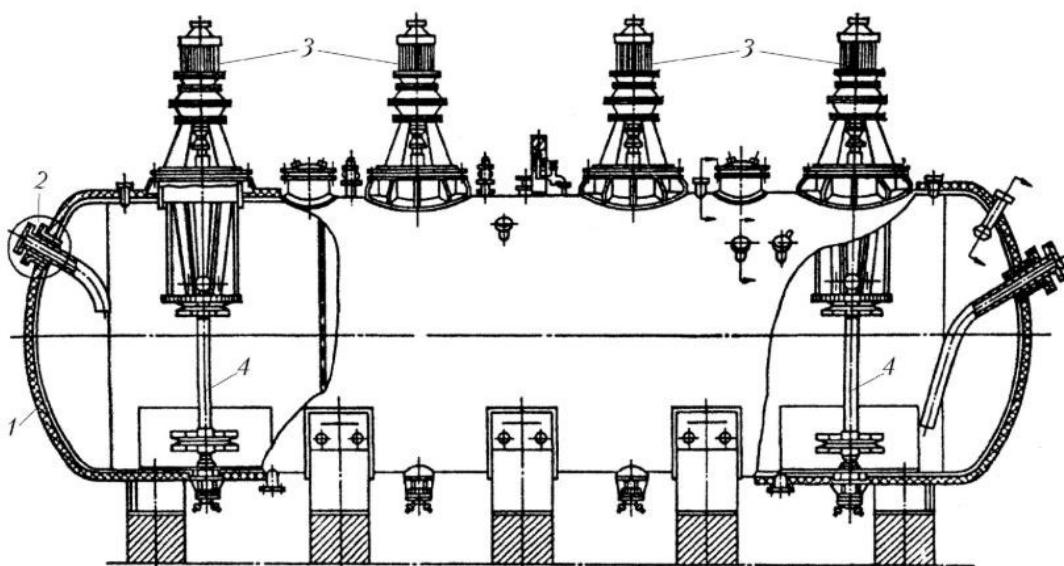


Рис. 2. Горизонтальный четырёхкамерный автоклав для выщелачивания: 1 – корпус автоклава; 2 – трубопровод для подачи пульпы; 3 – электродвигатель; 4 – перемешивающее устройство

ну, палладий, селен и теллур последовательным введением SO_2 и гидразина. Платина осаждается и выделяется первой, за ней палладий; полученный черновой ПГМ-концентрат отправляется на отдельный этап рафинации, а серебро выделяется отдельно электролизом. Промежуточное удаление меди, теллура, свинца и др. примесей существенно облегчает извлечение Au, Ag, ПГМ и повышает их суммарное извлечение [3, 4].

В научной литературе представлены различные подходы к гидрометаллургической переработке шламов, так, Тер-Оганесянц и др. (2005) предложили многостадийную технологию выщелачивания шлама с получением высокоселективных концентратов платиновых металлов.

Лапшин (2014) исследовал автоклавное выщелачивание платиновых металлов из анодных остатков. Комплексные исследования, проведенные в ИЕН Уральского отделения РАН (Мастюгин и др.), показали возможность полностью гидрохимической переработки медеэлектролитных шламов с получением концентрата благородных металлов. В частности, на шламах АО «Алмалыкский ГМК» (Узбекистан) была отработана опытно-лабораторная технология, включающая последовательные операции: обезмежднение, выщелачивание золота и селена, выщелачивание серебра, растворение теллура. Обезмежднение проводилось в сернокислотном растворе (H_2SO_4) при соотношении Т:Ж = 1:4 и температуре 25-30 °C с добавкой нитрита натрия (0,5-1 % от массы шлама) и барботажем кислорода; при этом остаточное содержание меди в твердом кеке снизжалось до 0,5-1,5 %. Далее рассматривались две альтернативные схемы.

Схема 1: после обезмежднения проводят глубокое окислительное выщелачивание кека в присутствии 2-3 % $NaNO_2$ в течение ~5 ч; при этом в раствор переходит селен и сопутствующее ему золото. Из полученного раствора селективно осаждают золото введением газа SO_2 , затем осаждают селен добавлением концентрированного раствора сульфита натрия Na_2SO_3 . Оставшийся твердый остаток после фильтрации подвергают аммиачному выщелачиванию, извлекая селективно из него серебро в виде диамминсеребряного комплекса.

Схема 2: после обезмежднения вместо стадий окислительного выщелачивания и аммиачной обработки предлагаются флотационно разделить обезмеждненный кек на две фракции. Выделенный флотационный концентрат (обогащенный драгоценными металлами и химически стойкими фазами) подвергают щёлочно-солевой обработке – спеканию с содой (Na_2CO_3) и окислителем, например нитратом натрия. Этот способ позволяет без выделения токсичных газов из флотационного концентрата перевести селен в раствор, а золото, серебро и платиновые металлы – в богатый металлсодержащий продукт. Получаемый концентрат содержит не менее 90 % металлов платиновой группы, что свидетельствует о высокой селективности процесса.

Таким образом, литературный обзор показывает, что наиболее перспективными являются гидрометаллургические технологии, сочетающие селективное растворение нежелательных примесей (Cu, Se, Te, базовые металлы) и селективное осаждение или экстракцию целевых благородных металлов. Отдельные элементы таких схем уже внедрены (например, ранняя экстракция золота, обезмежднение), однако единная комплексная технология, обеспечивающая высокое извлечение именно платиновых металлов из шламов, находится в стадии разработки.

В данной работе акцент сделан на разработке эффективной схемы извлечения именно МПГ (Pt , Pd и др.) при одновременном возвращении попутных Au, Ag, Se, Te в технологический цикл в товарном виде [5, 6].

Предлагается и исследуется новая комплексная технология переработки медеэлектролитных шламов, отличающаяся сочетанием гидрометаллургических операций, обеспечивающих максимальное

извлечение платиновых металлов без применения высокотемпературных стадий.

В отличие от традиционных решений, где платиновые металлы концентрируются в сплавах или теряются с отходами, в данной схеме МПГ выделяются в виде коллективного концентрата посредством последовательных химических операций.

Новизна подхода состоит в комбинировании методов окислительного и аммиачного выщелачивания с последующей щёлочной обработкой твёрдого остатка. Такая комбинация позволяет селективно удалять из шлама основные мешающие компоненты (меди, селен, теллур, свинец и др.) на ранних стадиях, не захватывая платиновые металлы в раствор, и тем самым получать твердый остаток, обогащённый платиной и палладием.

Дополнительно разработаны оптимальные режимы селективного осаждения благородных металлов из растворов, обеспечивающие их высокую чистоту.

Например, впервые для условий переработки анодных шламов предложено использовать тиомочевину в качестве осадителя палладия из вторичных растворов и восстанавливать палладий до металлического порошка гидразингидратом – это позволяет получать очищенный порошкообразный палладий с массовой долей Pd не менее 99,5 % и извлечением ~82-85 % из растворов.

Цель работы – обоснование и экспериментальная проверка технологической схемы переработки медных анодных шламов, обеспечивающей максимальное извлечение металлов платиновой группы.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

- провести фазово-химический анализ исходного шлама и определить распределение в нём благородных металлов;
- исследовать условия обезмежднения шлама и удаления основных примесей (As, Sb, Bi, Pb, Se, Te) с минимальными потерями благородных компонентов;
- подобрать реагенты и режимы селективного растворения золота, серебра и сопутствующих элементов;
- разработать метод получения коллективного концентрата МПГ из остаточного продукта и изучить его состав;
- оценить показатели извлечения целевых металлов на каждом этапе и в целом по схеме;
- выработать рекомендации по практической реализации процесса в промышленности [7].

Материалы и методы.

В качестве объекта исследования использован медеэлектролитный шлам, образующийся при электрорафинировании черновой меди – шлам предоставлен АО «Алмалыкский ГМК»; предварительно он был декантирован и высушен при 110 °C. Химический состав исходного шлама показан в табл. 1.

Анализ показал высокое содержание Cu, Pb, Sn, а также благородных компонентов: Au ~2 %, Ag ~8 %, сумма платиновых металлов ~0,8 % (преимущественно Pt и Pd). Селен и теллур составляют несколько процентов. Значительная доля меди присутствует в виде CuO и $CuSO_4$, благородные металлы находятся преимущественно в элементарном или сульфидном состоянии, теллур в виде Cu_2Te и других. Для количественного определения элементов применяли атомно-абсорбционную спектрометрию (AAS) и эмиссионный спектральный анализ. Фазовый состав изучали методом рентгеновской дифракции и химического фазового разбора [8].

Для реализации предлагаемой технологии шлам подвергали следующим последовательным операциям:

- Кислотное обезмежднение. Сухой шлам смешивали с сернокислым раствором (концентрация H_2SO_4 100-150 г/л) в реакторе с мешалкой при комнатной температуре (25-30 °C). Твёрдое соотношение Т:Ж поддерживалось на уровне 1:4. В раствор дополнительного вводили нитрит натрия $NaNO_2$ (0,5-1 % от массы шлама) и техни-

ческий кислород (через барботёр) для окисления растворимых примесей (As(III)→As(V) и т.п.) и разрушения нитрита до HNO_2 . Процесс проводили в течение 4 ч при перемешивании (300 об./мин). По окончании суспензию фильтровали; твёрдый остаток (кеек) промывали водой. Фильтрат направляли на анализ на содержание Cu и сопутствующих элементов, твёрдый остаток – на следующую стадию.

Результаты показали, что в оптимальных условиях в раствор переходит не менее 99 % меди и никеля, а также значительные доли Zn, Cd, Fe. Остаточное содержание Cu в кеке не превышает 1 % (табл. 1), что соответствует данным литературы. Одновременно в кислый раствор частично переходят As, Sb, Bi – до 90 % по каждому, что важно для получения экологически безопасного концентрата МПГ. Селен и теллур в условиях умеренно кислого выщелачивания не растворяются (нитрит натрия окисляет их преимущественно до элементарного состояния либо нерастворимых соединений), благородные металлы (Au, Ag, Pt, Pd) остаются целиком в твёрдом остатке.

Обсуждение. Таким образом, стадия обезмежднения обеспечивает очистку шлама от основной массы нежелательных примесей и ~4-кратное обогащение твёрдого остатка по благородным металлам относительно исходного сырья;

– **Окислительное выщелачивание золота и селена.** Обезмежднённый кек подвергали высокоокислительному выщелачиванию для перевода в раствор благородных металлов, которые целесообразно извлекать до выделения платиновых металлов. Предварительные опыты показали, что прямое выщелачивание золота в цианидных или тиосульфатных растворах затруднено из-за присутствия Se, Te, Pb. Поэтому выбрана стратегия одновременного растворения селена и связанного с ним золота в кислой среде. Кек (после обезмежднения) обрабатывали горячим сернокислым раствором с добавками сильных окислителей: нитрата натрия $NaNO_3$ (5 %) и нитрита натрия $NaNO_2$ (2 %). Пульпу кипятили при 90-95 °C в течение 6 ч при постоянном перемешивании.

В ходе реакции выделялись пузырьки оксидов азота; для повышения окислительного потенциала периодически добавляли небольшие порции перекиси водорода (до 1 % H_2O_2). За счёт генерирования смесей HNO_3/NO_x и H_2O_2 создавалась эквивалентная «царская водка» в реакторе. Это позволило добиться растворения до 92 % селена и ~85-90 % содержащегося в образце золота. Теллур при данных условиях окисляется лишь частично (до Te(IV), который плохо растворим в H_2SO_4) – около 30 % Te переходит в раствор, остальное остаётся в осадке в виде базовых сульфатно-теллуровых соединений. Серебро в данных условиях практически не растворяется (образует нерастворимый Ag_2SO_4 и $AgCl$, если присутствовали хлорид-ионы следы). После охлаждения суспензии до ~40 °C её фильтровали. Полученный раствор содержит H_2SeO_4 , Au^{3+} , небольшие количества Cu^{2+} (~0,3 г/л) и др. примеси.

Золото из раствора выделяли путём барботирования в него сернистого газа SO_2 (до прекращения выделения осадка). Выпадение мелкодисперсного осадка металлического золота (или сульфида Au_2S_3) свидетельствовало о практически полном осаждении золота. Затем к раствору добавляли насыщенный раствор сульфида натрия Na_2SO_3 , выдерживали 2 ч при 50 °C; при этом восстанавливался селен до элементарного состояния, выпадая в виде краснобурого осадка Se. Осадки золота и селена отфильтровывали, промывали и отправляли на анализ. Конечный раствор после осаждения благородных составляющих содержал (<0,1 г/л Au, <0,5 г/л Se) и подлежал регенерации либо направлению в систему оборотного водоснабжения после очистки.

По результатам данной стадии в твёрдом остатке (фильтрате после окислительного выщелачивания) остались основные ценные компоненты: Ag, платиновые металлы, небольшое количество Au (~5-10 %, потерянных из-за неполного растворения), а также нера-

Таблица 1
Состав исходного медного анодного шлама и полученного концентрата МПГ (мас. %)

Элемент	Исходный шлам	Концентрат МПГ
Cu	25,0	0,5
Au	2,0	0,2
Ag	8,0	1,0
Se	3,0	0,05
Te	1,0	0,1
Pt	0,5	45,0
Pd	0,3	30,0
Σ ПГМ	0,8	75
Прочие (Pb, Sn, Ni, Fe, SiO_2 и др.)	60	23

творимые соединения $PbSO_4$, TeO_2 и пр. Этот остаток используется для дальнейшего выделения серебра и ПГМ;

– **Аммиачное выщелачивание серебра.** Остаток после окислительного выщелачивания содержит до 80 % исходного серебра, в форме преимущественно Ag_2SO_4 и мелких включений металлического Ag. Для селективного извлечения серебра применяли аммиачный раствор, в котором образуются растворимые амминные комплексы серебра. Кек смешивали с водным раствором аммиака концентрацией 25 % NH_3 (плотность ~0,91 г/см³) в соотношении Т:Ж = 1:3. Добавляли хлорид аммония NH_4Cl (50 г/л) для увеличения растворимости Ag_2SO_4 за счёт образования комплексных хлоридо-амминных ионов. Выщелачивание проводили при температуре 40 °C под крышкой (для уменьшения испарения аммиака) в течение 4 ч. За это время основная масса серебра (до 90-95 %) перешла в раствор: $\eta Ag \sim 90\%$. Протекали реакции: $Ag_2SO_4 + 4 NH_3 \rightarrow 2 [Ag(NH_3)_2]^{+} + SO_4^{2-}$ и $AgCl + 2 NH_3 \rightarrow [Ag(NH_3)_2]^{+} + Cl^-$.

Образовавшийся тёмно-синий раствор комплексного $[Ag(NH_3)_2]^{+}$ фильтровали от нерастворимого остатка. Для выделения серебра из аммиачного раствора можно использовать электроосаждение или цементацию. В лабораторных условиях серебро осаждали добавлением порошковой меди: протекала цементационная реакция $2[Ag(NH_3)_2]Cl + Cu \rightarrow 2 Ag \downarrow + CuCl_2 + 4 NH_3$. Выпавший серый осадок металлического серебра фильтровали, промывали; по анализам его чистота ~98 % Ag с примесями Cu, пригоден для отправки на аффинаж. Раствор после цементации (содержащий Cu^{2+} , NH_4^+ , Cl^-) возвращали на стадию обезмежднения или регенерировали;

– **Щёлочно-окислительная обработка остатка и получение концентрата МПГ.** Нерастворимый остаток после аммиачного выщелачивания представляет собой финальный твёрдый продукт, обогащённый платиновыми металлами. По нашим данным, в этом остатке сосредоточено >98 % платины и палладия от их исходного количества в шламе (потери <2 % приходятся на растворы предыдущих стадий). Однако присутствие в данном осадке посторонних примесей (соединений Pb, Te, неизвлечённого Au и Ag, оксидов Cu и др.) снижает содержание МПГ в концентрате. Для дополнительной очистки и отделения теллура применена высокотемпературная обработка в щёлочной среде. Навеску влажного остатка смешивали с твёрдой гидроксид-нитратной смесью: $NaOH$ и $NaNO_3$ в масс. соотношении 3:1 (общий расход ~50 % от массы остатка).

Смесь загружали в керамический тигель и нагревали в муфельной печи до 300-350 °C, выдерживали 1 ч при этой температуре. Происходило сухое окисление теллура и частично серы: $2Te + 2NaOH + 3O_2 \rightarrow 2 Na_2TeO_3 + 2H_2O$; селен, если присутствует, также окисляется до Na_2SeO_4 . Свинец (из $PbSO_4$) при спекании переходит в нерастворимый оксид PbO . Полученный спёк измельчали и выщелачивали горячей водой (70-80 °C, L:S = 5:1). При этом соли теллуровой и селеновой кислот переходят в раствор.

Анализ показал, что в раствор уходит до 80-85 % теллура и >95 % остаточного селена. Раствор, содержащий Na_2TeO_3/Na_2SeO_4 ,

охлаждали; при этом из него частично вываливался осадок TeO_2 (неполный гидролиз). Для полного отделения теллура раствор подкисляли до $\text{pH} 1\text{--}2$ серной кислотой – при этом теллур осаждался в виде диоксида TeO_2 . Осадок фильтровали, промывали; полученный сырой диоксид теллура (~ 90 % Te) может быть направлен на последующую вакуумную перегонку для производства товарного теллура.

Таким образом, теллур и селен, ранее мешающие выделению платиновых металлов, выделяются отдельными потоками. Твёрдый нерастворимый остаток после щелочного выщелачивания и отделения теллура представляет собой коллективный концентрат благородных металлов, обогащенный платиной и палладием. Его состав приведён в табл. 1: содержание $\text{Pt} \sim 45\%$, $\text{Pd} \sim 30\%$, $\text{Au} \sim 0,2\%$, $\text{Ag} \sim 1\%$, остальное – оксидные примеси (PbO , CuO , SiO_2 и др.). Суммарная массовая доля платиновых металлов ($\text{Pt}+\text{Pd}+\text{Rh}+\text{Ru}$) составляет порядка 75–80 %. Данный концентрат по внешнему виду – чёрно-серый порошок. Для уточнения распределения металлов между стадиями рассчитывали технологические показатели извлечения (η) и обогащения (ε). Извлечение элемента i на данной стадии определяется стандартной формулой:

$$\eta_i = \frac{m_{i,\text{продукт}}}{m_{i,\text{исх.}}} \cdot 100\% \quad (1)$$

где $m_{i,\text{продукт}}$ – масса элемента i в целевом продукте стадии, кг;
 $m_{i,\text{исх.}}$ – масса элемента i в шламе, кг.

Например, извлечение меди в раствор на стадии обезмежднения составило $\eta_{\text{Cu}} = 99,3\%$.

Степень обогащения (концентрации) элемента рассчитывается как отношение содержания элемента в продукте к содержанию в исходном сырье:

$$E_i = \frac{C_{i,\text{продукт}}}{C_{i,\text{исх.}}} \quad (2)$$

где $C_{i,\text{продукт}}$ – концентрация элемента i в полученном продукте, %;
 $C_{i,\text{исх.}}$ – концентрация элемента i в исходном шламе, %.

Для полученного концентрата ПГМ степень обогащения платины ε_{Pt} превышает 90 (то есть ~ 45% против 0,5%), палладия – окон-

то 100 (30% против 0,3%) (рис. 3). Это подтверждает высокую селективность выделения платиновых металлов предлагаемым способом [9].

На каждом этапе выполнен материальный баланс по целевым металлам. Так, суммарное извлечение меди в сернокислый раствор (после обезмежднения) и в аммиачный раствор (в незначительных количествах) составило 99,5 %, потери с твёрдым концентратом ~ 0,5 %. Извлечение золота в осадок Au после нитритного выщелачивания – 94,6 %, ещё ~4,8 % Au перешло в серебряный цемент (адсорбировалось на меди при цементации Ag), и суммарно извлечение Au достигло ~99,4 %; оставшиеся следы Au (~ 0,6 %) остались в концентрате МПГ. Извлечение серебра в цементированный порошок – 91 %, потери Ag в концентрате ~9 %. Извлечение селена – 88 % (осадок Se), ещё ~10 % ушло в раствор теллурового выщелачивания (и может быть возвращено), потери Se с концентратом ~ 2 %. Извлечение теллура (в осадок TeO_2) – 78 %, остальное (~ 22 %) осталось в концентрате ($\text{TeO}_2\text{-PbO}$ в примесях).

Несмотря на неполное отделение Te, его абсолютное содержание в концентрате – низкое (доли процента, табл. 1). Извлечение платиновых металлов Pt и Pd в конечный концентрат составило 98,5 % и 97,0 % соответственно; небольшие потери связаны с растворением следов ПГМ при окислительном выщелачивании (было обнаружено ~ 0,5 мг/л Pt и Pd в нитритном фильтрате) и механическими потерями при фильтрациях (рис. 4).

Данные показатели превосходят типичные для пирометаллургических технологий: для сравнения, при переработке шламов в печи Калдо часть палладия и родия уходит в шлак и пыль, и совокупное извлечение платиновых металлов может быть ниже 80 %. В нашей же схеме потери платиновых металлов минимальны, так как они находятся в нерастворимой форме до финальной стадии и выделяются в твёрдом остатке. На рис. 5 изображена предложенная схема производства концентрата МПГ.

Полученный концентрат МПГ может быть вовлечён в существующие процессы разделения платиновых металлов. Один из вариантов – растворение концентрата в царской водке или хлорной воде с получением хлорокомплексов $\text{Pt}(\text{IV})$ и $\text{Pd}(\text{II})$ и последующее их селективное осаждение.

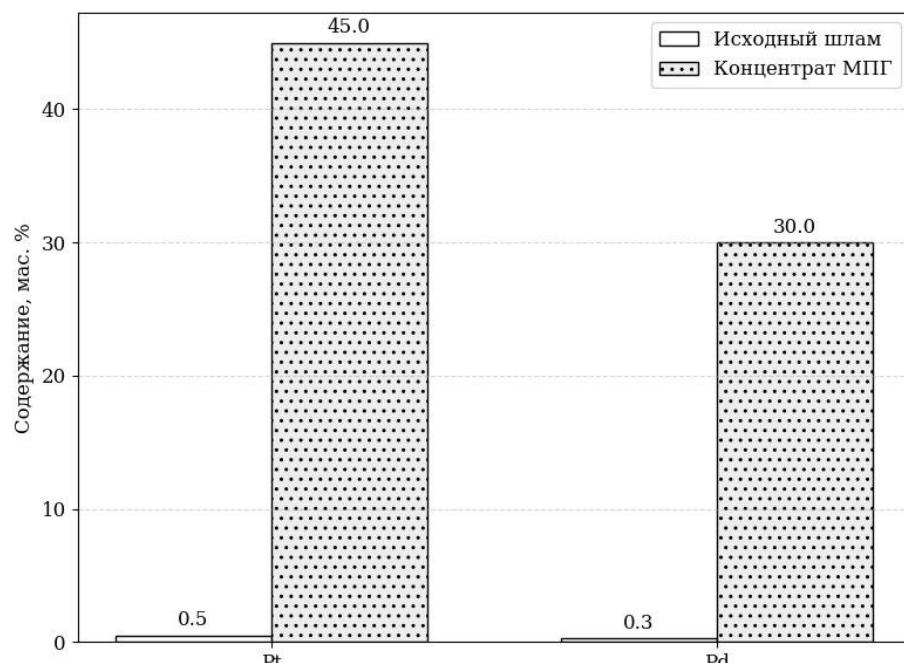


Рис. 3. Сравнение содержания платины и палладия в исходном сырье и финальном концентрате МПГ

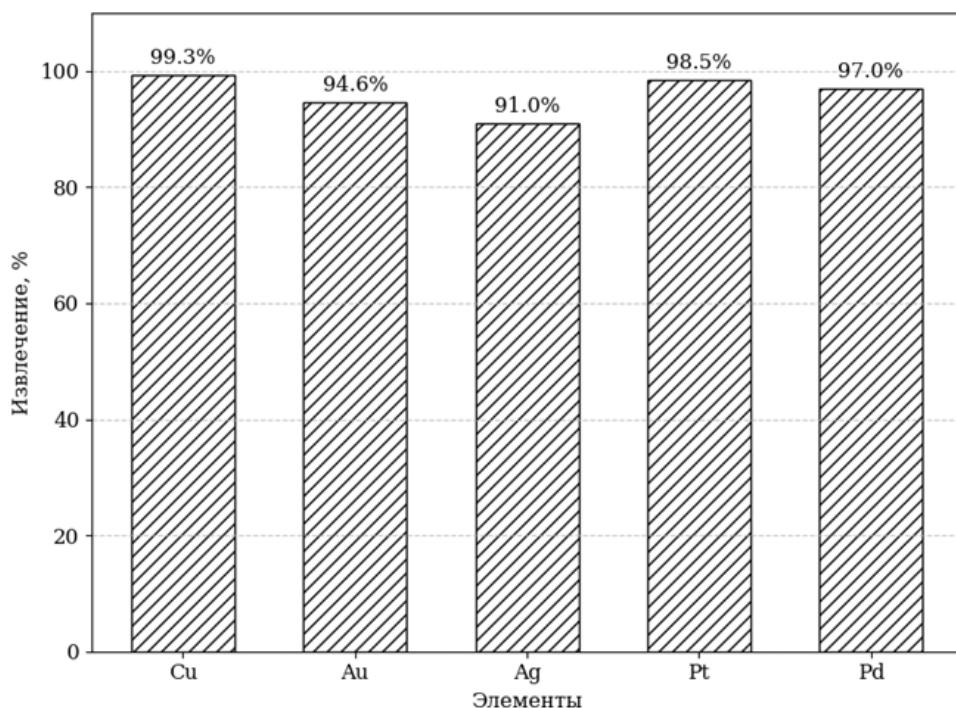


Рис. 4. Технологические показатели извлечения целевых компонентов в товарные продукты и концентраты

Известно, что платина может селективно осаждаться из хлоридных растворов добавлением хлорида аммония (образуется гексахлороплатинат аммония $(NH_4)_2[PtCl_6]$). В фильтрате при этом остаётся палладий и сопутствующие металлы. Примеси (Fe , Cu , Ni) могут быть отделены осаждением гидрокисей добавлением щёлочи. Далее палладий извлекается добавлением концентрированной HCl , вызывая образование хлоридных комплексов и их частичное превращение в осадок хлоропалладата аммония или аминных соединений (например, $[Pd(NH_3)_2]Cl_2$ при обработке аммиаком).

В литературных источниках также рекомендовано восстановительное осаждение палладия из растворов – эффективным восстановителем является гидразин, позволяющий получить порошкообразный металлический палладий высокой чистоты. Так, по данным Вохидова, сочетание селективного осаждения (NH_4Cl для Pt , гидрокиси для примесей) и восстановительной осадки палладия (HCl для образования комплекса, затем гидразин) позволяет получить палладиевый порошок с массовой долей Pd 99,5-99,9 % при сквозном извлечении палладия ~82-85 % из исходных растворов.

В рамках данной работы детальное рафинирование концентрата не проводилось, однако описанные методы могут быть применены к полученному концентратору МПГ для получения чистых индивидуальных металлов платиновой группы.

Проведенные опыты подтвердили работоспособность предложенной гидрометаллургической схемы. Все целевые компоненты извлечены на соответствующих стадиях с высокой эффективностью. Медь, никель и свинец практически полностью удаляются в начале процесса, что предотвращает их вредное влияние на последующие операции и обеспечивает получение нерастворимого остатка, обогащенного благородными металлами. Золото успешно выделено из шлама в форме элементарного осадка еще до перехода платиновых металлов в раствор – это важно, поскольку золото составляет значительную долю ценности шлама и его раннее извлечение сокращает время пребывания Au в технологической цепочке. Полученный в опытах осадок золота (после промывки и сушки) содержит >99 % Au и может быть сразу направлен в плавку

на сплитки высокой пробы (99,99 %). Селен выделен на отдельной стадии выщелачивания и осаждения, что позволяет избежать его возгонки в газ при плавке (проблема пирохем). Из полученного осадка Se (чёрный порошок) методом вакуумной сублимации планируется получать товарный селен марки СТ0 или СТ1 (чистотой >99,5 % Se). Серебро извлечено из шлама с приемлемой полнотой (~91 %) в виде цементного порошка, пригодного для переработки на аффинаж серебра.

Оставшийся в концентрате Ag (около 1 % масс.) не препятствует дальнейшему выделению платиновых металлов и при необходимости может быть удален на стадии аффинажа (например, растворением концентрата в HNO_3 с отделением $AgCl$). Теллур, являющийся нежелательной примесью в продуктах, успешно удален из концентрата на щелочной стадии – как показали исследования, без этой операции теллуриды могли бы значительно осложнить растворение ПГМ при их последующем аффинаже.

Отметим, что отсутствие газовых выбросов – важное преимущество гидрометаллургической схемы. Все реакции протекают в закрытых реакторах или емкостях; выделяющиеся газы (NO_x , SO_2) утилизируются внутри процесса (например, NO_x поглощаются в нитритном выщелачивании, SO_2 полностью реагирует при осаждении Au и затем окисляется воздухом). Это контрастирует с пирометаллургическим плавлением, где требуются мощные системы газоочистки, и всё же часть селена неизбежно уносится с дымовыми газами. Предложенная технология, напротив, локализует селен и теллур в жидких и твёрдых потоках, облегчая их последующую переработку.

Результаты сопоставимы или превосходят данные, известные для других методов. Например, в работе Ефимова и др. (Норильский никель) исследована схема восстановительного обжига шламов с последующим выщелачиванием: восстановление огарка шлама углеродсодержащим реагентом и последующая сульфатизация (обжиг с H_2SO_4 при 200 °C) позволили перевести в раствор до 99 % Ni , 99 % Cu и 90 % Fe , а нерастворимый остаток содержал 20-30 % МПГ. Данная схема близка по идеологии к нашей

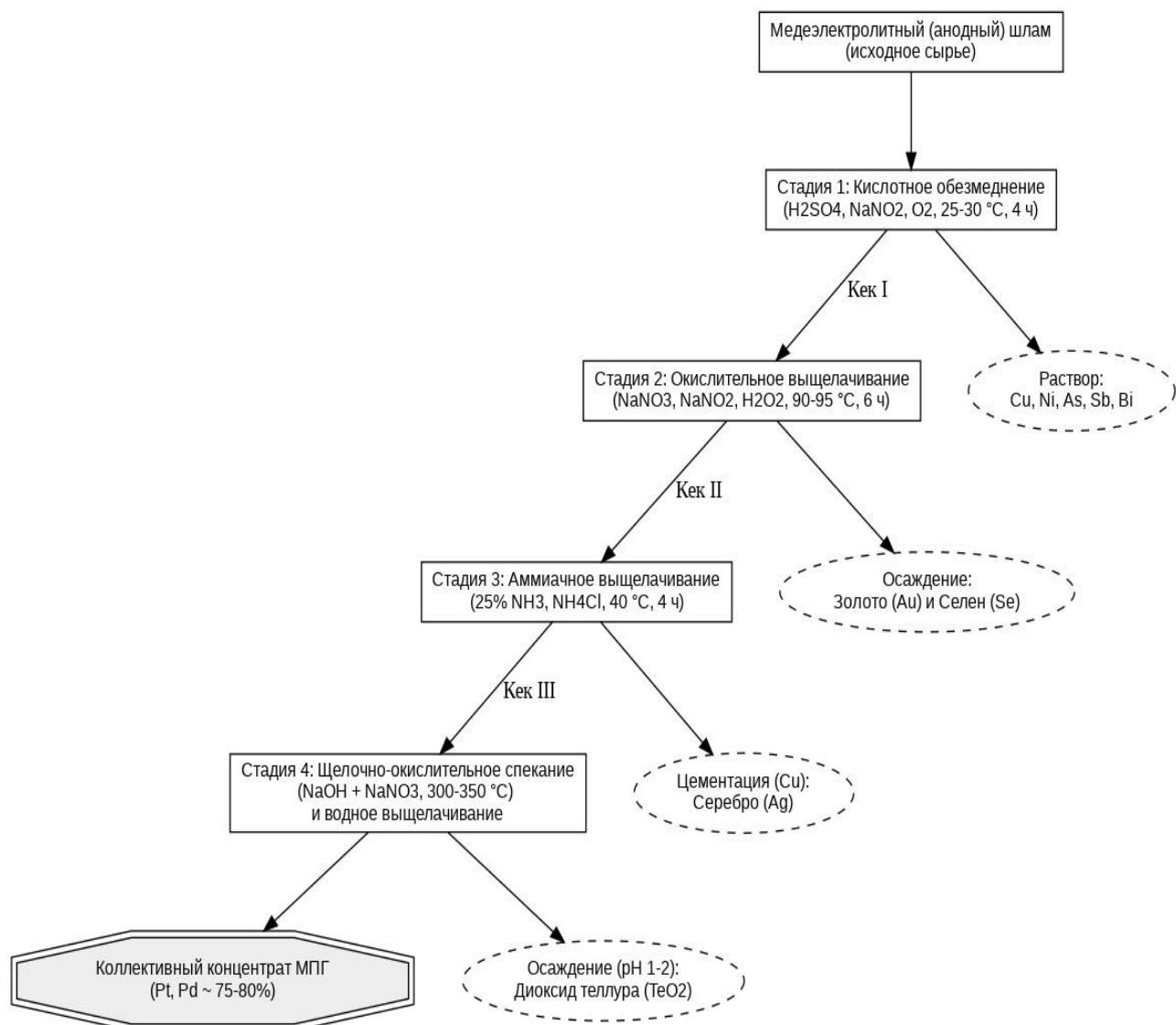


Рис. 5. Схема производства концентрата МПГ

(удаление Cu сульфатированием, получение коллективного платинового концентрата), однако требует специальной стадии высокотемпературного обжига. В предлагаемой нами технологии аналогичный эффект достигнут при более мягких условиях – медь удаляется при 25-30 °C в реакторе, а нерастворимый остаток после всех гидростадий содержит ~75 % МПГ (что значительно выше 20-30 % без дополнительной очистки).

Высокая концентрация платиновых металлов обусловлена последовательным удалением Au, Ag, Se, Te перед финальной стадией, чего не предусматривает приведённая пирогидрометаллургическая схема. Наш концентрат требует дальнейшего химического аффинажа, но аналогичное разделение Pt и Pd необходимо и для концентратов, получаемых по другим технологиям.

Извлечение платиновых металлов в нашей схеме (>97 %) заметно выше, чем, например, в технологии Балхашского завода, где при плавке шлама часть платиновых металлов улавливается лишь в пылевых шламах газоочистки и возвращается в процесс с потерями. Кроме того, совокупное извлечение Au+Ag у нас составляет ~99 %, тогда как при пирометаллургическом варианте некоторые потери

неизбежны из-за механического уноса шлаками и испарения (особенно для серебра при высоких температурах) [10, 11, 12].

Предлагаемая технология позволяет вовлечь анодные шламы в переработку без строительства дорогостоящих плавильных агрегатов, используя преимущественно существующее оборудование гидрометаллургических цехов (реакторы, фильтры и пр.).

Все реагенты, применяемые в схеме (H_2SO_4 , $NaNO_2$, $NaOH$, NH_3 , др.) являются относительно недорогими и доступными. Нитрит натрия, хотя и расходуется, частично регенерируется (превращаясь в $NaNO_3$) и может быть восстановлен электрохимически до нитрита или использован повторно.

Аммиачные растворы после цементации Ag можно повторно использовать для новых порций шлама, компенсируя потери аммиака. Щелочные выщелачивающие растворы после осаждения теллура также могут возвращаться в процесс (содержат главным образом Na_2SO_4).

Таким образом, схема может быть реализована как обращающаяся, с минимальным образованием жидких отходов. Экологическая нагрузка снижается за счёт отсутствия выбросов SO_2 и пылей,

характерных для плавки; все вредные компоненты (As, Pb) концентрируются в жидких отходах первой стадии, которые могут быть нейтрализованы известью с осаждением нерастворимых соединений (например, As – в виде железо-мышьяковых осадков типа $FeAsO_4 \cdot xH_2O$). Наша технология потенциально позволяет сократить время производственного цикла переработки шламов с недель до нескольких дней за счёт параллельного выполнения стадий и отсутствия длительных операций (например, сушки или электроррафинирования серебра). Кроме того, уменьшается объём незавершенного производства – шламы могут перерабатываться оперативно по мере накопления, а не складироваться в ожидании партии для плавки.

Выводы. Рассчитанные материальные балансы и результаты лабораторных испытаний легли в основу предложений по внедрению процесса на АО «АГМК». Предлагается организовать небольшую гидрометаллургическую линию в составе аффинажного участка: реактор обезмезднения (кипящий слой или механически перемешиваемый), реактор окислительного выщелачивания (кипящий слой с подачей газообразного NO_x , например, получаемых в нитрозном аппарате), ёмкость для цементации серебра и печь для спекания остатков.

Большая часть оборудования может быть изготовлена из кислотостойких материалов (полиэтилен, полипропилен, нерж. сталь с резиновым футерованием).

По оценкам, переработка 1 т шлама данным методом позволит извлечь до 10 кг серебра, 1-2 кг золота и несколько сотен граммов платины и палладия, что экономически оправдано. Дополнительная выручка от реализации этих металлов превысит затраты на реагенты и операционные расходы, а уменьшение объёмов хранящихся шламов снизит экологические риски.

Результаты опытно-лабораторных испытаний подтвердили эффективность разработанной технологии. Полученные показатели соответствуют целевым – достигается глубокое извлечение драгоценных металлов (включая платиновые) в товарные продукты или концентраты, а отходы процесса минимизируются и могут быть утилизированы.

Проведённая работа демонстрирует возможность эффективной переработки техногенного сырья с получением ценных металлов. Реализация предложенной технологии будет способствовать повышению комплексности использования сырья, увеличению добычи драгоценных металлов и снижению экологической нагрузки за счёт вовлечения отходов производства во вторичный цикл.

Библиографический список:

1. Moosavi-Khoonsari E., Tripathi N. Переработка анодных шламов меди с акцентом на извлечение золота: обзор традиционных и современных технологий // Processes. 2024. Т. 12, № 12. С. 2686. DOI: 10.3390/pr12122686.
2. Кенжалиев Б.К., Требухов С.А., Володин В.Н., Требухов А.А., Тулеутай Ф.Х. Извлечение селена из промпродуктов металлургического производства // Комплексное использование минерального сырья. – № 4. – Алматы: Акционерное общество «Институт металлургии и обогащения», 2018. – С. 56-64.
3. Келехсаев А.В., Кузьмина И.С., Кожанов А.Л., Леонов А.С. Исследования по оптимизации технологии переработки электролитных шламов в металлургическом цехе Медного завода ЗФ ПАО «ГМК Норильский никель» // Цветные металлы. – № 6. – М.: Руда и металлы, 2015. – С. 40-45.
4. Мельников Ю.Т., Кравцова Е.Д., Криницына Д.О. Гидрометаллургические технологии переработки шламов электроррафинирования меди и никеля // Цветные металлы. – № 12. – М.: Руда и металлы, 2018. – С. 59-63.
5. Тер-Оганесянц А.К., Анисимова Н.Н., Шестакова Р.Д. и др. Гидрометаллургическая технология переработки электролитных шламов с получением высокоселективных концентратов платиновых металлов // Цветные металлы. № 10. – М.: Руда и металлы, 2005. – С. 69-72.
6. Лапшин Д.А. Автоклавные процессы в гидрометаллургии платиновых металлов // Цветные металлы. – № 5. – М.: Руда и металлы, 2014. – С. 39-43.
7. Масюгин С.А., Ласточкина М.А., Грейвер Т.Н., Вергизова Т.В. Разработка гидрометаллургической схемы переработки медеэлектролитных шламов с получением концентрата благородных металлов. Труды XIX Международной Черняевской конференции по химии и технологии платиновых металлов. Новосибирск, 2010. Ч. 2. – С. 23-24.
8. Лапшин Д.А., Грабак Е.Ф., Кузьмина И.С., Горячева Ю.А., Кожанов А.Л. Повышение эффективности производства платиновых концентратов из электролитных шламов в ЗФ ОАО «ГМК Норильский никель». Труды III Международного конгресса «Цветные металлы». Красноярск, 2011. – С. 418-420.
9. Федосеев И.В., Баркан М.Ш. Модернизация технологии получения концентратов платиновых металлов на Медном заводе ОАО «Норильский никель» // Цветные металлы. – № 2. – М.: Руда и металлы, 2014. – С. 66-69.
10. Ефимов А.А., Леонов А.С., Кожанов А.Л., Кузьмина И.С. Переработка электролитных медных шламов с применением углеродсодержащего восстановителя // Цветные металлы. – № 6. – М.: Руда и металлы, 2018. – С. 72-78.
11. Вохидов Б.Р. Разработка технологии получения платиновых металлов из техногенных отходов. Евразийский Союз Ученых. Ежемесячный научный журнал. Серия: технические науки. 2020. Т. 75. – № 1. – Россия. – С. 38-46.
12. Хурсанов А.Х., Хасанов А.С., Вохидов Б.Р. Разработка технологии получения аффинированного палладиевого порошка из отработанных электролитов // Горный вестник Узбекистана. – № 1 (76). – Навои, 2019. – С. 58-61.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103), pp. 36-44

DEVELOPMENT AND STUDY OF A TECHNOLOGY FOR PROCESSING COPPER ELECTROLYTE SLIMES WITH PLATINUM GROUP METALS RECOVERY

Khasanov A.S., Professor, D.Sc. (Tech.), Deputy Director of the Center for Research and Implementation of Innovative Technologies (CRiVIT).
Akmalov M.L., Process Engineer.

Joint Stock Company "Almalyk Mining and Metallurgical Combine". Almalyk, Uzbekistan.

This article presents the results of the development of a hydrometallurgical technology for the comprehensive processing of copper anode slimes with the aim of extracting platinum group metals (PGMs). The study proposes a stepwise process scheme: acid decoppering, oxidative leaching with selective extraction of gold and selenium, ammonia leaching of silver, and alkali-oxidative treatment of the residue for tellurium separation and PGM concentrate production. The optimal conditions were experimentally determined as follows: decoppering of the slime with 10% H_2SO_4 and 0.5–1.0% $NaNO_2$ at 25–30°C; intensive oxidative leaching at 80–90°C in the presence of sodium nitrite for the transfer of Au and Se into solution; precipitation of Au with SO_2 and Se with Na_2SO_3 from solution; dissolution of Ag in 25% ammonia solution; roasting of the residue with $NaOH$ and $NaNO_3$ at ~300°C followed by water leaching. It is shown that this approach provides extraction yields of >99% Cu, ~95% Au, ~90% Ag, and >98% Pt and Pd. The resulting collective noble metals concentrate contains ~70–80% PGMs and can be used as raw material for the subsequent separation of individual platinum group metals. The novelty of the work lies in the development of a waste-free process without high-temperature smelting: high PGM recovery is achieved through hydrometallurgical operations while reducing losses to dust and gases. The research results demonstrate the promise of implementing the proposed technology at copper processing plants to increase the recovery of platinum group elements and to obtain highly

selective PGM concentrates.

Keywords: copper electrolyte slime, anode slime, platinum group metals, hydrometallurgy, leaching, decoppering, sulphatization, precious metals, selective precipitation, concentrate, extraction, efficiency, waste processing.

References:

1. Moosavi-Khoonsari E., Tripathi N. Copper Anode Slime Processing with a Focus on Gold Recovery: A Review of Traditional and Recent Technologies. *Processes*. 2024. 12(12):2686. DOI: 10.3390/pr12122686.
2. Kenzhaliev B.K., Trebukhov S.A., Volodin V.N., Trebukhov A.A., Tuleutay F.Kh. Extraction of selenium from metallurgical production intermediates. *Complex Use of Mineral Resources*. 2018. No. 4. Pp. 56-64.
3. Efimov A.A., Leonov A.S., Kozhanov A.L., Kuzmina I.S. Processing of copper electrolyte slimes using a carbonaceous reductant. *Non-Ferrous Metals*. 2018. No. 6. Pp. 72-78.
4. Mel'nikov Yu.T., Kravtsova E.D., Krinitsyn D.O. Hydrometallurgical technologies for processing copper and nickel electrorefining slimes. *Non-Ferrous Metals*. 2018. No. 12. Pp. 59-63.
5. Ter-Oganesyanets A.K., Anisimova N.N., Shestakova R.D., et al. Hydrometallurgical technology for processing electrolyte slimes with the production of highly selective platinum metal concentrates. *Non-Ferrous Metals*. 2005. No. 10. Pp. 6972.
6. Lapshin D.A. Autoclave processes in the hydrometallurgy of platinum group metals. *Non-Ferrous Metals*. 2014. No. 5. Pp. 39-43.
7. Mastugin S.A., Lastochkina M.A., Grejver T.N., Vergizova T.V. Development of a hydrometallurgical scheme for processing copper electrolyte slimes with the production of a noble metals concentrate. *Proceedings of the XIX International Chernyaev Conference on Chemistry and Technology of Platinum Group Metals*. Novosibirsk, 2010. Part 2. Pp. 23-24.
8. Lapshin D.A., Grabchak E.F., Kuzmina I.S., Goryacheva Yu.A., Kozhanov A.L. Increasing the efficiency of platinum concentrate production from electrolyte slimes at the Norilsk Nickel Plant. *Proceedings of the III International Congress "Non-Ferrous Metals"*. Krasnoyarsk, 2011. Pp. 418-420.
9. Fedoseev I.V., Barkan M.Sh. Modernization of the technology for producing platinum metal concentrates at the Copper Plant of Norilsk Nickel. *Non-Ferrous Metals*. 2014. No. 2. Pp. 66-69.
10. Keleksaev A.V., Kuzmina I.S., Kozhanov A.L., Leonov A.S. Research on the Optimization of Electrolyte Slime Processing Technology in the Metallurgical Workshop of the Copper Plant, Branch of PJSC "Norilsk Nickel" Mining and Metallurgical Company // *Non-Ferrous Metals*. 2015. No. 6. Pp. 40-45.
11. Vokhidov B.R. Development of Technology for Obtaining Platinum Group Metals from Technogenic Wastes // *Eurasian Union of Scientists (Technical Sciences Series)*. 2020. Vol. 75, No. 1. Pp. 38-46.
12. Khursanov A.Kh., Khasanov A.S., Vokhidov B.R. Development of technology for producing refined palladium powder from spent electrolytes. *Mining Bulletin of Uzbekistan*. 2019. No. 1(76). Pp. 58-61.

ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ С ПОСЛЕДУЮЩИМ ПОЛУЧЕНИЕМ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТНОГО КЛИНКЕРА



Хасанов А.С.,
заместитель директора
ЦРВИТ АО «Алмалыкский ГМК»,
д.т.н., профессор



Шакаров Т.И.,
доцент кафедры
«Металлургия» Алмалыкского
филиала НИТУ МИСИС,
к.т.н., доцент



Мухамедбаев А.А.,
директор
НИП ООО «АНТЕНН-БРЕНЧ»,
к.т.н., доцент



Матусаев И.К.,
главный инженер
МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК»

Xom ashyo aralashmasining turproq komponenti sifatida Olmaliq KMK MOF-2 mis-molibden rudasining flotochiqindisidan foydalanlangan holda Portlend tsement klinkerini olish masalalari ko'rib chiqilgan. Foydal qazilmalarini flotatsiya qilish va flotochiqindilarning hosisil bo'lishining asosiy masalalari muhokama qilinadi. Uch komponentli xom ashyo aralashmasini kuydirish orqali standartlarga javob beradigan Portlend tsement klinkerini olish imkoniyatini ko'rsatilgan. Texnogen chiqindilarni tsement ishlab chiqarishning muqobil xom ashyosi sifatida qo'llashning afzalliliklari qayd etilgan.

Kalit so'zlar: boyitish, flotatsiya, minerallar, flotatsiya chiqindilari, texnologiya, mis-molibden rудаси, Portlend tsement klinkeri, bog'lanmagan ohak.

Рассмотрены вопросы получения портландцементного клинкера с применением флотоотхода медно-молибденовой руды МОФ-2 АГМК в качестве глинистого компонента сырьевой смеси. Обсуждаются принципиальные вопросы флотации полезных ископаемых и образования флотоотходов. Обжиг трёхкомпонентной сырьевой смеси показал возможность получения портландцементного клинкера, соответствующего стандартам. Отмечаются преимущества применения техногенных отходов в качестве альтернативного сырья цементного производства.

Ключевые слова: обогащение, флотация, полезные ископаемые, отходы флотации, технология, медно-молибденовая руда, портландцементный клинкер, несвязанная известь.

Введение. Известно, что флотационное обогащение является одним из наиболее эффективных методов обогащения полезных ископаемых. Этот метод основан на различии поверхностных свойств минералов, а именно – их способности к смачиванию водой. Процесс базируется на различии в удельной поверхностной энергии минералов на границе раздела фаз «вода-газ» [1, 2]. Известно несколько разновидностей флотации: пенная, масляная, ионная, вакуумная, флокуляционная, электрофлотация, пенная сепарация, флотогравитация, флотация на гидрофобной твёрдой поверхности и др. Наибольшее распространение из разновидностей флотации получила пенная флотация, которая считается универсальным методом для обогащения большинства видов полезных ископаемых [3].

Согласно теории флотационного обогащения минералы, плохо смачиваемые водой, т.е. с гидрофобными свойствами, обладают способностью избирательно закрепляться на межфазной поверхности. При флотации такие частицы прилипают к пузырькам воздуха, перемещаются к поверхности пульпы благодаря подъёмной силе пузырька, образуют пену. А частицы, хорошо смачиваемые водой, т.е. гидрофильные частицы, остаются во взвешенном состоянии в объёме пульпы и удаляются с хвостами. Во флотационную машину поступает смесь тонкоизмельчённых минеральных частиц, взвешенных в воде (пульпа). В процессе движения пульпы гидрофобные частицы сталкиваются с пузырьками воздуха, прочно закрепляются на их поверхности и поднимаются вверх, формируя минерализованный пенный слой. Минерализованные пузырьки на поверхности пульпы образуют пенный слой (концентрат), а частицы пустой породы остаются в камере флотомашины и разгружаются в

качестве хвостов флотации. Образование минерализованных пузырьков является ключевым звеном флотационного обогащения, так как к ним прилипает большое количество полезных минеральных частиц. Пример закрепления частиц пириита крупностью 20-40 мкм приведён в [4] (рис. 1). Неизбежность образования отходов во флотационном обогащении медно-молибденовых руд на МОФ-2 АГМК в больших объёмах объясняется как технологией обогащения, так и составом и объёмами перерабатываемой руды. Проведённый химический анализ содержания меди и молибдена в исходных пробах руды карьера Сары-Чеку, которые в настоящее время используются на МОФ-2, составили $Cu = 0,45\%$, $Mo = 0,08\%$. Несмотря на внедрение передовых технологий флотационного обогащения, в настоящее время на отвалах АО «АГМК» в результате многолетней переработки руд, хвостов флотации скопилось около 960,5 млн. т с содержанием меди до 0,17%; шлаков пирометаллургического процесса 12,4 млн. т с содержанием меди около 0,7%; клинкера цинкового завода 533 тыс. т с содержанием меди около 1,4% [5].

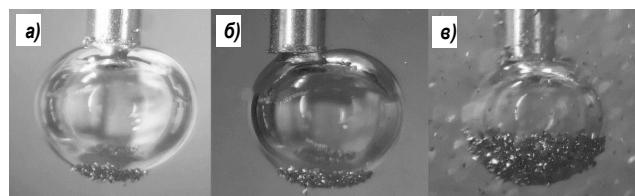


Рис. 1. Кинетика закрепления минеральных частиц на пузырьке воздуха: а – дезионизированная вода; б – сода (0,05M); в – католит

Таблица 1

Химические составы исходных материалов

Наименование	Содержание оксидов, %									
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	TiO_2	Na_2O	K_2O	п. п. п.
Известняк	3,52	2,02	0,57	52,76	1,36	0,07	0,02	0,12	0,11	41,24
Флотоотход МОФ-2	57,82	12,40	2,65	2,35	1,74	0,82	0,40	1,46	5,95	2,49
Железосодержащая добавка	36,52	7,01	44,83	3,32	1,60	1,96	0,45	0,41	2,58	0,30

Таблица 2

Расчетный вещественный и химический состав сырьевой смеси

№ п/п	Состав шихты, мас. %			kH	Модули		Расчётный химический состав сырьевой смеси, мас. %						
	Известняк	Флото-отход	ж. с. д.		p	p	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	п. п. п.
1.	78,5	17,4	4,1	0,87	2,0	1,2	14,4	4,0	3,3	42,8	1,0	0,6	33,9
2.	78,8	17,1	4,1	0,89	2,0	1,2	14,2	3,9	3,2	43,0	1,0	0,6	34,1
3.	79,2	16,9	3,9	0,91	2,0	1,2	14,0	3,9	3,2	43,2	1,0	0,6	34,2
4.	79,5	16,6	3,9	0,93	2,0	1,2	13,8	3,8	3,1	43,4	1,0	0,6	34,4

Таблица 3

Расчётный химический и минералогический состав клинкера

№ п/п	Расчётный химический состав клинкера, мас. %						kH	Модули		Расчетный минералогический состав клинкера, мас. %			
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3		p	p	C_3S	C_2S	C_3A	C_4AF
1.	21,8	6,0	4,9	64,8	1,5	0,9	0,87	2,0	1,2	51,8	25,1	7,6	15,4
2.	21,8	5,9	4,9	65,2	1,5	0,9	0,89	2,0	1,2	56,2	21,0	7,6	15,2
3.	21,3	5,9	4,8	65,6	1,5	0,9	0,91	2,0	1,2	60,5	17,0	7,5	14,9
4.	21,1	5,8	4,7	66,1	1,5	0,9	0,93	2,0	1,2	64,6	13,1	7,5	14,7

Нерудная часть хвостов флотации медно-молибденовых руд представлена кварцем, сплюдами, карбонатами, сплюподобными и глинистыми минералами, хлоритом, серицитом, каолинитом и полевыми шпатами. Судя по данным вещественного состава, рассматриваемые хвосты флотации вполне могут быть использованы в качестве глинистого компонента сырьевой смеси портландцементного клинкера [6-8]. Характерной особенностью хвостов флотации как вида техногенного сырья является их высокая степень доступности. Хвосты размещены на поверхности, залегают компактными массивами и не требуют проведения сложных и капитально-ёмких горнотехнических работ. Таким образом, исключается необходимость выполнения буровзрывных работ, экскавации монолитных пород и транспортирования вскрышных масс, что существенно снижает себестоимость их вовлечения в промышленное использование и повышает экономическую эффективность переработки.

Мировой и отечественный опыт свидетельствует о широком применении техногенных материалов в производстве портландцемента, особенно в промышленно развитых странах. В результате научных исследований разработаны эффективные направления использования промышленных отходов в качестве сырьевых компонентов, минеральных и топливозамещающих добавок. Так, отходы сталеплавильного производства АО «Узметкомбинат» (ковшевые шлаки) применяются на цементных предприятиях республики в качестве железосодержащей корректирующей добавки [8]. Фосфогипс рекомендуется к использованию в качестве сырьевого компонента для получения цементного клинкера низкотемпературного обжига [9], а также совместно с золой под наименованием «фосфозол» предлагается для получения активных минеральных добавок к цементам [10]. Отходы угледобывающей промышленности находят применение в качестве топливозамещающих добавок при производстве портландцементного клинкера, что способствует снижению энергозатрат и повышению экологической устойчивости цементного производства [11]. Техническое решение вопроса утилизации техногенных отходов, в том числе флотоотхода медно-молибденовых руд МОФ-2 в качестве сырьевого компонента сырье-

вой смеси портландцементного клинкера, позволит не только решить проблему обеспечения цементных предприятий сырьем, но и послужит оздоровлению экологической обстановки вокруг промышленных предприятий по переработке полезных ископаемых.

Материалы и методы исследования. Для расчёта состава сырьевых смесей определены химические составы исходных материалов по ГОСТ 5382-2019 Цементы и материалы цементного производства.

Методы химического анализа. Расчёты составов смесей проводились по общепринятым методикам [1] с использованием программных средств. В качестве исходных материалов приняты известняк Саук-Булакского месторождения, флотоотход медно-молибденовых руд МОФ-2 и железосодержащие добавки АГМК. Химические составы исходных материалов приведены в табл. 1.

Сырьевые смеси были обожжены при температурном интервале 1300 – 1420°C с выдержкой при конечных температурах в течение 30 мин. Определение содержания несвязанной извести (CaO_{cs}) в обожжённых продуктах сырьевых смесей проводили спиртово-глицератным методом [12]. Сырьевые материалы и продукты обжига измельчали в лабораторной мельнице МБЛ-1. Удельную поверхность определяли методом воздухопроницаемости на приборе Т-3, что позволило обеспечить сопоставимость результатов при дальнейшем анализе физико-механических свойств.

Прочностные характеристики цементных образцов определяли в соответствии с требованиями ГОСТ 30744-2001 «Цементы. Методы испытаний с использованием полифракционного песка», регламентирующего порядок подготовки образцов и условия проведения испытаний на изгиб и сжатие.

Результаты и обсуждение. Результаты химического анализа показали, что флотационные отходы медно-молибденовых руд МОФ-2 по своему химическому составу представлены преимущественно оксидом кремния (SiO_2), оксидом алюминия (Al_2O_3), оксидом железа (Fe_2O_3), а также оксидами магния (MgO), кальция (CaO) и серы (SO_3). Содержание щёлочных оксидов натрия и калия находится в пределах допустимых значений, характерных для глинисто-

го сырья, применяемого в цементной промышленности. По совокупности основных оксидных компонентов исследуемые флотационные отходы могут быть отнесены к перспективным источникам вторичного сырья, пригодного для использования при производстве портландцементного клинкера. Расчёты состава трёхкомпонентной сырьевой смеси портландцементного клинкера (табл. 2 и 3) показали принципиальную возможность получения клинкера с оптимальным минералогическим составом. Так, содержание основных клинкерных минералов может изменяться в следующих пределах (мас. %): трёхкальциевый силикат (C_3S) – от 51,8 до 65,2; двухкальциевый силикат (C_2S) – от 13,1 до 25,1; трёхкальциевый алюминат (C_3A) – от 7,5 до 7,9, четырёхкальциевый алюмоферрит (C_4AF) – от 13,7 до 15,4. Полученные значения соответствуют требованиям, предъявляемым к минералогическому составу портландцементного клинкера общестроительного назначения. Достижение указанного химического и минералогического состава сырьевой смеси и клинкера возможно при содержании в шихте известняка от 78,5 до 79,5 мас. %, флотационных отходов медно-молибденовых руд – от 16,6 до 17,4 мас. %, а также железосодержащей корректирующей добавки – от 3,9 до 4,1 мас. %.

Таким образом, флотоотходы МОФ-2 могут эффективно использоваться в качестве глинистого компонента сырьевой смеси без нарушения фазового состава клинкера и с обеспечением требуемых технологических и прочностных характеристик. Измельчённые сырьевые материалы после дозирования и взвешивания на лабораторных весах с точностью $\pm 0,1$ г в соответствии с составами, приведёнными в табл. 1, подвергались тщательному перемешиванию в лабораторной барабанной мельнице без шаровой загрузки, что обеспечивало равномерное распределение компонентов по всему объёму сырьевой смеси. Полученную шихту увлажняли водой до содержания влаги 6-8 мас. %, после чего из неё формовали образцы цилиндрической формы диаметром 50 мм и высотой 5-10 мм методом одностороннего прессования.

Такой способ формования позволял получить образцы с достаточной механической прочностью и однородной структурой, пригодные для последующего термического воздействия. Сформованные образцы подвергались сушке в электросушильном шкафу при температуре 105-110 °C до достижения постоянной массы, после чего проводили их термическую обработку в муфельной печи с программным управлением в температурном интервале 1300-1420 °C.

Режим термообработки включал следующие стадии: подъём температуры до заданного значения в течение 2 ч; выдержку при максимальной температуре 30 мин; охлаждение в печи при отключённом электропитании до температуры около 1000 °C; последующее резкое охлаждение образцов до комнатной температуры на воздухе (рис. 2). Выбранный режим термообработки моделировал условия обжига портландцементного клинкера и обеспечивал формирование характерного фазового состава исследуемых образцов. Анализ данных, представленных на рис. 3, показывает, что произ-



Рис. 2. Общий вид: а – пресс-форма; б – электропечь муфельная (до 1500 °C); в – образцы после обжига при температуре 1420°C

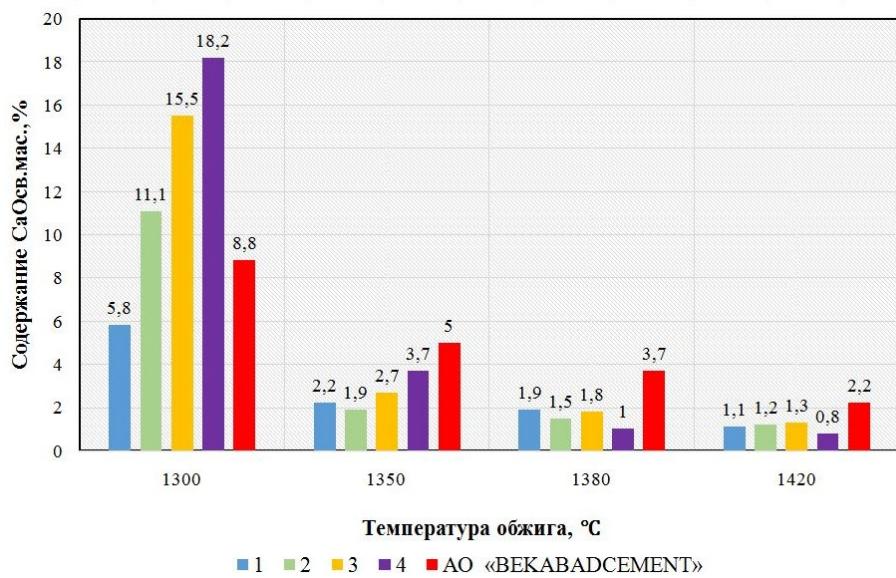


Рис. 3. Диаграмма зависимости усвоения извести от температуры (1-4 – номера проб согласно табл. 2)

водственный клинкер по содержанию свободного оксида кальция ($CaO_{в}$) даже при температуре обжига 1420 °C не достигает нижней границы допустимого значения, равного 2 %. В то же время для клинкера, полученного с использованием отходов флотации медно-молибденовых руд, данный порог достигается уже при температуре 1380 °C, что свидетельствует о более полном протекании процессов минералообразования.

Следовательно, применение флотационных отходов в составе сырьевой смеси позволяет снизить температуру обжига клинкера как минимум на 70 °C по сравнению с производственным клинкером, обжигаемым при температуре порядка 1450 °C. Уменьшение температуры обжига напрямую приводит к снижению расхода технологического топлива, а также способствует сокращению энергетических затрат и уменьшению выбросов углекислого газа в атмосферу.

Заключение. Применение отходов флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК» в качестве глинистого компонента сырьевой смеси позволяет расширить номенклатуру используемых техногенных отходов при производстве портландцементного клинкера и способствует улучшению экологической обстановки в зоне расположения промышленных предприятий. Проведённые исследования показали принципиальную возможность разработки нового состава сырьевой смеси, обеспечивающего расширение сырьевой базы цементного производства и эффективную утилизацию отходов флотации медно-молибденовых руд. При этом достигается получение портландцементного клинкера без снижения его активности при одновременном снижении энергетических затрат на процесс обжига, что подтверждает технологическую и экономическую целесообразность предлагаемого подхода.

Библиографический список:

1. Дегодя Е.Ю., Шадрунова И.В., Медяник Н.Л. Достижения, проблемы и перспективы флотационного обогащения флюоритовых руд // Материалы международной конференции «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025)». – Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025. – С. 220-223.
2. Якубов М.М., Джумаева Х.Ю., Екубов О.М., Максудходжаева М.С. Особенности флотационного обогащения медно-порфировых руд месторождения «Ёшик-І» // Тезисы Московского Международного Конгресса Обогатителей (ММКО-2025). – М.: Издательский Дом «Графит», 2025. – С. 82-83.
3. Прохоров К.В. Особенности кинетики закрепления пирита на пузырьке воздуха при электрохимической активации воды // Материалы международной конференции «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025)». – Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025. – С. 267-269.
4. Санакулов К. Обоснование и разработка технологии переработки отходов горно-металлургических производств. Дисс. ... д.т.н. – Навои, 2009. – 268 с.
5. Nimchik A.G., Usmanov H.L., Kadyrova Z.R. Properties of clinkers and cements, obtained on the basis of flotation of waste of mining processing enterprises // European Science Review. 2018. – № 9-10. – Pp. 264-268.
6. Нимчик А.Г., Усманов Х.Л., Кадырова З.Р. Влияние отходов химических производств на процессы минералообразования в портландцементном клинкере // Цемент и его применение. 2020. – № 3. – С. 96-99.
7. Шакаров Т.И., Мухамедбаев А.А., Матмусаев И.К., Турди-Ахунова З.Т. Эффективность использования флотоотхода МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК» для получения сырьевой смеси портландцементного клинкера // Тезисы Московского Международного Конгресса Обогатителей (ММКО-2025). – М.: Издательский Дом «Графит», 2025. – С. 222 (223).
8. Атабаев Ф.Б. Комплексные исследования физико-химических свойств ковшового шлака АО «Узметкомбинат» – как сырьё для получения цементного клинкера // Сб. матер. конф. «Инновационные разработки и перспективы развития химической технологии силикатных и высокотемпературных материалов». – Ташкент, 2025. – С. 224-226.
9. Рузиев Н.Р., Искандарова М.И. Физико-химические аспекты и технология получения новых специальных видов цемента с комплексным использованием отходов горно-перерабатывающих и химических производств // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2017. – № 1 (68). – С. 18-28.
10. Бегжанова Г.Б., Искандарова М. На АО «Ахангаранцемент» освоен выпуск портландцементов с новой активной минеральной добавкой «Фосфозол» // Universum: Технические науки: электрон. научн. журн. 2017. – № 12 (45). URL: <http://7universum.com/ru/tech/archive/item/5379>.
11. Malagon B., Fernandez B., De Luis J.M., Rodriguez R. Feasibility study the utilization of coal mining waste forPortland clinker production // Environmental science and pollution research. 2020. – Vol. 27. – Pp. 21-32.
12. ГОСТ 5382-2019 Цементы и материалы цементного производства. Методы химического анализа. – М.: Стандартинформ, 2019. – 66 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103), pp. 45-48

PROCESSING OF MAN-MADE FLOTATION WASTE WITH SUBSEQUENT PRODUCTION OF PORTLAND CEMENT CLINKER

¹Khasanov A.S., Professor of the Department of Metallurgy, Doctor of Technical Sciences.

¹Shakarov T.I., Associate Professor of the Department of Metallurgy, Candidate of Technical Sciences.

²Mukhamedbaev A.A., Director of the Research Institute, Candidate of Technical Sciences.

³Matmusaev I.K., Chief Engineer of the MOF-2.

¹Almalik branch of NUST MISIS. Almalik, Uzbekistan.

²The scientific research company “ANTENN-BRANCH LLC”. Tashkent, Uzbekistan.

³Almalik Mining and Metallurgical Combine Joint Stock Company. Almalik, Uzbekistan.

The issues of obtaining Portland cement clinker using the flotation waste of copper-molybdenum ore MOF-2 AGMK as a clay component of the raw material mixture are considered. The fundamental issues of mineral flotation and the formation of flotation waste are discussed. Firing of a three-component raw material mixture shows the possibility of obtaining Portland cement clinker that meets the standards. The advantages of using man-made waste as an alternative raw material for cement production are noted.

Keywords: enrichment, flotation, minerals, flotation waste, technology, copper-molybdenum ore, Portland cement clinker, loose lime.

References:

1. Degodya E.Yu., Shadrunova I.V., Medyanik N.L. Achievements, Challenges, and Prospects of Flotation Beneficiation of Fluorite Ores. In: Proceedings of the International Conference "Innovative Processes of Integrated and Deep Processing of Natural and Unconventional Mineral Raw Materials (Plaksin Readings – 2025)". – Yekaterinburg: Fort-Dialog Iset Publishing House, 2025. – Pp. 220-223.
2. Yakubov M.M., Dzhumaeva Kh.Yu., Yokubov O.M., Maksudkhodzhaeva M.S. Features of Flotation Beneficiation of Copper Porphyry Ores from the "Yoshlik I" Deposit. In: Abstracts of the Moscow International Mineral Processing Congress (MIMPC-2025). – Moscow: Graphite Publishing House, 2025. – Pp. 82-83.
3. Prokhorov K.V. The peculiarity of the kinetics of pyrite fixation on an air bubble during electrochemical activation of water // Proceedings of the international conference "Innovative processes of complex and deep processing of natural and non-traditional mineral raw materials (Plaksin readings – 2025)". Yekaterinburg : Fort-Dialog Iset Publishing House, 2025. – Pp. 267-269.
4. Sanakulov K. Substantiation and development of waste processing technology for mining and metallurgical industries. Dissertation ... Doctor of Technical Sciences. – Navoi, 2009. – 268 p.
5. Nimchik A.G., Usmanov H.L., Kadyrova Z.R. Properties of Clinkers and Cements Obtained Using Flotation Waste from Mining and Processing Enterprises. European Science Review, 2018, No. 9-10. Pp. 264-268.
6. Nimchik A.G., Usmanov H.L., Kadyrova Z.R. Influence of Chemical Industry Wastes on Mineral Formation Processes in Portland Cement Clinker. Cement and Its Applications, 2020, No. 3. Pp. 96-99.
7. Shakarov T.I., Mukhamedbaev A.A., Matmusaev I.K., Turdi-Akhunova Z.T. Efficiency of Using Flotation Waste from MOF-2 of JSC "Almalik Mining and Metallurgical Complex" for the Production of Portland Cement Clinker Raw Mix. In: Abstracts of the Moscow International Mineral Processing Congress (MIMPC-2025). – Moscow: Graphite Publishing House, 2025. Pp. 222-223.
8. Atabaev F.B. Comprehensive Study of the Physicochemical Properties of Ladle Slag from JSC "Uzmetkombinat" as Raw Material for Portland Cement Clinker Production. In: Proceedings of the Conference "Innovative Developments and Prospects for the Advancement of Chemical Technology of Silicate and High-Temperature Materials". – Tashkent, 2025. – Pp. 224-226.
9. Ruziev N.R., Iskandarova M.I. Physicochemical Aspects and Technology for Producing New Special Types of Cement with Integrated Utilization of Mining, Processing, and Chemical Industry Wastes. Mining Bulletin of Uzbekistan, 2017. – No. 1 (68), pp. 18-28.
10. Begzhanova G.B., Iskandarova M. Production of Portland Cements with a New Active Mineral Additive "Phosphozol" Implemented at JSC "Ahangarancement". Universum: Technical Sciences, electronic scientific journal, 2017. – No. 12 (45). Available at: <http://7universum.com/ru/tech/archive/item/5379>.
11. Malagon B., Fernandez B., De Luis J.M., Rodriguez R. Feasibility Study on the Utilization of Coal Mining Waste for Portland Clinker Production. Environmental Science and Pollution Research, 2020. – Vol. 27, pp. 21-32.
12. GOST 5382-2019. Cements and Cement Production Materials. Methods of Chemical Analysis. – Moscow: Standartinform, 2019, 66 p.

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ПОДХОДА К ПОИСКУ СПОСОБОВ ОЧИСТКИ СБРОСНЫХ ВОД ПРИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД ДРАГОЦЕННЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ



Курбанов М.А.,
начальник ЦНИЛ
АО «НГМК», д.т.н.



Салимов Ш.Г.,
начальник лаборатории по решению
водных проблем
ЦНИЛ АО «НГМК»



Кулбаева К.Б.,
инженер-исследователь лаборатории
по решению водных проблем
ЦНИЛ АО «НГМК»



Бахадирова Н.Б.,
инженер-исследователь лаборатории
по решению водных проблем
ЦНИЛ АО «НГМК»

Maqolada dunyo aholisining katta qismi suv resurslari tanqis bo'lgan hududlarda yashayotgani, va bu muammlo 2050-yilga borib yanada keskinlashishi ta'kidlanadi. Ushbu holat mavjud suv resurslaridan oqilona foydalananish, shuningdek, gidrometallurgiya zavodlarining oqava suvlarini samarali tozalash va texnik suv sifatida qayta ishlashning muhimligini ko'rsatadi. Metallurgiya korxonalarini misolida turli oksidli va sulfidli rudalarini qayta ishlash jarayonlarida foydalilanildigan texnik suv hamda oqava suvlarining kimyoiy tarkibi tahil qilingan. Laboratoriya tadqiqotlari natijalariga ko'ra, suv tarkibida sianidlar, rodanidlar, og'ir metallar, quruq qoldiq miqdori hamda umumiy qattiqlik darajasi me'yordan yuqori ekanligi aniqlangan. Olingan natijalar oqava suvlarini texnik suv sifatiga qadar tozalash usulalarini ishlab chiqish zarurligini ko'rsatadi. Bu esa ishlab chiqarish jarayonlarida suvni qayta ishlash imkonini berib, tabiiy suv manbalari dan foydalananishni sezilarli darajada kamaytiradi hamda ekologik barqarorlikni ta'minlashga xizmat qiladi.

Kalit so'zlar: Suv resurslari tanqisligi, oqava suvlarini qayta ishlash, gidrometallurgiya, gidrometallurgiya oqava suvlarini tozalash, texnik suv, og'ir metallar, oqava suvlar tarkibi, suvdagi sianid va rodanid birikmalari, oqava suvlarining kimyoiy tahilili, oqava suvlarini tozalash texnologiyalari, quruq qoldiq miqdori, suvning qattiqlik darajasi.

В статье отмечается, что значительная часть населения мира проживает в районах с дефицитом водных ресурсов, и эта проблема к 2050 году будет только обостряться. В такой тенденции подчёркивается важность рационального использования существующих водных ресурсов, а также эффективной очистки и повторного использования сточных вод гидрометаллургических заводов в качестве технической воды. На примере металлургических предприятий приведён химический анализ состава технической воды, используемой в процессах переработки различных оксидных и сульфидных руд, а также сточных вод. Лабораторными исследованиями определены повышенные содержания цианидов, роданидов, тяжёлых металлов, сухого остатка и показателей общей жёсткости воды. Данные результаты указывают на важность поиска путей очистки сбросных вод до качества технической воды с целью возврата их на нужды производства. Это позволит в значительной мере сократить водопотребление от природных источников и создаст условия для сохранения экологической устойчивости.

Ключевые слова: Дефицит водных ресурсов, переработка сточных вод, гидрометаллургия, очистка сточных вод гидрометаллургии, техническая вода, тяжёлые металлы, сточных вод, цианиды и роданиды в воде, химический анализ сточных вод, технологии очистки сточных вод, сухой остаток, жёсткость воды.

Введение. В настоящее время почти половина населения Земли проживает в районах, испытывающих дефицит водных ресурсов. По прогнозам специалистов, к 2050 году данную проблему могут ощутить на себе 5,7 млрд. человек. С учётом этого, рациональное использование существующих водных ресурсов и внедрение современных технологий их очистки приобретает глобальное значение. В частности, в промышленной сфере, особенно в гидрометаллургических процессах, очистка сточных вод и их повторное использование в других этапах производства в качестве технической воды может стать эффективным решением проблемы дефицита воды. Однако наличие различных химических веществ и тяжёлых металлов в таких стоках требует разработки специальных технологий очистки, позволяющих приблизить качество воды к показателям технической.

Научная новизна данного исследования заключается в изучении кинетики сорбции роданид-ионов (SCN^-) с последующим определением эффективного способа десорбции насыщенного ионита. Такой подход позволяет не только количественно оценить

динамическую обменную ёмкость смол, но и разработать технологическое решение, обеспечивающее непрерывный замкнутый цикл очистки воды от роданидов.

Впервые предлагается последовательность операций, позволяющая интегрировать сорбционные процессы с регенерацией и повторным использованием ионита в условиях гидрометаллургических производств.

На сегодняшний день во многих странах существуют и развиваются гидрометаллургические предприятия, мини-фабрики и цеха по переработке различных оксидных и сульфидных руд с извлечением из них драгоценных и цветных металлов. Как правило, в результате переработки руд вода загрязняется различными примесями и после завершения технологического цикла направляется в хозяйства по хранению отходов.

Методы исследования. При лабораторных исследованиях состава сточных вод, было установлено, что концентрации цианидов, роданидов и тяжёлых металлов в сточных водах значительно превышают допустимые нормы для технической воды.

Таблица 1

Результаты химического анализа сточных вод гидрометаллургических предприятий

Определяемые параметры	Ед. изм.	Качественные нормы технической воды	Проба № 1	Проба № 2	Проба № 3	Проба № 4	Проба № 5	Проба № 6	Проба № 7
Водородный показатель	pH	6-9	7,4	8,3	7,8	8,7	7,3	6,7	9,0
Взвешенные вещества	мг/л	25	81,3	46,9	146,2	14,2	262,3	33,1	64,2
Сухой остаток	мг/л	1500	8342,6	7392,6	9504,0	2011,8	17378,0	4294,6	12604,0
Общая жёсткость	мг-экв/л	10	42,9	32,9	72,0	5,0	36,7	25,0	24,5
Кальций (Ca^{2+})	мг/л	–	581,2	661,3	581,2	100,2	501,0	420,8	491,0
Магний (Mg^{2+})	мг/л	–	170,2	<1,0	523,0	<1,0	142,9	<1,0	<1,0
Железо ($Fe_{\text{ж}}$)	мг/л	0,3	0,06	0,07	0,28	0,42	0,26	0,06	66,7
Хлориды (Cl^-)	мг/л	350	908,5	605,9	1200,7	113,2	1152,1	634,7	1843,4
Нитриты (NO_2^-)	мг/л	3,0	11,5	2,0	1,44	0,44	0,02	17,1	3,0
Нитраты (NO_3^-)	мг/л	45,0	8,6	44,5	82,7	13,7	5,1	77,2	27,8
Сульфаты (SO_4^{2-})	мг/л	500	2202,7	1820,9	2014,0	944,4	1522,6	1785,0	2286,2
Роданиды (SCN^-)	мг/л	–	7,1	7,3	748,0	12,19	90,1	1,0	43,6
Цианиды (CN^-)	мг/л	0,035	10,0	2,67	0,21	2,7	0,62	<0,01	0,9
Марганец (Mn)	мг/л	0,1	0,29	<0,001	0,56	<0,001	0,05	0,031	<0,001
Свинец (Pb)	мг/л	0,03	0,03	0,05	0,03	0,05	0,05	<0,01	0,07
Медь (Cu)	мг/л	1,0	1,34	1,74	4,2	0,89	0,22	11,1	15,7
Хром (Cr)	мг/л	0,05	0,06	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,01	0,003
Никель (Ni)	мг/л	0,1	0,79	0,68	8,9	0,39	0,21	0,49	8,2
Кобальт (Co)	мг/л	0,1	0,55	0,27	2,1	0,2	0,75	0,29	9,5
Карбонаты (CO_3^{2-})	мг/л	–	<8,0	<8,0	84,0	<8,0	<8,0	24,0	48,0
Гидрокарбонаты (HCO_3^-)	мг/л	–	158,6	109,8	244,0	183,0	85,4	73,2	170,8
Калий (K)	мг/л	–	299,1	465,4	453,7	76,8	110,2	65,83	100,0
Натрий (Na)	мг/л	–	1168,0	1631,5	1168,4	607,5	4475,0	1350,5	2588,7
Цинк (Zn)	мг/л	3,0	0,012	0,03	0,03	0,02	0,04	0,03	0,053

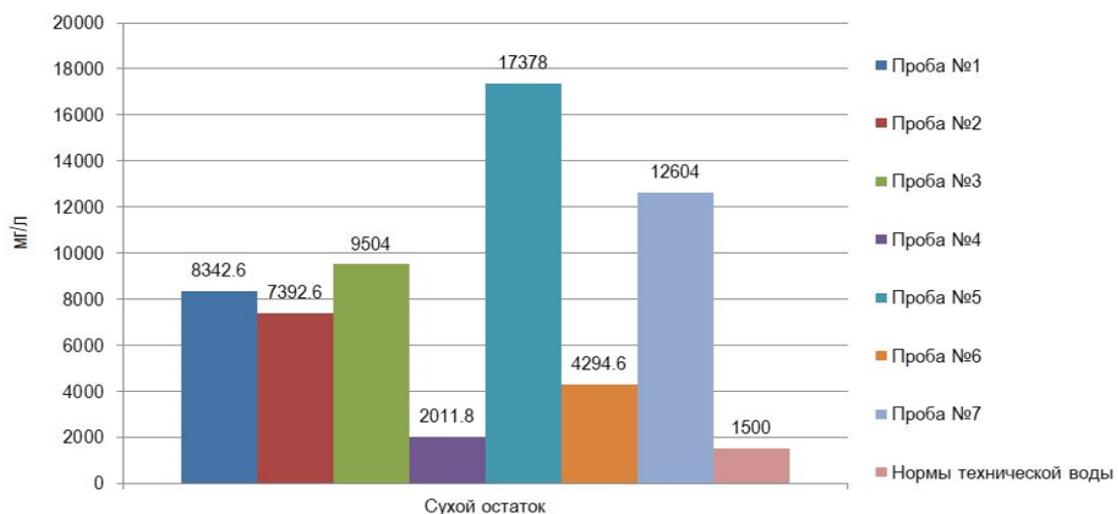


Рис. 1. Результаты определения сухого остатка в пробах сточных вод гидрометаллургических предприятий

В табл. 1 ниже приведены усреднённые результаты химического анализа сточных вод гидрометаллургических предприятий.

Согласно результатам, приведённым в табл. 1, содержание сухого остатка в сточных водах, образующихся после гидрометаллургических процессов, превышает нормативы качества технической воды в 12 раз; общая жёсткость воды – в 7 раз; содержание хлоридов – в 5 раз; содержание сульфатов – в 4,5 раза; содержание цианидов – в 250 раз; а содержание других тяжёлых металлов превышает нормы в 3-7 раз.

На рисунках 1, 2, 3 представлены графические данные по содержанию сухого остатка, общей жесткости и роданидов в пробах

сточных вод гидрометаллургических заводов по сравнению с нормативными показателями технической воды. В рамках разработки технологии очистки сточных вод, образующихся в результате гидрометаллургических процессов и возврата очищенных сточных вод в гидрометаллургическое производство были проведены следующие экспериментальные работы и получены соответствующие результаты. Для очистки сточных вод от взвешенных веществ в лабораторных условиях применялись методы коагуляции и флокуляции.

При проведении процесса коагуляции-флокуляции были использованы следующие химические реагенты:

– сульфат алюминия $[Al_2(SO_4)_3]$;

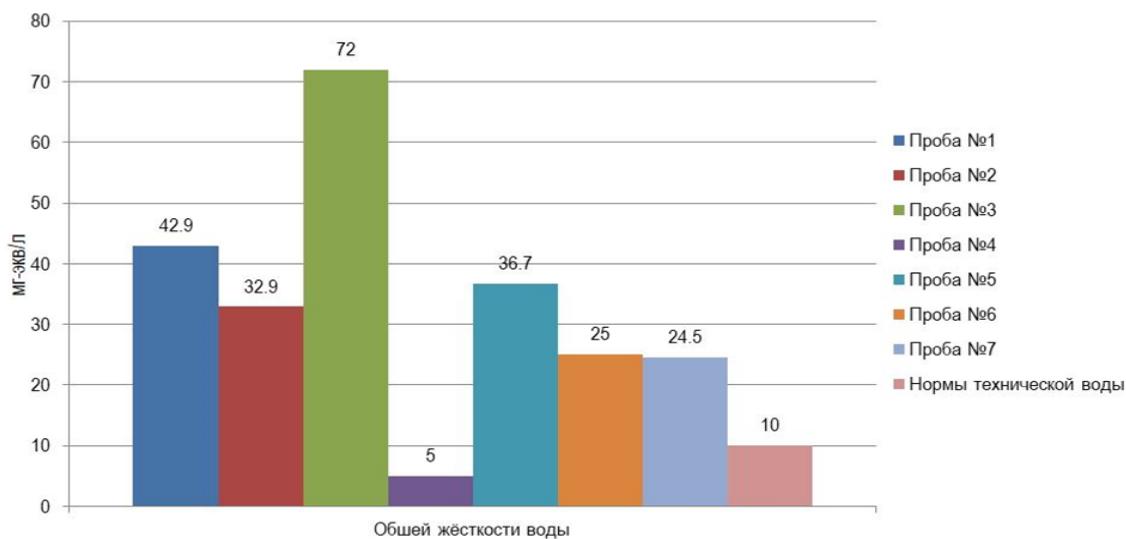


Рис. 2. Результаты определения общей жёсткости в пробах сточных вод гидрометаллургических предприятий

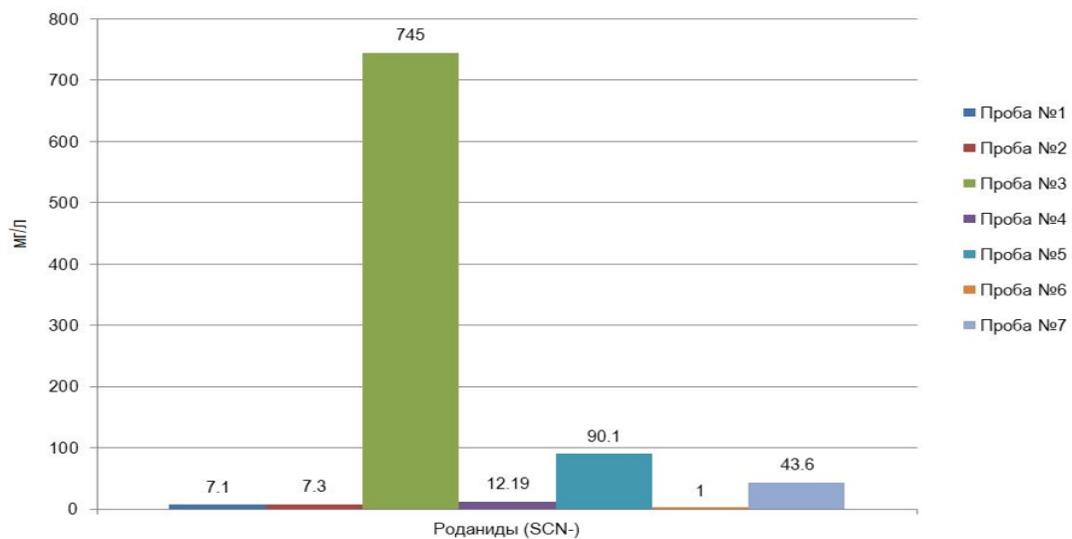


Рис. 3. Результаты определения концентрации роданидов в пробах сточных вод гидрометаллургических предприятий

Таблица 2
Результаты испытания смол для сорбции роданидов из сточной воды в статических условиях
(Исходная вода: $[SCN^-] = 748,0 \text{ мг/л}$)

№ образца	Тип анионита	Концентрация SCN ⁻ в маточном растворе сорбции, мг/л
1	Смешанной основности	89
2	Сильноосновная	63

– гидроксид кальция $[Ca(OH)_2]$;
– раствор полиэлектролита [Proestol 2500].

В процессе коагуляции-флокуляции в сточные воды первоначально добавляли $Al_2(SO_4)_3$ и $Ca(OH)_2$ и перемешивали в течение 20 мин, затем добавляли раствор Proestol 2500 и перемешивали в течение 5 мин. В результате содержание взвешенных веществ в образце сточной воды снизилось от до 19 мг/л.

Аналогично для снижения жесткости сточной воды также использовали метод коагуляции и флокуляции. Для этого были



Рис. 4. Схема лабораторной установки для проведения исследований по сорбционной очистки от роданидов в динамических условиях

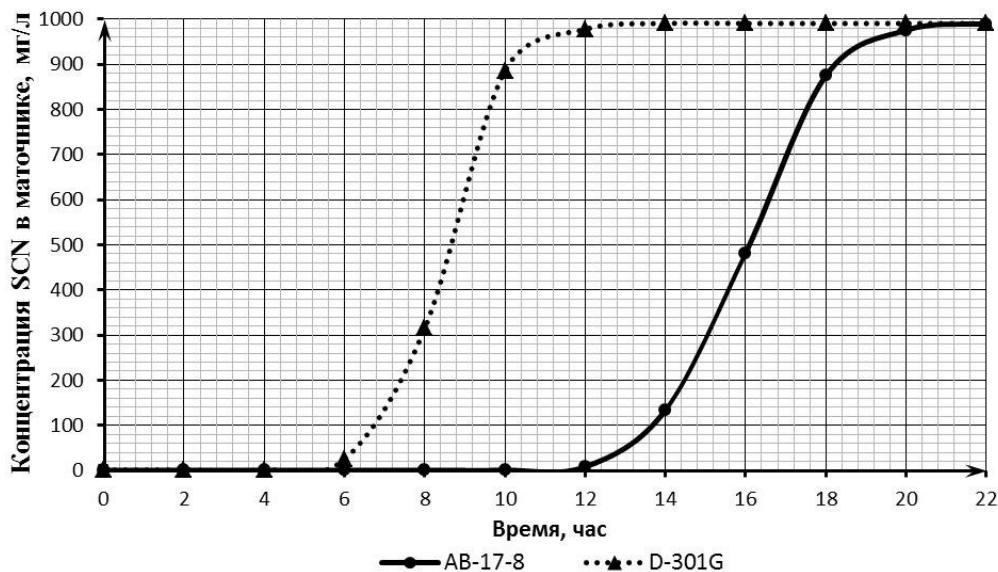
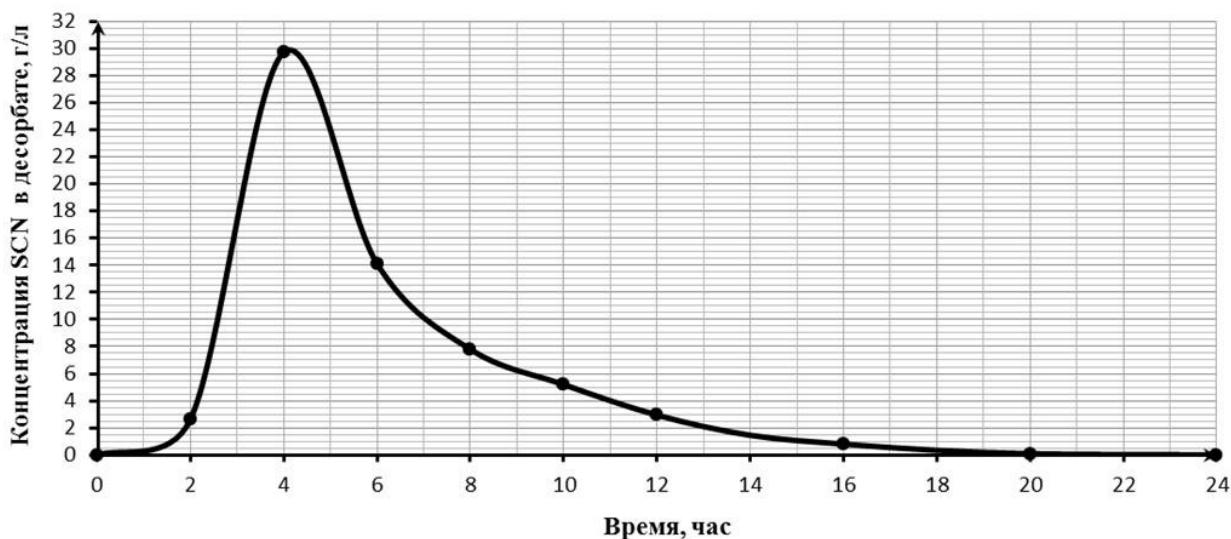


Рис. 5. Графики выходных криевых сорбции SCN-ионов:

образец № 1;

образец № 2



использованы следующие химические реагенты:

- раствор хлорид железо (III) $[FeCl_3 \cdot 6H_2O]$;
- порошок карбоната натрия $[Na_2CO_3]$;
- раствор полиэлектролита $[Proestol 2500]$.

В данном методе коагуляции-флокуляции в исследуемую пробу первоначально добавляли $FeCl_3 \cdot 6H_2O$ и Na_2CO_3 и перемешивали в течение 30 мин, затем добавляли раствор Proestol 2500 и перемешивали в течение 10 мин. В результате общая жесткость воды в пробе сточной воды снизилась до 11 мг-экв/л. Для удаления роданид-ионов из сточных вод применяли метод ионного обмена. В качестве сорбентов использовались ионообменные смолы с различными функциональными группами: сильноосновными, смешанной основности.

Эффективность сорбентов оценивалась по степени снижения концентрации роданид-ионов в маточных растворах после сорбции. Результаты испытаний приведены в табл. 2.

Результаты. Как следует из результатов, представленных в табл. 2, оба образца обладают сорбционными способностями в отношении роданидов. В результате их применения концентрация роданид-ионов в маточных растворах снизилась до 89 мг/л (образец 1) и 63 мг/л (образец 2), что указывает на высокую эффективность исследованных сорбентов.

На основании полученных данных было принято решение о проведении последующих исследований в динамических условиях с использованием сорбентов на обои образцах № 1 и № 2. Процесс сорбции продолжался до момента полного проскока, то есть до достижения полной динамической обменной ёмкости. По завершении эксперимента сорбент подвергался анализу на содержание поглощённых роданидов. Лабораторная установка, для проведения сорбционных испытаний в динамических условиях, представлена на рис. 4.

Результаты исследований насыщения ионита в динамических условиях представлены в табл. 3. Как следует из данных табл. 3,

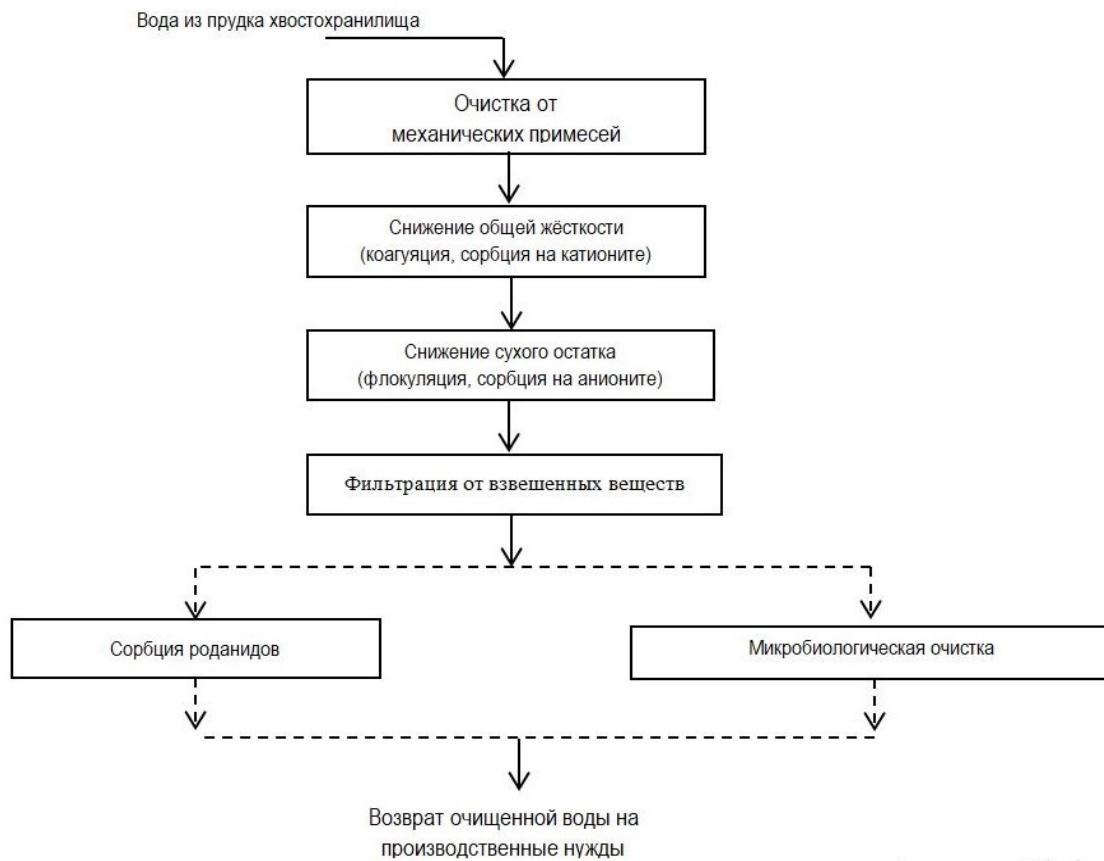


Рис. 6. График выходной кривой десорбции SCN^- из насыщенного ионита образца № 2

динамическая обменная ёмкость (ДОЁ) для образца 1 достигает- ся при пропускании 30 m^3 раствора на 1 m^3 смолы, тогда как для образца 2 – при $70\text{ m}^3/\text{m}^3$. Полная динамическая обменная ёмкость (ПДОЁ) достигается для образца 1 при $70\text{ m}^3/\text{m}^3$, а для образца 2 – при $100\text{ m}^3/\text{m}^3$. При достижении ПДОЁ насыщение смол роданидом составило 75 мг/г для образца 1 и 152 мг/г для образца 2.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что для очистки воды от роданидов целесообразно использовать сильноосновные аниониты.

На основе результатов испытаний образцов ионитов в динамических условиях построены график выходных кривых сорбции (рис. 5) на которой наглядно видно преимущество сильноосновного анионита – образец № 2.

Так же полученные динамические характеристики ионита позво- лили определить оптимальную для очистки от SCN^- удельную нагрузку в пределах 3-5 объёмов очищаемой воды на один объем ионита в час, при этом степень извлечения SCN^- из сточной воды составил 98,7 %.

На следующем этапе испытаний изучены способы десорбции насыщенного роданидом образца № 2 в динамических условиях с подбором реагентов и условий. Наилучшие показатели десорбции были получены в нитратной среде с подогревом до 50°C , при котором степень десорбции роданидов составила 96,5 %. Содержание SCN^- в образованных десорбатах составило до 1000 мг/л . График выходной кривой десорбции SCN^- из насыщенного ионита образца № 2 приведён на рис. 6.

Ниже приведена принципиальная последовательность опера- ций для очистки сточных вод и её возврата в производство на при- мере гидрометаллургической переработки сульфидных руд (рис. 7)

Обсуждение. Полученные результаты позволяют провести сравнительный анализ разработанной технологии с альтернативными методами очистки сточных вод, содержащих роданид-ион. Следует подчеркнуть, что до настоящего времени в мировой практике переработки сульфидных руд методом бактериального выщелачивания не нашли промышленного внедрения способы очистки роданидсодержащих сточных вод с использованием сорбционных методов. Это связано преимущественно с недостаточной изученностью кинетики сорбции SCN^- и механизмов регенерации насыщенного ионита, что ограничивало возможности масштабирования.

Выводы. Проведённый химический анализ сточных вод гидро- металлургических заводов показал значительное превышение допустимых нормативов по содержанию цианидов, роданидов, тяжёлых металлов, сухого остатка и общей жёсткости воды. Это свидетельствует о высокой степени загрязнения технических вод после гидрометаллургических процессов. Концентрации таких вредных компонентов, как цианиды превышают нормы более чем в 250 раз, а сухой остаток и жёсткость воды – соответственно в 12 и 7 раз, что делает использование этих сточных вод без дополнительной очистки невозможным. Лабораторные исследования продемонстрировали высокую эффективность коагуляции-флокуляции с исполь- зованием сульфата алюминия ($Al_2(SO_4)_3$), гидроксида кальция ($Ca(OH)_2$) и полиэлектролита Proestol 2500.

В результате обработки содержание взвешенных веществ сни- зилось до 19 мг/л , что соответствует требованиям к технической воде. Рекомендуется внедрение данного метода на промышленных объектах для эффективного удаления взвешенных загрязнений из сточных вод. Применение коагуляции-флокуляции с реагентами хлорид железа (III) ($FeCl_3 \cdot 6H_2O$), карбонат натрия (Na_2CO_3) и

Proestol 2500 позволило уменьшить общую жёсткость воды до 11 мг-экв/л, что соответствует нормативам технической воды.

Метод рекомендуется для использования на производстве с целью предотвращения образования накипи и коррозии оборудования. Сорбционные исследования показали, что ионообменные смолы с сильноосновными функциональными группами обладают наилучшей эффективностью по удалению роданидов из сточных вод. Для промышленного применения рекомендуется использование ионообменных колонн с такими смолами для глубокой очистки сточных вод от роданид-ионов.

Альтернативным методом для очистки сточных вод от роданидов в больших масштабах может служить биохимический способ с

применением активного ила, способного разрушать роданиды. Конечно, данный метод требует больших капитальных вложений, но расходы на текущую эксплуатацию значительно малы по сравнению с применением сорбционных методов очистки.

Для эффективного снижения уровня загрязнения необходима разработка и внедрение современных технологий очистки, способных значительно уменьшить содержание токсичных веществ в сточных водах и позволит их безопасное повторное использование в технологических процессах. Обеспечение устойчивого водопользования на гидрометаллургических предприятиях способствует снижению нагрузки на природные водные ресурсы и улучшению экологической ситуации в регионе.

Библиографический список:

1. Френк Н.К. Книга Налко о воде. – М.: McGraw-Hill Book Company, Нью-Йорк: 1989. – С. 198-199.
2. Гречко А.В., Соловьев 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.
3. Петров И.Н., Соловьев П.О. Методики сорбции роданидов из сточных вод с использованием ионитов. // Водоснабжение и водоотведение. – М.: Недра, 2019. – № 34(3). – С. 102-115.
4. 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.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, № 4 (103) pp. 49-54

FUNDAMENTAL PRINCIPLES FOR APPROACHING THE SELECTION OF METHODS FOR TREATMENT OF DISCHARGE WATERS IN HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF PRECIOUS AND NON-FERROUS METAL ORES

Kurbanov M.A., Head of Department, Dr. Sci. (Engineering).

Salimov Sh.G., Head of the Laboratory for Water-Related Solutions.

Kulbaeva K.B., Research Engineer, Laboratory for Water-Related Solutions.

Bakhadirova N.B., Research Engineer, Laboratory for Water-Related Solutions.

Central Research Laboratory, JSC "NMMC", Navoi, Uzbekistan.

A significant proportion of the world's population currently resides in regions experiencing water scarcity, and according to forecasts, this problem is expected to intensify by 2050. Under these conditions, the rational use of available water resources, as well as effective treatment and reuse of wastewater from hydrometallurgical plants as process water, becomes increasingly important. Using metallurgical enterprises as case studies, this paper presents a chemical analysis of the composition of process water used in the processing of various oxide and sulfide ores, as well as of industrial wastewater. Laboratory studies revealed elevated concentrations of cyanides, thiocyanates, heavy metals, total dissolved solids, and indicators of total water hardness. The obtained results demonstrate the necessity of developing and selecting effective methods for treating discharge waters to the quality of process water suitable for reuse in production cycles. Implementation of such approaches can significantly reduce freshwater consumption from natural sources and contribute to maintaining environmental sustainability.

Keywords: Water resource scarcity; wastewater recycling; hydrometallurgy; treatment of hydrometallurgical wastewater; process water; heavy metals; industrial wastewater; cyanides and thiocyanates in water; chemical analysis of wastewater; wastewater treatment technologies; total dissolved solids; water hardness.

References:

1. Frenk N.K. Nalco Water Handbook. Moscow: McGraw-Hill Book Company, New York, 1989, pp. 198-199.
2. Grechko A.V., Soloviev I.N., Krainov A.D., et al. Technologies for wastewater treatment in the gold mining industry. Ecology and Water Resources, Moscow: Nauka, 2020, 25(4), pp. 223-231.
3. Petrov I.N., Soloviev P.O. Methods for thiocyanate sorption from wastewater using ion-exchange resins. Water Supply and Sanitation, Moscow: Nedra, 2019, 34(3), pp. 102-115.
4. Krainov A.D., Skachkov I.P. Studies on the application of sorption technologies in water treatment. Environmental Technologies in Industry, Moscow: Nauka, 2021, 12(1), pp. 47-58.

ИССЛЕДОВАНИЕ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРОДУКТОВ ВЗРЫВА С ЗАБОЙКОЙ В СКВАЖИНЕ



Умаров Ф.Я.,
директор
АФ НИТУ МИСИС,
д.т.н., профессор



Худайбердиев О.Ж.,
доцент кафедры
«Высшая математика и
информационные технологии»
НГГТУ, PhD



Зairova F.Ю.,
инженер
ИЦВНТ Департамента инновационного
развития АО «НГМК»



Джураева Н.М.,
старший преподаватель кафедры
«Высшая математика и
информационные технологии»
НГГТУ

Maqolada quduq ichidagi portlovchi moddalar (PM) zaryadlarining ishlashi vaqtida yuz beradigan fizik-gazodinamika jarayonlari hamda ularning zaboyka (tampon) harakatiga va tog' jinslarining vayron bo'lish samaradorligiga ta'siri ko'rib chiqiladi. Detonatsiya klassik nazarysi va oddiy gazodinamika yaqinlashuvlari asosida zaryad kamerasi dastlabki bosimini, bosimning pasayish dinamikasini va zaboykaning harakat tenglamasini ifodalovchi asosiy tenglamalar keltirilgan.

Tipik PM parametrlar uchun baholovchi hisob-kitoblar bajarildi. Portlash energiyasining massivni vayron qilish, zaboyka harakati va oqishlarga taqsimlanishi tahlil qilindi hamda ratsional portlash sharti chiqarildi. Modellashni takomillashtirish va undan keyingi eksperimental tekshiruvlar bo'yicha tavsiyalar berilgan.

Kalit so'zlar: portlovchi moddalar; detonatsiya to'lqini; quduq zaryadi; zaboyka (tampon); portlash gazodinamikasi; jins bilan o'zaro ta'sir; Chepmen-Juge bosimi; portlash energiyasi; energiyaning taqsimlanishi; matematik modellashshtirish; burgilash-portlatish ishlari; tog' jinslarining vayron bo'lishi; zaboyka dinamikasi; portlash samaradorligi; polytropik jarayon.

В статье рассматриваются физико-газодинамические процессы, происходящие при работе зарядов взрывчатого вещества (ВВ) в скважине, и их влияние на движение забойки и эффективность разрушения горного массива. На основе классической теории детонации и простых газодинамических приближений приведены основные уравнения, описывающие начальное давление в зарядной камере, динамику падения давления и уравнение движения забойки.

Выполнены оценочные расчёты для типичных параметров ВВ. Проведён анализ распределения энергии взрыва между разрушением массива, движением забойки и утечками, а также выведено условие рационального взрыва. Приводятся рекомендации по улучшению моделирования с последующей экспериментальной проверкой.

Ключевые слова: взрывчатые вещества; детонационная волна; скважинный заряд; забойка; газодинамика взрыва; взаимодействие с породой; давление Чепмена-Жуге; энергия взрыва; распределение энергии; математическое моделирование; буровзрывные работы; разрушение горных пород; динамика забойки; эффективность взрыва; полигротный процесс.

Введение. Работа зарядов ВВ в скважинах – сложный физико-химический процесс, включающий стадию химической реакции, формирование детонационного фронта, образование высокотемпературной газовой камеры и её газодинамическое взаимодействие с забойкой и породой. Продолжительность ключевых этапов лежит в интервале от наносекунд до миллисекунд, что требует использования как теории быстрых процессов, так и ускоренных газодинамических моделей для оценки передачи импульса и энергии на механические элементы [1, 2].

Задачами выполненных исследований являлись систематизация физической картины процесса, формулирование математической модели для оценки начального давления и динамики давления в скважине, получение критерия движения забойки, а также исследование распределения энергии взрыва между ключевыми каналами расхода.

Исследованиями [3-10] установлено, что после инициирования заряда во взрывчатом веществе возникает локальная зона интенсивной экзотермической химической реакции, которая быстро разрастается и переходит в стационарно движущийся фронт – детонационную волну, представляющую собой сложную область, где химическая энергия ВВ почти мгновенно преобразуется в внутреннюю энергию и кинетическую энергию продуктов реакции.

Научная новизна исследования.

Научная новизна выполненной работы заключается в формализации физической картины газодинамического взаимодействия продуктов детонации с забойкой и в разработке упрощённой инженерной модели, позволяющей количественно оценивать начальное давление в зарядной камере, динамику его уменьшения и движение забойки во времени.

Рекомендована интегральная схема распределения энергии взрыва между разрушением массива, движением забойки и утечками, что позволяет обосновать критерий рационального взрыва в виде ограничения доли энергетических потерь на движение забойки. Данная модель обеспечивает возможность аналитического выбора параметров забойки и условий зарядки скважин без применения сложных численных расчётов и может служить основой для дальнейших экспериментальных и численных исследований в области взрывных работ.

Теоретические основы и исходные положения.

Физическая сущность фронта детонации описывается в рамках теории Чепмена-Жуге и уравнений сохранения для массы, импульса и энергии [11]. Фронт детонации формирует резкую плотностно-скоростную и температурную неоднородность; его толщина, как правило, составляет доли миллиметра – порядок величин, сущ-

ственno меньший размеров скважины и зарядного устройства. Вследствие этого фронт можно рассматривать как локализованную разрывную поверхность, на которой химическая трансформация и превращение энергии происходят практически мгновенно по сравнению с макроскопическими временами газодинамики.

Ключевыми характеристиками детонации, имеющим практическое значение для задач буровзрывных работ являются [12]:

– скорость детонации D – скорость перемещения фронта химической реакции относительно неподвижной среды.

Для промышленных ВВ величины D типично находятся в интервале $3,0 \cdot 10^3 - 7,0 \cdot 10^3$ м/с: аммониты $\approx 3,0 \div 4,0 \cdot 10^3$ м/с, эмульсионные ВВ $\approx 4,5 \div 5,5 \cdot 10^3$ м/с, тротил (TNT) $\approx 6,9 \cdot 10^3$ м/с [13]. Скорость детонации определяется составом ВВ, его плотностью, степенью уплотнения и условиями инициирования;

– давление на фронте детонации P_{CJ} (давление Чепмена-Жуге) достигает порядка гигапаскалей ($10^9 \div 10^{10}$ ГПа) [14]. Его приближённую оценку при упрощённых допущениях часто дают через соотношение порядка $P \sim \rho_0 D^2$, где ρ_0 – начальная плотность ВВ, однако точное значение определяется решением уравнений Ранкинга-Хьюгоноита с учётом термодинамических свойств продуктов реакции;

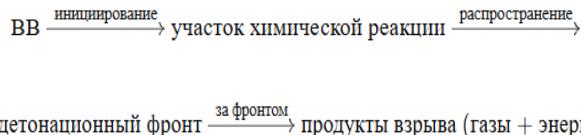
– температура продуктов реакции в зоне за фронтом детонации достигает нескольких тысяч градусов (порядка $2,5 \cdot 10^3 \div 4,0 \cdot 10^3$ К), что сопровождается образованием высокозергетических газовых продуктов, высоких скоростей истечения и интенсивной генерацией ударных волн в окружающей среде;

– толщина фронта составляет обычно доли миллиметра; на этом масштабе происходит основная часть химической реакции и начальная компрессия продуктов.

За фронтом образуется газовая камера с высокими давлением и температурой, которая далее расширяется и взаимодействует с забойкой и породой.

Схематически процесс можно представить как последовательность превращений [15]:

Материалы и методы исследования.



Формирование детонационной волны и параметры фронта являются исходными величинами, определяющими последующую газодинамику в скважине: начальное давление P_0 в зарядной камере, скоростной импульс продуктов реакции, характер и длительность импульса давления [16].

Данные параметры, в свою очередь, задают управляющие силы, действующие на забойку и на массив, – от них зависит дальнейшая эволюция процесса дробления и распределение энергии по направлениям (вглубь массива, в виде сейсмических волн, в виде истечения через устье).

Результаты исследования.

Сразу за фронтом детонации образуются высокотемпературные газы, которые заполняют свободный объём скважины и начинают расширяться [17].

Давление в скважине в начальный момент можно оценить как [18]:

$$P_0 \approx \rho_{66} D^2, \quad (1)$$

где ρ_{66} – плотность ВВ;

D – скорость детонации.

Для ВВ с плотностью 1000 кг/м^3 и скоростью 4000 м/с давление составит около 16 ГПа [19].

Динамика изменения давления подчиняется экспоненциальному или политропному закону [20]:

$$P(t) = P_0 \cdot e^{-\alpha t}, \text{ или } P(t)P_0 = \left(\frac{V_0}{V_0 + \Delta V(t)} \right)^n, \quad (2)$$

где $n \approx 1,2 \div 1,4$ – показатель политропы, отражающий термодинамические свойства газов.

Таким образом, давление в скважине за доли миллисекунды падает от десятков гигапаскалей до сотен мегапаскалей, но этого времени достаточно, чтобы передать импульс породе и забойке.

Высокое давление газов действует радиально на стенки скважины, вызывая [21]:

– зону дробления – область в непосредственной близости к заряду (1–3 диаметра скважины), где порода переходит в мелкообломочное состояние;

– зону трещиноватости – более удалённую область, где возникают радиальные и кольцевые трещины;

– зону упругих деформаций – где волны затухают, не вызывая разрушения.

Таким образом, формируется система концентрических зон вокруг скважины, которая и определяет качество дробления.

Одновременно с воздействием на породу продукты взрыва давят на поверхность забойки [22]:

– сила давления:

$$F_{\text{давл}}(t) = P(t) \cdot S, \quad (3)$$

где $S = \frac{\pi d^2}{4}$ – площадь поперечного сечения скважины;

– уравнение движения забойки:

$$m \frac{d^2 x}{dt^2} = P(t) \cdot S - F_{\text{сопр}}, \quad (4)$$

где m – масса забойки;

$x(t)$ – её перемещение во времени;

$F_{\text{сопр}}$ – силы сопротивления (трение о стенки, вес материала, сопротивление уплотнения).

Таким образом, забойка ведёт себя как поршень, который сдерживает давление газов.

Если $P(t) \cdot S < F_{\text{сопр}}$, забойка остаётся неподвижной и энергия расходуется в основном на разрушение массива.

Если же $P(t) \cdot S > F_{\text{сопр}}$, забойка начинает двигаться и часть энергии тратится на её ускорение.

Энергия, высвобождающаяся при взрыве заряда взрывчатого вещества в скважине, распределяется между несколькими физическими процессами, определяющими общую эффективность буровзрывных работ [23]. В наиболее общем виде можно выделить три основных направления расходования энергии взрыва [24]: на разрушение массива горных пород, на движение забойки и на утечки газов с сопутствующими тепловыми потерями.

Во-первых, основная часть энергии расходуется на деформацию и разрушение горного массива в непосредственной зоне действия детонационной волны. В этот момент формируются и распространяются ударные волны, которые преобразуют часть внутренней энергии продуктов взрыва в механическую работу по преодолению прочности и сцепления между зернами и трещинами породы. При достижении напряжений, превышающих предел прочности горной породы на сжатие и растяжение, возникают радиальные и кольцевые трещины, обеспечивающие дробление массива. Эффективность этого процесса зависит от физико-механических свойств пород, плотности заряда, параметров забойки, диаметра скважины, а также от геометрии и взаимного расположения зарядов в массиве [24].

Во-вторых, значительная доля энергии взрыва расходуется на движение забойки, выполняющей функцию динамического сопротивления выходу газов из устья скважины. В первые микросекунды после детонации давление продуктов взрыва на забойку возрастает до десятков мегапаскалей, вызывая её ускорение и смещение

вверх по стволу скважины. Характер движения забойки – сложный, неравномерный процесс, зависящий от массы, плотности, влажности и упругости забоевого материала. При оптимальном соотношении параметров забойки достигается максимальная концентрация энергии в пределах зоны дробления без преждевременного прорыва газов наружу. Однако при недостаточной длине или плотности забойки часть энергии уходит в атмосферу, снижая степень разрушения массива; при избыточной – возрастает сейсмическое воздействие и вероятность перерасхода ВВ [24].

В-третьих, определённая часть энергии теряется за счёт утечки продуктов взрыва и тепловых потерь. Газодинамические процессы, сопровождающие детонацию, характеризуются высокой неравномерностью давления и температуры, что приводит к частичному рассеянию энергии через микротрецины, пористость и неуплотнённые участки скважины. Эти потери также включают передачу тепла окружающей породе и атмосфере при выходе газов через устье скважины после разрушения забойки. Несмотря на относительно малую долю в общем балансе (5-15 %), данные потери оказывают существенное влияние на энергетическую эффективность взрыва, особенно при работе в трещиноватых или обводнённых массивах [24].

Таким образом, баланс энергии взрыва можно представить как результат сложного взаимодействия механических, термодинамических и газодинамических процессов, протекающих в ограниченном объёме скважины в течение крайне короткого времени.

Оптимизация долевого распределения энергии между разрушением массива и движением забойки при минимизации утечек и потерь является одной из ключевых задач при теоретическом и практическом обосновании эффективности дробления горных пород в условиях открытых горных работ.

Условие рационального взрыва [25]:

$$E_3 \leq 0,1 \cdot E_0, \quad (5)$$

где E_3 – энергия движения забойки;

E_0 – энергия заряда.

Обсуждение.

Приведенные в работе зависимости начального давления в зарядной камере, динамики его спадания и уравнение движения забойки позволяют сопоставить теоретические оценки с установленными экспериментальными и полевыми закономерностями взрывных работ.

Выявлено, что предложенная схема энергетического баланса – разделение энергии взрыва на три ключевых направления (разрушение массива, движение забойки и утечки газов) – согласуется с общепринятыми моделями взрывного разрушения, однако уточняет количественную роль параметров забойки в распределении энергии.

Анализ уравнений движения показывает, что забойка играет роль динамического регулятора импульса: её масса, плотность и коэффициент сопротивления определяют режим передачи энергии в массив. При недостаточной забойке происходит преждевременный выброс газов, что снижает глубину дробления и ухудшает формирование трещин. При избыточной забойке увеличиваются сейсмические эффекты и возрастает доля энергии, затрачиваемая на её перемещение, что приводит к снижению эффективности разрушения.

Рассмотренные газодинамические соотношения подтверждают, что начальное давление, пропорциональное величине $\rho \cdot D^2$, определяет начальное ускорение забойки и масштаб зоны дробления. Установлено, что полигонитный характер спада давления приводит к резкому уменьшению импульса уже в первые микросекунды, что определяет необходимость оптимального соотношения массы забойки и свободного объёма над зарядом.

Установлено, что рациональный взрыв достигается при ограничении доли энергии, расходуемой на движение забойки, уровнем не более 10 % от полной энергии заряда, что согласуется с практическими наблюдениями и обеспечивает максимальную концентрацию энергии в породном массиве.

Проведённый анализ демонстрирует, что предложенная модель достаточна для инженерных оценок и анализа параметров забойки, однако для дальнейшего уточнения требуется расширение моделирования с использованием численных методов (CFD, конечно-элементные модели), а также экспериментальная проверка в натурных условиях для различных типов ВВ, диаметров скважин и геологических условий.

Выходы. Физическая сущность взаимодействия продуктов взрыва с забойкой заключается в сложном комплексе мгновенных газодинамических, термодинамических и механических процессов, определяющих эффективность преобразования химической энергии взрывчатого вещества в работу разрушения горного массива. Забойка выступает не просто пассивным элементом, а активным регулятором энергетического баланса взрыва, обеспечивая удержание и направленное действие импульса давления вглубь массива. При оптимальном соотношении параметров заряда и забойки достигается рациональное распределение энергии взрыва, при котором до 90 % её суммарной величины используется на разрушение породы, а потери на движение забойки и утечки минимизируются. Научное понимание физической природы взаимодействия детонационной волны с забойкой является фундаментом для разработки энергоэффективных технологий буровзрывных работ, снижения удельного расхода ВВ и повышения управляемости процессов дробления в условиях открытых горных разработок.

Библиографический список:

1. Langefors U., Kihlström B. *The Modern Technique of Rock Blasting*. – London: Wiley, 1963. – 405 p.
2. Persson P.A., Holmberg R., Lee J. *Rock Blasting and Explosives Engineering*. – Boca Raton: CRC Press, 1994. – 540 p.
3. Hustrulid W. *Blasting Principles for Open Pit Mining*. Vol. 1: General Design Concepts. – Rotterdam: Balkema, 1999. – 382 p.
4. Hustrulid W., McCarter M.K., Van Eeckhout E.M. *Blasting Principles for Open Pit Mining*. Vol. 2: Theoretical Foundations. – Rotterdam: Balkema, 2000. – 410 p.
5. Chiappetta R.F. *Blasting Vibrations and Their Control*. – New York: International Society of Explosives Engineers (ISEE), 2011. – 298 p.
6. Singh P.K., Narendrula R., et al. *Effect of Stemming Material and Length on Blast Efficiency in Open Pit Mines* // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. – 2018. – Vol. 10, No. 4. – Pp. 643-652.
7. Konya C.J., Walter E.J. *Surface Blast Design*. – Cleveland: ISEE, 1990. – 370 p.
8. Langefors U., Kihlström B. *The Influence of Stemming on the Efficiency of Blasting in Boreholes* // *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*. – 1964. – Vol. 73. – Pp. 155-165.
9. Кузнецов В.М. *Физика взрыва* // В.М. Кузнецов. – Москва: Наука, 2008. – 463 с.
10. Алексеев С.И., Дьяков В.Г. *Взрывные процессы в твёрдых средах* // С.И. Алексеев, В.Г. Дьяков. – Санкт-Петербург: ГИОРД, 2004. – 292 с.
11. Лебедев В.В., Соколов В.П. *Термодинамика и газодинамика детонации* // В.В. Лебедев, В.П. Соколов. – Москва: Физматлит, 2012. – 368 с.
12. Шеховцов В.А. *Физика детонации и ударных волн* // В.А. Шеховцов. – Новосибирск: СО РАН, 1999. – 254 с.
13. Глушков В.В., Кульчицкий А.М. *Механика и энергетика взрывного разрушения горных пород* // В.В. Глушков, А.М. Кульчицкий. – Донецк: Норд-Пресс, 2003. – 284 с.
14. Крюков И.И., Куликов А.В. *Газодинамические процессы в скважинах при взрывах* // И.И. Крюков, А.В. Куликов. – Екатеринбург: УрФУ, 2018. – 187 с.
15. Жуков Ю.Н. *Энергетический баланс взрыва в скважине* // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – № 6. – М.: Горная книга, 2016. – С. 52-59.

16. Гаврилов Ю.В. Влияние физико-химических свойств взрывчатых веществ на параметры детонации // Ю.В. Гаврилов. – Москва: Недра, 1987. – 176 с.
17. Клюев В.В. Газодинамические модели взаимодействия продуктов взрыва с горной породой // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. – Пермь: Пермский национальный исследовательский политехнический университет, 2017. – № 1. – С. 112-122.
18. Михайлов А.Н., Кожевников П.И. Математическое моделирование движения забойки под воздействием продуктов детонации // Известия вузов. Горный журнал. – Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный университет, 2020. – № 5. – С. 33-41.
19. Гусев А.А., Мурашев С.А. Ударно-волновые процессы и разрушение материалов // А.А. Гусев, С.А. Мурашев. – Москва: МИСиС, 2009. – 240 с.
20. Anisimov S.I., Khokhlov V.A. Hydrodynamics of Explosion and Its Applications. – New York: Springer, 1994. – 327 p.
21. Dremin A.N. Detonation Waves in Condensed Media. – Berlin: Springer-Verlag, 1999. – 352 p.
22. Taylor G.I. The Formation of a Blast Wave by a Very Intense Explosion // Proceedings of the Royal Society A. – 1950. – Vol. 201. – Pp. 159-174.
23. Zeldovich Y.B., Raizer Y.P. Physics of Shock Waves and High-Temperature Hydrodynamic Phenomena. – New York: Academic Press, 1966. – 916 p.
24. Орленко Л.П. (ред.) Физика взрыва: В 2 м. Т. 1 // под ред. Л.П. Орленко. – Москва: Физматлит, 2004. – 720 с.
25. Орленко Л.П. (ред.) Физика взрыва: В 2 м. Т. 2 // под ред. Л.П. Орленко. – Москва: Физматлит, 2004. – 632 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103), pp. 51-54
STUDY OF THE GAS-DYNAMIC INTERACTION OF EXPLOSION PRODUCTS WITH THE BOREHOLE STEMMING

¹Umarov F.Ya., Director, Doctor of Technical Sciences, Professor.

²Khudayberdiev O.Zh., Associate Professor at the Department of Higher Mathematics and Information Technologies, PhD.

³Zairova F.Yu., Engineer of the ICINT Department of Innovative Development, PhD.

²Juraeva N.M., Senior Teacher of the Department Higher Mathematics and Information Technologies.

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

²Navoi State University of Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.

³JSC «Navoi Mining and Metallurgical Company». Navoi, Uzbekistan.

The article examines the physical and gas-dynamic processes occurring during the operation of explosive charges in a borehole, as well as their influence on stemming movement and the efficiency of rock mass fragmentation. Based on the classical theory of detonation and simple gas-dynamic approximations, the main equations describing the initial pressure in the charge chamber, the dynamics of pressure decay, and the equation of stemming motion are presented.

Estimated calculations are performed for typical explosive parameters. An analysis is carried out of the distribution of explosion energy among rock destruction, stemming movement, and losses, and a condition for rational blasting is derived. Recommendations are provided for improving modeling with subsequent experimental verification.

Keywords: explosives; detonation wave; borehole charge; stemming; explosion gas dynamics; interaction with rock; Chapman–Jouguet pressure; explosion energy; energy distribution; mathematical modeling; drilling and blasting operations; rock fragmentation; stemming dynamics; blast efficiency; polytropic process.

References:

1. Langefors U. & Kihlström B. (1963). *The Modern Technique of Rock Blasting*. – London: Wiley. – 405 p.
2. Persson P.A., Holmberg R. & Lee J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. – Boca Raton: CRC Press. – 540 p.
3. Hustrulid W. (1999). *Blasting Principles for Open Pit Mining*. Vol. 1: General Design Concepts. – Rotterdam: Balkema. – 382 p.
4. Hustrulid W., McCarter M.K. & Van Eekhout E.M. (2000). *Blasting Principles for Open Pit Mining*. Vol. 2: Theoretical Foundations. – Rotterdam: Balkema. – 410 p.
5. Chiappetta R.F. (2011). *Blasting Vibrations and Their Control*. – New York: International Society of Explosives Engineers (ISEE). – 298 p.
6. Singh P.K., Narendrula R., et al. (2018). Effect of stemming material and length on blast efficiency in open pit mines. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 10(4). Pp. 643-652.
7. Konya C.J. & Walter E.J. (1990). *Surface Blast Design*. Cleveland: ISEE. – 370 p.
8. Langefors U. & Kihlström B. (1964). The influence of stemming on the efficiency of blasting in boreholes. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*, 73. Pp. 155-165.
9. Kuznetsov V.M. (2008). *Fizika vzryva [Physics of Explosion]*. – Moscow: Nauka. – 463 p. (in Russian).
10. Alekseev S.I. & Dyakov V.G. (2004). *Vzryvnye protsessy v tverdykh sredakh [Explosion Processes in Solid Media]*. Saint Petersburg: GIORD, 292 p. (in Russian).
11. Lebedev V.V. & Sokolov V.P. (2012). *Termodinamika i gazodinamika detonatsii [Thermodynamics and Gas Dynamics of Detonation]*. – Moscow: Fizmatlit. – 368 p. (in Russian).
12. Shekhovtsov V.A. (1999). *Fizika detonatsii i udarnykh voln [Physics of Detonation and Shock Waves]*. – Novosibirsk: SB RAS. – 254 p. (in Russian).
13. Glushkov V.V. & Kulchitskii A. M. (2003). *Mekhanika i energetika vzryvnogo razrusheniya gomykh porod [Mechanics and Energy of Explosive Rock Fragmentation]*. – Donetsk: Nord-Press. – 284 p. (in Russian).
14. Kryukov I.I. & Kulikov A.V. (2018). *Gazodinamicheskie protsessy v skvazhinakh pri vzryvakh [Gas-Dynamic Processes in Boreholes during Explosions]*. – Ekaterinburg: Ural Federal University. – 187 p. (in Russian).
15. Zhukov Yu.N. (2016). *Energeticheskii balans vzryva v skvazhine [Energy balance of a borehole explosion]*. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', (6). Pp. 52-59. (in Russian).
16. Gavrilov Yu.V. (1987). *Vliyanie fiziko-khimicheskikh svoistv vzryvchatykh veshchestv na parametry detonatsii [Influence of Physicochemical Properties of Explosives on Detonation Parameters]*. – Moscow: Nedra. – 176 p. (in Russian).
17. Klyuev V.V. (2017). *Gazodinamicheskie modeli vzaimodeistviya produktov vzryva s gornoi porodoi [Gas-dynamic models of the interaction between explosion products and rock]*. Vestnik PNIPU. Geologiya. Neft' i gazovoe i gornoe delo, (1). Pp. 112-122. (in Russian).
18. Mikhailov A.N., & Kozhevnikov P.I. (2020). *Matematicheskoe modelirovaniye dvizheniya zaboiki pod vozdeistviem produktov detonatsii [Mathematical modeling of stemming motion under the action of detonation products]*. Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal, (5). Pp. 33-41. (in Russian).
19. Gusev A.A., & Murashev S.A. (2009). *Udarno-volnovye protsessy i razrushenie materialov [Shock-Wave Processes and Material Destruction]*. – Moscow: MISiS. – 240 p. (in Russian).
20. Anisimov S.I. & Khokhlov V.A. (1994). *Hydrodynamics of Explosion and Its Applications*. – New York: Springer. – 327 p.
21. Dremin A.N. (1999). *Detonation Waves in Condensed Media*. – Berlin: Springer. – 352 p.
22. Taylor G.I. (1950). The formation of a blast wave by a very intense explosion. *Proceedings of the Royal Society A*, 201. Pp. 159-174.
23. Zeldovich Y.B. & Raizer, Y. P. (1966). *Physics of Shock Waves and High-Temperature Hydrodynamic Phenomena*. – New York: Academic Press. – 916 p.
24. Orlenko L.P. (Ed.) (2004). *Fizika vzryva. Vol. 1 [Physics of Explosion. Vol. 1]*. – Moscow: Fizmatlit. – 720 p. (in Russian).
25. Orlenko L.P. (Ed.) (2004). *Fizika vzryva. Vol. 2 [Physics of Explosion. Vol. 2]*. – Moscow: Fizmatlit. – 632 p. (in Russian).

FOSFOGIPS AMMONIZATSIYASIDA PARRANDA G'UNGI TA'SIRI SO_3 KO'RSATKICHLARI VA KONVERSIYA SAMARADORLIGI



Baqoev X.Yu.,
"NKKM" AJ Mehnat muhofazasi, sanoat xavfsizligi
va Ekologiya (ESG) Departamenti Atrof muhit
muhofazasi bolimi boshligi



Temirov O.Sh.,
NDK va TU kafedra mudiri,
t.f.d., dotsent

Ushbu tadqiqotda "ornithogenic manure" (parranda g'ungi, PG) ishtirokida fosfogips (FG)ning ammonizatsiya jarayonidagi konversiyasi va unda SO_3 radikallarining o'zgarish qonuniyatlari o'rganildi. Natjalardan ko'riniib turibdiki, umumiy SO_3 miqdori FG ulushi ortishi bilan ko'payib, PG : FG = 100 : 5 nisbatda 5,87 % bo'lsa, PG : FG = 100 : 30 nisbatda 19,59 % gacha oshdi. Suvda eriydigan SO_3 ko'rsatkichi esa ammonizatsiya jarayoni samaradorligini belgilab, ammiak me'yori ko'payishi bilan keskin ortishi aniqlandi. Masalan, PG : FG = 100 : 20 nisbatda ammiaksiz holda SO_3 suvda eriydigan miqdori 5,08 % bo'lgan bo'lsa, ammiak me'yori stexiometriyaning 80 % ida 9,98 % gacha o'sdi. Eng muhim ko'rsatkich sifatida suvda eriydigan va umumiy SO_3 nisbati tahlil qilindi va PG : FG = 100 : 5 hamda ammiak sarfi 80 % bo'lgan sharoitda eng yuqori konversiya darajasi – 79,67 % – qayd etildi. Bu natjalardan ma'lum bo'lishicha, aralashmada FG miqdori ortishi konversiya samaradorligini pasaytiradi, ammo ammiak me'yorini ko'paytirish orqali bu yo'qotishlarni qisman qoplash mumkin.

Kalit so'zlar: fosfogips, parranda go'ngi, ammonizatsiya, SO_3 umumiy miqdori, SO_3 suvda eriydigan miqdori, konversiya darajasi, ammoniy sulfati.

В данном исследовании изучены процессы конверсии фосфогипса (ФГ) в ходе аммонизации с участием орнитогенного удобрения (птичий помёт ПГ), а также закономерности изменения радикалов SO_3 . Результаты показали, что общее содержание SO_3 увеличивается с ростом доли фосфогипса: при соотношении ПГ : ФГ = 100 : 5 оно составило 5,87 %, а при соотношении 100 : 30 повысилось до 19,59 %. Показатель растворимого в воде SO_3 отражает эффективность процесса аммонизации и резко возрастает при увеличении нормы амиака. Например, при соотношении ПГ : ФГ = 100 : 20 без добавления амиака количество растворимого SO_3 составляло 5,08 %, а при норме амиака, равной 80 % от стехиометрической, увеличилось до 9,98%. В качестве ключевого показателя был проанализирован коэффициент отношения растворимого к общему содержанию SO_3 . Наибольшая степень конверсии – 79,67 % – была зафиксирована при соотношении ПГ : ФГ = 100 : 5 и расходе амиака 80 %. Полученные результаты показывают, что увеличение доли фосфогипса в смеси снижает эффективность конверсии, однако данное снижение можно частично компенсировать повышением нормы амиака.

Ключевые слова: фосфогипс, птичий помёт, аммонизация, общее содержание SO_3 , водорастворимое содержание SO_3 , степень конверсии, сульфат аммония.

Kirish. Fosfogips – bu fosfat toshidan ekstraksion fosfor kislotasi olish jarayonida hosil bo'ladigan asosiy sanoat chiqindisi bo'lib, har bir tonna fosfor kislotasi ishlab chiqarishda o'tacha 4-5 t fosfogips ajralib chiqadi [1]. Mazkur jarayon fosforli o'g'itlar ishlab chiqaruvchi yirik kimyo korxonalarida, jumladan AO «Ammo-fos-Maksam» va shunga o'xshash sanoat korxonalarida amalga oshiriladi. Shu bois, fosfogips tog'-kimyo sanoatining eng yirik chiqindilaridan biri hisoblanib, uning katta hajmlarda to'planishi ekologik xavfsizlik va chiqindisiz texnologiyalarni joriy etish masalalarini keskinlashtirmoqda.

Fosfogipsni qayta ishlash bo'yicha bir qator ilmiy-amaliy yondashuvlari mavjud: uni zaxiralarda saqlash, qurilish materiallari ishlab chiqarishda qo'llash, kimyoviy barqarorlashtirish va biologik qayta ishlash [2]. Biroq, ushbu usullarning har biri muayyan cheklovlariga ega: zaxiralarda saqlash ekologik xavflarni yuzaga keltiradi, qurilish sohasida qo'llash qo'shimcha tozalash jarayonlarini talab etadi, kimyoviy metodlar yuqori xarajat va murakkablik bilan tavsiflanadi, biologik texnologiyalar esa yetarli darajada rivojlanmagan. Shu nuqtai nazardan, "ornithogenic manure" (parranda g'ungi, PG) ishtirokida fosfogipsni ammonizatsiya qilish usuli ilmiy jihatdan innovatsion yondashuv sifatida alohida ahamiyat kasb etadi. Bu texnologiya bir vaqtning o'zida ikki muammoni hal etish imkonini beradi: birinchidan, fosfogipsning neytrallanishi va

agroximik qiymatining oshirilishi; ikkinchidan, parranda chiqindilaridan samarali foydalanish orqali ularni qayta ishlash. Mazkur tadqiqotda ilk marotaba fosfogipsni parranda go'ngi ishtirokida ammonizatsiya qilish jarayonining nazariy asoslari va amaliy imkoniyatlari chucher tahlil qilinmoqda. Ushbu yondashuv nafaqat ekologik xavfsizlikni ta'minlash, balki resurslardan samarali foydalanish va qishloq xo'jaligi uchun organo-mineral o'g'itlar ishlab chiqarishni kengaytirishga ilmiy asos yaratadi.

Hozirgi vaqtida dunyo mamlakatlari, jumladan, O'zbekistonda ham fosfogips (FG) zaxiralari katta miqdorda to'planib, ortib bormoqda. Masalan AO «Ammo-fos-Maksam» korxonasi faoliyati davomida har yili 700 ming tonnadan ortiq FG hosil bo'lib, to'planmalarda 100 min. tonnadan ziyyod zahira jamlangan.

Ilmiy manbalarda FG o'g'llanilishini cheklovchi omillar bilan birga uni qishloq xo'jaligida samarali foydalanish imkoniyatlari ham ko'rsatilgan. Xususan, FG solonchan tuproqlarda uning sho'rланishini kamaytiradi va ishqorsizlantirishga xizmat qiladi, degradatsiyaga uchragan maydonlar va sholi yetishtiriladigan yerlarda esa fosfogipsona harakatchan shakllarini ko'paytirishga yordam beradi.

Masalan, getkariiga 1 t neytrallangan organomineral o'g'it sifatida kiritilgan FG tuproqqa quyidagi elementlarni olib kiradi (kg): Ca – 265, S – 215, P_2O_5 – 20, SiO_2 – 9,8. Tuproqqa 10 tonnaga FG kiritilganda

solonchlik darajasi 50 % ga kamaygani, kalsiy miqdori oshgani va suvgan chidamliliq yuqori darajaga yetgani aniqlangan. Shuningdek, tuproqning fizik xususiyatlari yaxshilangan: porozlik 47 % dan 56 % gacha ko'tarilgan, suvgan chidamliliq agregatlar ulushi 30 % dan 50 % gacha o'sgan, zichlik 1,46 t/m³ dan 1,16 t/m³ gacha pasaygan. Bu o'zgarishlar qishloq xo'jaligi ekinlari hosildorligini o'ttacha 46 % ga oshirgan, jumladan, kuzgi bug'doy – 54 %, ozuqaviy qand lavlagi – 31 %. Shuningdek, FG asosida tayyorlangan o'git-meliorativ kompostlar yuqori samara bergen: kiritilgandan keyingi yil kartoshka hosili 10,6-11,8 t/ga ga ko'paygan, olti yil mobaynida esa hosildorlik o'sishi o'ttacha 36-44 % ni tashkil etgan [1-5]. Fosfogips (FG) asosida chovchachilik va parrandachilik chiqindilari bilan tayyorlangan kompostlar yuqori samara berib, eng yaxshi natijalar gektariga 2-3 t (kompost tarkibida 10-20 %) FG kiritilganda kuzatildi. PG bilan kompostlash ozuqaviy moddalar, ayniqsa azot yo'qotilishini kamaytiradi hamda samarali organo-mineral o'git hosil qiladi. FG qo'shilganda sulfat ammiakni ammoniy sulfatiga, SO₂ esa kalsiy karbonatiga bog'lanadi.

Neytrallangan FG chernozem tuproqlarida ozuqaviy moddalarдан foydalanan samaradorligini oshirib, tuproq muhitining rN ko'satkichini 6,2-6,5 atrofida barqarorlaydi, kalsiy va suvni saqlash qobiliyatini yaxshilaydi. Tuproq qatlamida kalsiy miqdori 30,6 dan 35,1 mg-ekv/100 g gacha oshdi, kalsiy ulushi esa 79 % dan 89 % gacha ko'tarildi, tuproq namligi 5,2-6,3 % ga ortib, fizik xususiyatlari yaxshilandi. Maqbul me'yor sifatida gektariga 4 t FG tavsija etildi, bu soya hosildorligini 27,5 s/ga gacha oshirib, nazoratga nisbatan 20,6 % yuqori samara berdi [6-9].

"Ornithogenic manure" (parranda g'ungi, PG) qayta ishlash qishloq xo'jaligidagi eng muhim va to'liq yechim topmagan muammollardan biri hisoblanadi. O'zbekistonda parrandachilik yetakchi sohalardan biri bo'lib, bugungi kunda mamlakatda umumiy parranda soni 100 mln. boshga yetdi, yirik parranda fabrikalar soni esa 50 tadan ortiq. Bir fabrikadan yiliga yuz ming tonnagacha chiqindi ajralishi mumkin, bu esa tuproq, suv havzalari va yer osti suvlarini ifloslantirish, keskin noxush hid taraqlishi, gelmint va chaqin qurtlar tuxumlari hamda xavfli mikroorganizmlar ko'payishiga sabab bo'ladi.

Go'ngni samarali utilizatsiya qilish nafaqat ekologik vaziyatni yaxshilaydi, balki hosildorlik va qishloq xo'jaligi mahsulotlari sifatini oshiradi-

gan, tuproq unumdorligini va gumus miqdorini ko'paytiruvchi yangi biog'itlar olish imkonini ham yaratadi.

Hozirgi kunda uni qayta ishlashning bir qator texnologiyalari ishlab chiqilgan: 120-600 °S haroratda quritish; somon, torf, chorva go'ngi kabi namlik yutuvchilar bilan 10-12 oy kompostlash, lekin bunda patogenlar va cho'p urug'lari to'liq yo'qolishi kafolatlanmaydi; biofermentatsiya usulida maxsus kompost qurtlaridan foydalish; metatenklarda anaerob ishlov berish orqali dezodoratsiya va degelminitzatsiya amalga oshirilib, natijada mineral moddalarga boy biogumus-o'g'it va metan biogazi hosil bo'ladi. Shuningdek, parranda go'ngidan tibbiyot uchun qo'llaniladigan yuqori sifatli proteinlar olishga imkon beruvchi yangi impulsli texnologiyalar ham yaratilgan [10-11].

Tadqiqotlarda "ornithogenic manure" (parranda g'ungi, PG) mineral-organik o'g'it va hayvon ozuqasiga qo'shiladigan organik mahsulot tayyorlash texnologiyasi sinovdan o'tkazildi. Broyler xonadonlaridan go'ng yig'ilib, quritish barabaniqa uzatildi; massani to'g'ri oqimda quritish jarayonidan so'ng siklonda mayda zarrachalar va begona qo'shimchalar ajaratildi va tayyor mahsulot namligi 10-11 % bo'lib, unda 88,2 % quruq modda mavjud: kul – 21,5 %, quruq protein – 13,3 %, xom yog' – 2,54 %, xom kletchatka – 33,6 %, fosfor – 5,02 %, kalsiy – 38,28 %, azotsiz moddalar – 18,72 %. Shuningdek, parranda go'ngini azot kislotasi bilan nordonlashtirib, keyinchalik Markaziy Qizilqum fosforitlariiga ishlov berish jarayonlari o'rganildi.

Olingan natijalarga ko'ra, organik kislotalar va qoldiq azot kislotasi ning fosforitlar bilan o'zaro ta'siri hisobiga o'zlashtiriladigan P₂O₅ miqdori 6,5-7,0 marta oshdi, azot yo'qotilishi keskin kamaydi va atmosferaga uchuvchi organik moddalar chiqishi to'liq to'xtatildi. Nordonlashtirilgan go'ng bilan minerallashtirilgan massa rN = 5 gacha ishlov berilganda va parranda go'ngi : mineral massa nisbati 1 : 0,10 bo'lgan holda tayyor o'g'it tarkibi quyidagicha aniqlandi: P₂O₅ umumiy – 5,04 %, P₂O₅ o'zlash.: P₂O₅ umumiy = 62,38 %, CaO umumiy – 11,79 %, N – 3,86 %, organik moddalar – 44,20 %, gumin kislotalar – 14,20 % [12-13].

Yuqorida keltirilgan ma'lumotlardan ko'rinib turibdi, hozirgi vaqtida fosfogips va parranda go'ngini qayta ishlash bo'yicha turli texnologiyalar mavjud, ammo ularni birgalikda qayta ishlash haqida ma'lumotlar yetarli emas. Shu sababli, ushu ishda fosfogipsni ammiak

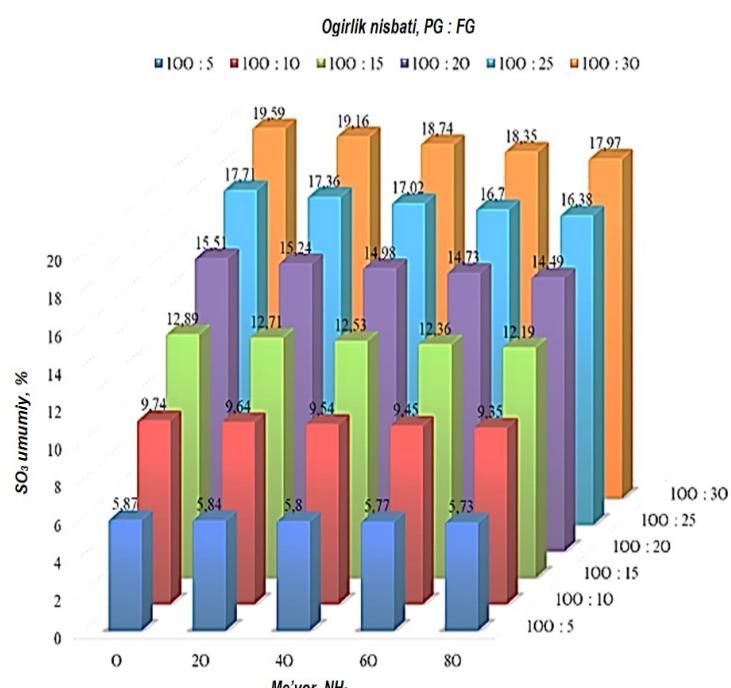
yordamida ammonizatsiya qilish jarayoni parranda go'ngi ishtriokida o'rganildi. Jarayonda kalsiy sulfati ammoniy sulfatiga va kalsiy gumatiga konversiya qilinishi tadqiq etildi.

Metodika. Tadqiqotda ishlatilgan FG tarkibi (og'ir. %): P₂O₅ umum. – 0,71; CaO umum. – 33,46; CaO o'z. – 15,92; CaO suv.er. – 11,26; SO₃ umum. – 47,98; SO₃ suv.er. – 13,93; SO₃ suv.er.: SO₃ umum. = 29,03 %. Reaktiv sifatida suyuq ammiak va quyidagi tarkibga ega PG qo'llanildi (og'ir. %): namlik – 72,46; kul – 4,63; organik moddalar – 22,91; gumin kislotalar – 2,36; fulvo kislotalar – 2,59; suvda eriydigan organik moddalar – 2,21; erimaydigan organika – 15,75; P₂O₅ – 0,22; N – 0,45; K₂O – 0,58; CaO – 0,43.

Tajriba uchun PG va FG asosida 100 : (5-30) og'irlik nisbatlarda aralashmalar tayyorlandi. Tayyorlangan aralashmalar 1,0 litrlik reaktorga joylandi. Aralashmaning namligini 60 % ga yetkazish uchun suv qo'shildi. Keyinchalik aralashmalar 40°C haroratda ammonizatsiya qilindi. Ammiak sarfi ammoniy sulfatiga hosil qilish uchun stexiometriyaga nisbatan 20-80 % oralig'ida o'zgartirildi. Aralashmalar 30 daqqa davomida aralashtirildi, so'ng 80°C haroratda quritildi. Hosil bo'lgan mahsulotlar quyidagi usullar bilan tahlil qilindi.

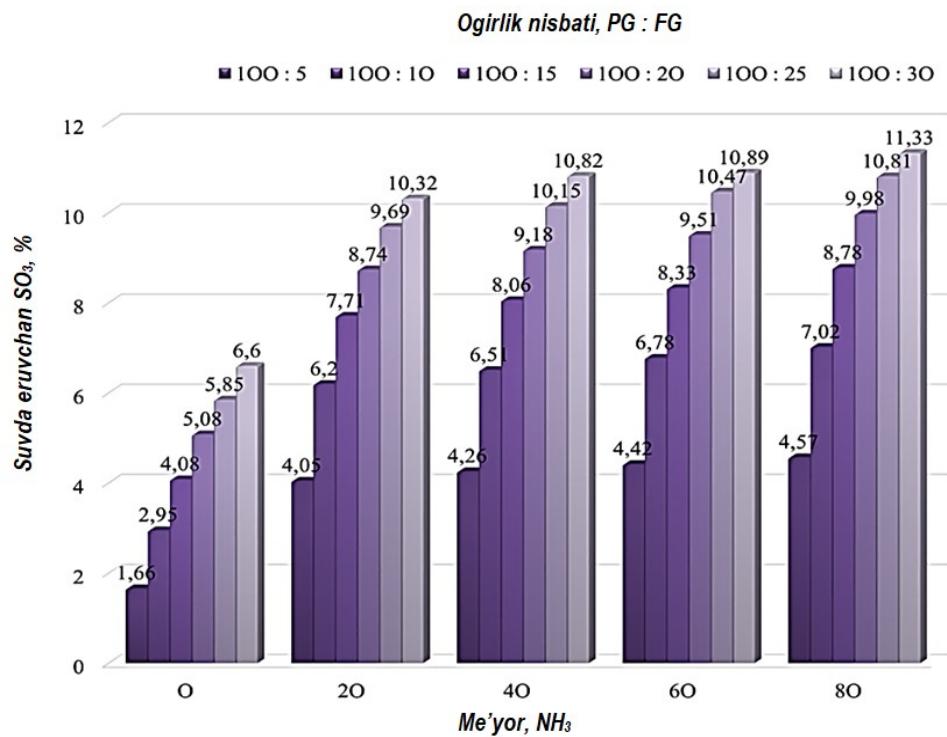
SO₃²⁻ ionlari miqdori baryi sulfat shaklida cho'ktirish usuli bilan o'chandi. FGning kalsiy gumatiga konversiya darajasi mahsulotlarda va boshlang'ich FGda SO₃ vodn.: SO₃ umum. nisbatlariagi farq asosida hisoblandi.

Natijalar va muhokama. Olingan tadqiqot natijalari shuni ko'satdiki, fosfogipsning (FG) kalsiy gumatiga va ammoniy sulfatiga konversiya darajasi eng yuqori – 79,67 % – PG : FG

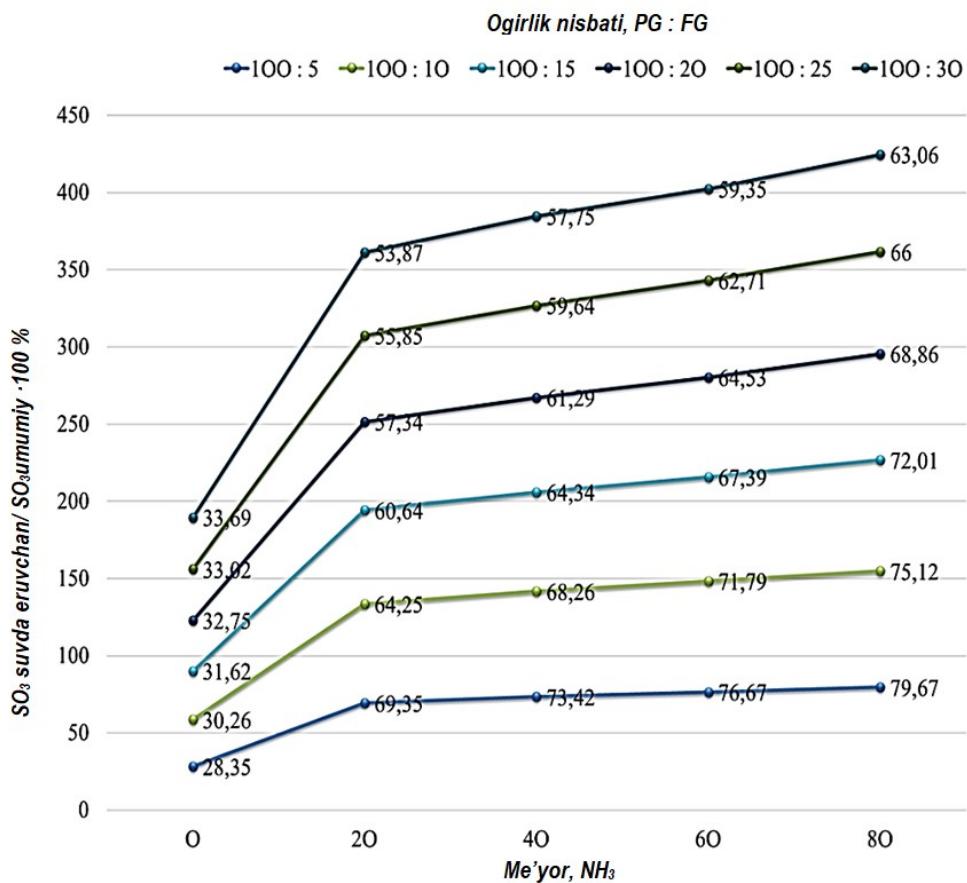


1-rasm. FG va PG asosidagi namunalar umumiy SO₃ o'zgarishining ammiak me'yori hamda PG : FG og'irlik nisbatiga bog'liqligi

НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ



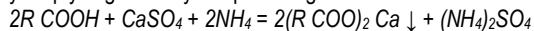
2-rasm. FG va PG asosidagi namunalarida suvda eruvchan SO₃ o'zgarishining ammiak me'yori hamda PG : FG og'irlik nisbatiga bog'liqligi



3-rasm. FG va PG asosidagi namunalarida SO₃ konversiyasining ammiak me'yori hamda PG : FG og'irlik nisbatiga bog'liqligi

nisbati 100 : 5 bo'lgan holda va ammiak sarfi ammoniy sulfati hosil qilish uchun stexiometriyaning 80 % iga teng bo'lganda kuzatildi.

Bu holat shundan dalolat beradiki, parranda go'ngi (PG) va FG asosida tayyorlangan aralashmalarni ammonizatsiya qilish jarayonida organik kislotalar bilan fosfogips o'zaro reaktsiyaga kirisib, ammoniy sulfati va kalsiy gumati hosil qildi. Bu esa mahsulotda suvda eriyidigan SO_3 miqdorining ortishi va CaO vod. ulushining kamayishiga olib keladi. Jarayon quyidagi reaktsiya orqali amalga oshadi:



Shuningdek, 1-rasm tahlili shuni ko'ssatadiki, fosfogips (FG) va parranda go'ngi (PG) asosida tayyorlangan namunalar umumiy SO_3 miqdori asosan PG : FG nisbatiga bog'liq bo'lib, FG ulushi ko'payadigan hollarda uning qiymati ortib boradi: masalan, nisbat 100 : 5 bo'lganda SO_3 5,87 % ni tashkil etsa, nisbat 100 : 30 gacha oshganda 19,59 % ga yetgan. Ammiak me'yori ortishi esa umumiy SO_3 miqdorini ma'lum darajada pasaytiradi, chunki ammonizatsiya jarayonida SO_3 radikallarining bir qismi ammoniy sulfati va kalsiy gumatiga aylangan.

2-rasmdagi ma'lumotlardan ko'rinib turibdiki, fosfogips (FG) va parranda go'ngi (PG) asosida tayyorlangan namunalar suvda eruvchan SO_3 miqdori ham ammiak me'yori, ham PG : FG og'irlik nisbatiga bog'liq holda o'zgarib boradi. Ammiak me'yori oshishi bilan suvda eruvchan SO_3 ko'satkichi barcha nisbatlarda o'sish tendensiyasini ko'ssatadi: masalan, PG : FG = 100 : 20 nisbatda ammiaksiz sharoitda 5,08 % bo'lgan qiymat ammiak me'yori 80 % ga yetkazilganda 9,98 % gacha ko'tarilgan.

3-rasmdan ko'rinib turganidek, fosfogips (FG) va parranda go'ngi (PG) asosidagi namunalarida SO_3 konversiyasi ammiak me'yori hamda PG : FG og'irlik nisbatiga kuchli bog'liqidir. Ammiak sarfi ortishi bilan barcha nisbatlarda konversiya darajasi yuqorilab, maksimal qiymat PG : FG = 100 : 5 nisbatda va ammiak me'yori stexiometriyaning 80 % ida 79,67 % gacha yetdi. FG ulushi oshgan hollarda konversiya darajasi nisbatan past bo'lib qoldi: masalan, 100 : 30 nisbatda u 63,06 % ni tashkil etdi. Olingan natijalardan ko'rinib turibdiki, PGning aralashmadagi miqdori ham, ammiak sarfi ham FGning kalsiy gumati va ammoniy sulfatiga konversiya darajasini belgilaydigan asosiy omillar hisoblanadi. Bu esa texnologiyani optimallashtirish orgali suvda eriyidigan fosfatli va gumatli o'g'itlarni samarali olish imkonini yaratadi.

Xulosa. Fosfogips sanoat chiqindisi sifatida katta hajmlarda to'planib, uni qayta ishlash va samarali utilizatsiya qilish masalasi hozirgi kunda dolzarb ilmiy va amaliy muammo hisoblanadi.

Shuni ta'kidlash joizki, ushbu ishda qo'llanilgan termik ishlov berish rejimi — 40 °C da ammonizatsiya qilish va mahsulotni 80 °C haroratda 30 daqqa davomida quritish — parranda go'ngidagi patogen mikroforni inaktivatsiya qilish uchun minimal talablariqa mos keladi. Adabiyot ma'lumotlariga ko'ra, bakteriyalarning vegetativ shakllari, viruslar hamda gelmint tuxumlarining aksariyati 70–75 °C dan yuqori haroratda 20–30 daqqa davomida, ayniqsa ishqoriy muhit va kuchli bakteritsid hamda virusotsid ta'sirga ega bo'lgan ammiak ishtirokida inaktivatsiyalanadi. Shu sababli, harorat va ammonizatsiyaning kompleks ta'siri olinayotgan mahsulotning biologik xavflarini sezilarli darajada kamayitiradi.

Parranda go'ngida antibiotiklar, gormonal va veterinariya preparatlarining qoldiq miqdorlari mavjud bo'lishi mumkin. Biroq ammonizatsiya va termik ishlov berish sharoitida ushbu birikmalar qisman destruksiya, gidroliz hamda organo-mineral matritsa, jumladan gumin moddalar va kalsiy birikmalar tomonidan sorbsiya qilinadi. Bu holat ularning biologik faoliigi va migrations qobiliyatining pasayishiga olib keladi. Shu bilan birga, mazkur masala qo'shimcha maxsus analitik

tadqiqotlarni talab etadi va keyingi ilmiy ishlarning predmeti bo'lishi mumkin. Ma'lumki, fosfogips tarkibida og'ir metallar va tabiiy radionuklidlar aralashmalari mavjud bo'lishi mumkin, bu esa yakuniy mahsulotning sanitariya-gigiyenik xavfsizligini baholash zaruragini yuzaga keltiradi. Ammonizatsiya jarayonida va parranda go'ngining organik komponentlari bilan o'zaro ta'sir natijasida og'ir metallar gumin moddalar bilan kompleks birikmalar hosil qilishi hamda qiyin eruvchan kalsiy birikmalar ko'rinishida cho'kishi hisobiga kamharakatl shakllarga o'tadi. Natijada ularning ekologik xavfi kamayadi. Texnologiyani sanoat miqyosida joriy etishda organo-mineral o'g'itning kimyoviy va radiatsion xavfsizligi amal-dagi sanitariya me'yorlariga muvofiq nazorat qilinishi lozim.

Laboratoriya sharoitida suyuq ammiakdan foydalanish fosfogipsning yuqori darajadagi konversiyasini ta'minlaydi, biroq jarayonni keng miqyosda joriy etishda suvli ammiak eritmalar yoki ammoniy tuzlaridan foydalanish maqsadga muvofiq hisoblanadi. Fosfogips va parranda go'ngini birgalikda qayta ishlash texnologiyasining iqtisodiy samaradorligi alohida texnik-iqtisodiy asoslashni talab etadi va bu masala keyingi tadqiqotlar doirasida rejalashtirilmoqda.

Amaliyotda fosfogipsni zaxiralarda saqlash, qurilish materiallarda qo'llash, kimyoviy barqarorlashtirish yoki biologik qayta ishlash kabi usullar qo'llanib kelmoqda. Biroq, ushbu yo'nalişlarning har biri o'ziga xos cheklolvarga ega: zaxiralarda saqlash ekologik xavflarni yuzaga keltiradi, qurilish materiallarda qo'llash qo'shimcha tozalash bosqichlarini talab etadi, kimyoviy texnologiyalar yuqori xarajat va murakkablik bilan tavsiflanadi, biologik metodlar esa hali yetarli darajada rivojlanman-gan.

Mazkur sharoitda "ornithogenic manure" (parranda g'ungi, PG) ishtirokida amalga oshiriladigan ammonizatsiya usuli ilmiy jihatdan yangicha yondashuv sifatida ajralib turadi. Ushbu usul nafaqat fosfogipsni neytrallash, balki uning agroximik qiymatini oshirish imkonini beradi. Shu bilan birga, parranda chiqindilaridan samarali foydalanish orqali chiqindilarni qayta ishlash muammosi ham yechim topadi.

Mazkur ishning muhim jihat shundaki, fosfogipsning parranda go'ngi bilan ammonizatsiya qilinishi bo'yicha olib borilgan mazkur tadqiqot birinchi marotaba amalga oshirilmoxda.

Bu esa ilmiy jihatdan yangilikka egaligini, ekotizim uchun xavfsiz va iqtisodiy jihatdan samarali bo'lgan yangi texnologik yo'naliş shakllar-yangotganini ko'ssatadi.

Tadqiqot natijalari kelajakda fosfogipsni keng ko'lama qayta ish-lash va qishloq xo'jaligida samarali qo'llash uchun muhim ilmiy-amaliy asos yaratadi. Fosfogips (FG) va parranda go'ngi (PG) asosidagi namunalarida SO_3 umumiy miqdori, suvda eruvchan SO_3 va SO_3 konversiyasi ko'satkichlari ammiak me'yori hamda PG : FG og'irlik nisbatiga uzviy bog'liqidir. FG ulushi oshgan hollarda umumiy SO_3 miqdori ortib borsa-da, konversiya darajasi pasayadi, chunki sulfat radikallarining bir qismi reaksiyaga kirishmay qoladi.

Ammiak me'yorining ko'paytirilishi esa barcha nisbatlarda suvda eruvchan SO_3 miqdorini oshirib, ammoniy sulfat va kalsiy gumati hosil bo'lishini oshiradi.

Eng yuqori konversiya darajasi (79,67 %) PG : FG nisbati 100 : 5 va ammiak sarfi stexiometriyaning 80 % ida qayd etildi. Shu bilan birga, PG : FG nisbati 100 : 20 gacha bo'lgan aralashmalarda ham konversiya yuqori darajada saqlanib, ammiak qo'llash samarasi aniq namoyon bo'ldi. Ushbu natijalar FG va PG asosida tayyorlangan organo-mineral o'g'itlarning agroximik qiymatini oshirishda ammonizatsiya jarayonini optimallashtirish muhim ekanini ko'ssatadi va ularni samarali ravishda qishloq xo'jaligiga joriy etish uchun ilmiy asos yaratadi.

Bibliografik ro'yxat:

1. World Phosphate Institute. *Phosphogypsum Management and Utilization*. – Paris: WPI, 2018. – 98 p.
2. Rasulov A., Karimov Sh. *Fosfogipsni qayta ishlash texnologiyalari va ekologik muammolar*. – Toshkent: Fan, 2020. 45-112 betlar.
3. Головенеев В.В., Кулёмина А.Е., Почиталкина И.А., Шубабко О.Е. Современные направления переработки фосфогипса // Успехи в химии и химической технологии. – Москва: Химия, 2020. – Т. 34, № 4. – С. 65-67.
4. Окорков В.В. Использование фосфогипса в земледелии // Удобрение и урожай. – Москва: Россельхозиздат, 2012. – № 4 (62). – С. 12-19.

5. Шильников И.А., Аканова Н.И. Состояние и эффективность химической мелиорации почв при возделывании риса // Плодородие. – Москва: ВНИИА, 2013. – № 1. – С. 9-13.
6. Бекбаев Р. Мелиоративная эффективность фосфогипса на ороаемых землях бассейна рек Аса-Талас // Международный сельскохозяйственный журнал. – Москва: АгроЗдат, 2017. – № 1. – С. 5-11.
7. Шеуджен А.Х., Бондарева Т.Н. Использование нейтрализованного фосфогипса на посевах риса в качестве поликомпонентного удобрения. Сообщение I // Научный журнал КубГАУ. – Краснодар: КубГАУ, 2015. – № 9 (113). – С. 244-262.
8. Докучаева Л.М., Юркова Р.Е., Шалашова О.Ю. Использование фосфогипса-содержащих мелиорантов для мелиорации солонцовых почв в условиях орошения // Научный журнал Российского НИИ проблем мелиорации. – Волгоград: ВНИИ, 2012. – № 3 (07). – С. 52-64.
9. Бекбаев Р. Мелиоративная эффективность фосфогипса на ороаемых землях бассейна рек Аса-Талас // Московский экономический журнал. – Москва: МЭИ, 2016. – № 3. – С. 76-91.
10. Лиманский А.Н. Агрокологическая эффективность применения нейтрализованного фосфогипса в богарном земледелии: Автoref. дис. канд. биол. наук. – Волгоград: ВолГУ, 2017. – 24 с.
11. Локтионов М.Ю., Добрыднев Е.П., Шеуджен А.Х., Лиманский А.Н., Онищенко Л.М. Агрокологическая эффективность фосфогипса на черноземе выщелоченном // ХХI век: итоги прошлого и проблемы настоящего плос. – Москва: Наука, 2013. – Т. 2, № 9 (13). – С. 187-194.
12. Cherdantsev V., Tunguskov E. Economic and environmental issues of poultry droppings processing // International Agricultural Journal. – London: IAAS, 2019. – № 3, pp. 27-35.
13. Хазан М.А., Месхи Б.Ч., Павлов А.В. Экологическая необходимость и экономическая целесообразность переработки куриного помёта // Известия вузов. Северо-Кавказский регион. Естественные науки. Приложение. – Ростов-на-Дону: ЮФУ, 2005. – № 9. – С. 76-79.
14. Мыскин В.А., Капустин В.П., Радионов Ю.В. Универсальная безотходная технология переработки птичьего помёта в органическое удобрение и добавку в корм // Вестник ВНИИМЖ. Механизация, автоматизация и машинные технологии в животноводстве. – Москва: ВНИИМЖ, 2018. – № 3 (31). – С. 61-65.
15. Темиров У.Ш., Намазов Ш.С., Усанбаев Н.Х. Интенсивная технология переработки птичьего помёта в органические удобрения // Известия высших учебных заведений. Химия и химическая технология. – Москва: Менделеев Унив., 2020. – Т. 63, № 12. – С. 85-94. [<https://doi.org/10.6060/ivkkt.20206312.6210>] (на русском языке).
16. World Phosphate Institute. Phosphogypsum Management and Utilization. Paris, 2018.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103), pp. 59-63

THE EFFECT OF POULTRY MANURE ON SO₃ PARAMETERS AND CONVERSION EFFICIENCY DURING PHOSPHOGYPSUM AMMONIATION

¹Baqoev X.Yu., Head of the Environmental Protection Department, Department of Occupational Safety, Industrial Safety and Ecology (ESG).

²Temirov O.Sh., Head of Department, DSc (Engineering), Associate Professor.

¹“Navoi Mining & Metallurgy Combinat” Joint Stock Company, Navoi, Uzbekistan.

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

This study investigates the conversion of phosphogypsum (PG) during the ammoniation process in the presence of poultry manure (PM) and examines the transformation patterns of SO₃ radicals. The results show that the total SO₃ content increases with a higher proportion of PG: at a PM : PG ratio of 100 : 5 it was 5.87 %, while at 100 : 30 it rose to 19.59 %. The water-soluble SO₃ fraction, which determines the efficiency of the ammoniation process, was found to increase sharply with the rise in ammonia dosage. For instance, at a PM : PG ratio of 100 : 20, the water-soluble SO₃ content was 5.08 % without ammonia, whereas at 80 % of the stoichiometric ammonia requirement it increased to 9.98 %. The most important parameter, the ratio of water-soluble to total SO₃, was analyzed, and the highest conversion efficiency — 79.67 % — was recorded at a PM : PG ratio of 100 : 5 with an ammonia dosage of 80 %. These findings indicate that an increase in the PG fraction reduces conversion efficiency; however, this loss can be partially compensated by increasing the ammonia dosage.

Keywords: phosphogypsum, poultry manure, ammoniation, total SO₃ content, water-soluble SO₃, conversion degree, ammonium sulfate.

References:

1. World Phosphate Institute. Phosphogypsum Management and Utilization. – Paris: WPI, 2018. – 98 p.
2. Rasulov A., Karimov Sh. Technologies for Processing Phosphogypsum and Environmental Issues. – Tashkent: Fan, 2020. Pp. 45-112.
3. Golovneva V.V., Kulagina A.E., Pochitalkina I.A., Shubabko O.E. Modern Directions in Phosphogypsum Processing // Uspekhi v khimii i khimicheskoy tekhnologii. – Moscow: Khimiya, 2020. – Vol. 34, No. 4. Pp. 65-67.
4. Okorkov V.V. Use of Phosphogypsum in Agriculture // Udobrenie i urozhay. – Moscow: Rosselkhozizdat, 2012. – № 4 (62). Pp. 12-19.
5. Shilnikov I.A., Akanova N.I. Condition and Efficiency of Chemical Soil Improvement in Rice Cultivation // Plodorodie. – Moscow: VNIIA, 2013. – No. 1. Pp. 9-13.
6. Bekbaev R. Reclamation Efficiency of Phosphogypsum on Irrigated Lands of the Asa-Talas River Basin // Mezhdunarodnyy selskokhozyaystvennyy zhurnal. – Moscow: AgroZdat, 2017. – No. 1, pp. 5-11.
7. Sheudzhen A.Kh., Bondareva T.N. Use of Neutralized Phosphogypsum on Rice Fields as a Multicomponent Fertilizer. Part I // Nauchnyy zhurnal KubGAU. – Krasnodar: KubGAU, 2015. – № 9 (113). Pp. 244-262.
8. Dokuchaeva L.M., Yurkova R.E., Shalaashova O.Yu. Use of Phosphogypsum-containing Amendments for Reclamation of Solonetz Soils under Irrigation Conditions // Nauchnyy zhurnal Rossiyskogo NII problem melioratsii. – Volgograd: VNII, 2012. – № 3 (07). Pp. 52-64.
9. Bekbaev R. Reclamation Efficiency of Phosphogypsum on Irrigated Lands of the Asa-Talas River Basin // Moskovskiy ekonomicheskiy zhurnal. – Moscow: MEI, 2016. – No. 3. Pp. 76-91.
10. Limanskiy A.N. Agroecological Efficiency of Neutralized Phosphogypsum in Dryland Farming (PhD abstract). – Volgograd: VolGU, 2017. – 24 p.
11. Loktionov M.Yu., Dobrydnev E.P., Sheudzhen A.Kh., Limanskiy A.N., Onishchenko L.M. Agroecological Efficiency of Phosphogypsum on Leached Chernozem // ХХI век: итоги прошлого и проблемы настоящего плос. – Moscow: VNIIMZh, 2018. – No. 3 (31). – Pp. 61-65.
12. Cherdantsev V., Tunguskov E. Economic and environmental issues of poultry droppings processing // International Agricultural Journal. – London: IAAS, 2019. – № 3. Pp. 27-35.
13. Khazan M.A., Meschi B.Ch., Pavlov A.V. Environmental Necessity and Economic Feasibility of Processing Poultry Manure // Izvestiya vuzov. Severo-Kavkazskiy region. Estestvennye nauki. Prilozhenie. – Rostov-na-Donu: YuFU, 2005. – № 9. Pp. 76-79.
14. Myskin V.A., Kapustin V.P., Radionov Y.V. Universal waste-free technology for processing poultry manure into organic fertilizer and feed additive // Vestnik VNIIMZh. Mechanization, Automation, and Machine Technologies in Animal Husbandry. – Moscow: VNIIMZh, 2018. – No. 3 (31). – Pp. 61-65.
15. Temirov U.Sh., Namazov Sh.S., Usanbaev N.Kh. Intensive technology for processing poultry manure into organic fertilizers // Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedeniy. Chemistry and Chemical Technology. – Moscow: Mendeleev University, 2020. – Vol. 63, No. 12. – Pp. 85-94. <https://doi.org/10.6060/ivkkt.20206312.6210> (in Russian).
16. World Phosphate Institute. Phosphogypsum Management and Utilization. Paris, 2018.

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ФОРМИРОВАНИЯ ПЕНОГЕЛЕВОЙ ЗАБОЙКИ ПЕРЕМЕННОГО АГРЕГАТНОГО СОСТОЯНИЯ



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



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



Хамидов Р.Б.,
ассистент
кафедры «Горное дело»,
АФ НИТУ «МИСИС»



Камолов Ш.А.,
главный инженер,
ЦРУ АО «НГМК»

Penogellarning mavjud tarkiblarini tahlil qilish shuni ko'rsatdiki, ular kerakli barqarorlikka ega emas, chunki ma'lum vaqt o'tgach, ular gelga aylanadi. Penogelning barqarorligini oshirish uchun suyuq shishani ortofosfat kislota bilan aralashtirilganda polimerlanadigan polimer smola bilan modifikasiya qilish taklif etildi, bu ko'pikli tuzilishga biroz qattiqlik beradi. Maqolada o'zgaruvchan agregat holatidagi ko'pkining barqarorligi, ko'pkilanish darajasi, zichligi va uning tarkibidagi havoning nisbiy ulushini tavsiflovchi xususiyatlarni laboratoriya tadtiqotlari natijalari keltirilgan. Bir xil tarkibga ega bo'lgan, ammo tayyorlash texnologiyasi bilan farq qiladigan aralashmalarning ikkita varianta o'raniildi. Natijada, tarkiblarning barqarorligidagi ba'zi farqlarga qaramay, ikkala kompozitsiyani ham quduqlarni penogel bilan to'ldirish bo'yicha sanoat tajribalarini o'tkazish uchun tavsiya qilish mumkin.

Kalit so'zlar: penogel, laboratoriya tadtiqotlari, tarkibi, xossalari, barqarorligi, suyuq shisha, polimer smola, ortofosfat kislota, ko'pik hosil qiluvchi modda, model, quduq, tigin.

Анализ существующих составов пеногелей показал, что они не обладают необходимой устойчивостью, т. к. по истечении некоторого времени переходят в гель. Предложено для повышения устойчивости пеногеля модифицировать жидкое стекло полимерной смолой, которая при смешивании с ортофосфорной кислотой полимеризуется, придавая пенной структуре некоторую жесткость. В статье приводятся результаты лабораторных исследований свойств пеногеля переменного агрегатного состояния, которые характеризуют устойчивость, кратность вспенивания, плотность и относительную долю воздуха в его структуре. Исследовано два варианта смесей, которые имеют один и тот же состав, но отличаются технологией приготовления. В результате, несмотря на некоторую разницу в устойчивости составов можно рекомендовать обе композиции для проведения промышленных экспериментов по забойке скважин пеногелем.

Ключевые слова: пеногель, лабораторные исследования, состав, свойства, устойчивость, жидкое стекло, полимерная смола, ортофосфорная кислота, пенообразователь, модель, скважина, забойка.

Введение. Пеногель переменного агрегатного состояния представляет собой состав, образованный в результате механического смешивания сжатым воздухом структурирующих компонентов и коагуляторов с добавлением пенообразователя. В качестве структурирующих компонентов чаще всего используют 4-6 % водный раствор жидкого стекла (Na_2SiO_3) по ГОСТ 13078-81. Стекло натриевое жидкое. Технические условия [1].

Жидкое стекло как натриевое, так и калиевое, применяемое для приготовления силикатных масс, представляет собой водный раствор силикатов натрия, калия, лития, аммония. Удельный вес жидкого стекла определяется содержанием воды в растворе (или, с другой стороны, концентрацией силиката). В товарных сортах удельный вес жидкого стекла, как правило, изменяется от 1,35 до 1,5 г/см³. Считается, что жидкое стекло представляет собой в зависимости от силикатного модуля и концентрации силиката коллоидный водный раствор. При растворении щёлочного силиката в воде происходит полная диссоциация на катионы натрия или калия и сложные по составу неорганические анионные комплексы, состав которых может изменяться от мономеров, до олиго- и полимеров, которые находятся в состоянии концентрационного равновесия. Для натриевого жидкого стекла характерна форма коллоидного раствора. Изменение вязкости растворов жидкого стекла находится в зависимости не только от концентрации жидкости, но и от содержа-

ния кремнезёма и от температуры. Вязкость растворов жидкого стекла с повышением концентрации неуклонно растёт.

Жидкое стекло отверждается путём формирования жёсткой сетки из ксерогеля аморфного кремнезёма и стеклообразных гидросиликатов. Это может происходить либо самопроизвольно, например, в результате высыхания, когда образуются в основном легкорастворимые гидросиликаты щёлочных металлов и материал не обладает водостойкостью, либо они могут инициироваться химическими веществами, то есть отвердителями.

Технология производства жидкотекучих композитов различного назначения использует контролируемое отверждение отвердителями-коагуляторами. При химическом отверждении кремнезём жидкого стекла переходит в состав силикагеля, гидросиликатов и др. продуктов. При получении пеногеля на основе силиката натрия с ортофосфорной кислотой в работе [2] проверены вещества, бронирующие пленку, в т. ч. хлорид железа [3], хлорид бария [4] и медный купорос [5], также нанодобавки (натональк [6], углеродные наноматериалы [7] и в виде жидкости «наносил-30» [8], которые использованы для получения пеногеля по патенту [9].

В работе [10] исследован процесс взаимодействия жидкого стекла с растворами с 20, 40 и 80 % растворами ортофосфорной кислоты. Показано, что кристаллическая фаза образуется независимо от способа смешения и концентрации кислоты. При производ-

стве пеноизола, используется полимерная смола ВПС-Г (ТУ 2223-057-05015227-2000); поверхностно-активное вещество АБСФК (ТУ 2481-036-04689375-95) и катализатор отверждения, в качестве которого используется водный раствор кислоты ортофосфорной (ГОСТ 6552-80). Модификация жидкого стекла карбамидными смолами позволяет получить твердеющую композицию [11]. Для этой цели может быть использована полимерная смола КФТМ-15 смешанная с кислотой ортофосфорной и вспененная сжатым воздухом в присутствии пенообразователя.

Таким образом, анализ сведений [2, 9, 10, 11] позволил установить, что ортофосфорная кислота является электролитом коагулятором для жидкого стекла и полимерной смолы, поэтому при получении пеногеля переменного агрегатного состояния её предлагаются использовать в качестве компонента смеси.

Материалы и методы. Для вспенивания пеногеля используются поверхностно-активные вещества (ПАВ), так называемые пенообразователи [12].

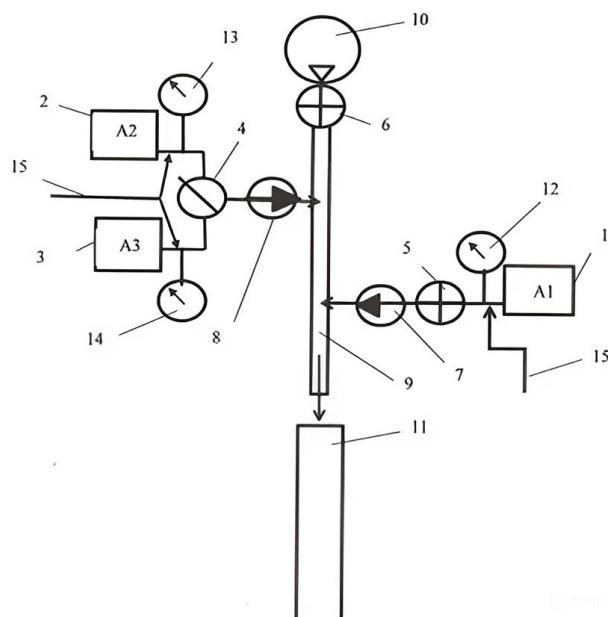


Рис. 1. Схема лабораторной установки для приготовления пеногеля: 1 – емкость для раствора ортофосфорной кислоты с пенообразователем; 2 – емкость для жидкого стекла; 3 – емкость для смолы; 4, 5, 6 – краны; 7, 8 – насосы; 9 – смесительный шланг; 10 – компрессор; 11 – модель скважины; 12, 13, 14 – расходомеры; 15 – водопровод с горячей водой



Рис. 2. Общий вид лабораторной установки для приготовления пеногеля: 1, 2, 3 – емкости под реагенты; 4 – компрессор; 5 – установка «Пена-3000/10УМ»; 6 – модель скважины

Таким образом, исходя из требований к свойствам пеногелевой забойки, которые сводятся к приготовлению вспененного состава, содержащего жесткую основу, обладающей повышенной устойчивостью, но содержащей необходимое количество жидкости. Такой состав может быть приготовлен из водного раствора жидкого стекла, модифицированного полимерной смолой, ортофосфорной кислоты и пенообразователя.

Методы исследования.

Свойства пеногеля переменного агрегатного состояния оцениваются показателями, характеризующими его состояние после приготовления.

Кратность пеногеля представляет собой отношение объема пеногеля к суммарному объему раствора, пошедшего на его образование:

$$K = \frac{V_0}{V_p} \quad (1)$$

где V_0 – объем образовавшегося пеногеля, см^3 ;

V_p – суммарный исходный объем раствора, см^3 .

Относительная доля воздуха (ϵ) в пеногеле:

$$\epsilon = \frac{1 - K}{K} \quad (2)$$

Устойчивость пеногеля является одним из основных показателей, характеризующих возможность использования его в качестве забойки. Устойчивость пеногеля (Y) в процентах вычисляют по формуле:

$$Y = \frac{V_i}{V_0} \cdot 100 \quad (3)$$

где V_i – объем пеногеля в i момент времени, см^3 ;

V_0 – первоначальный объем пеногеля, см^3 .

Плотность пеногеля – это отношение массы M пеногеля к его объему:

$$P = \frac{M}{V_0} \quad (4)$$

Свойство низкоплотной, пористой забойки переменной плотности усиливать фугасное действие взрыва на массив в совокупности с возможностью пылеподавления обуславливает необходимость определения целесообразного соотношения в её составе газообразного и жидкого компонентов. С этой целью в лабораторных условиях проведено моделирование процесса приготовления пеногелей, в результате которого проведена оценка и выбор наиболее рационального состава компонентов пеногеля.

Эксперименты. Лабораторная установка для приготовления пеногеля переменного агрегатного состояния и отработки процесса формирования из него забойки (рис. 1), состоит из трёх ёмкостей 1-3, соединённых через кран-смеситель 4, кран 5 и трубопроводами с насосами 7, 8, от которых в шланг 9 подаются твердеющие или нетвердеющие гелеобразующие, пенообразователь и отвердитель. К шлангу 9 подсоединяется компрессор 10. Шланг 9 подводится к рукаву 11. В ёмкости 1 готовится раствор отвердителя-коагулятора (ортосфорной кислотой) с пенообразователем. Ёмкость 2 предназначена для быстротвердеющего гелеобразователя (полимерной смолы), а ёмкость 3 используется для приготовления раствора, не твердеющего гелеобразователя (жидкого стекла). Общий вид лабораторной установки для приготовления пеногеля представлен на рис. 2.

Для исследования процесса формирования забойки из пеногеля переменного агрегатного состояния использована модель скважины, состоящая из вертикальной фермы длиной два метра, сваренной из уголков 1, к которой крепится цилиндр, выполненный из прозрачного материала. Диаметр модели скважины составляет

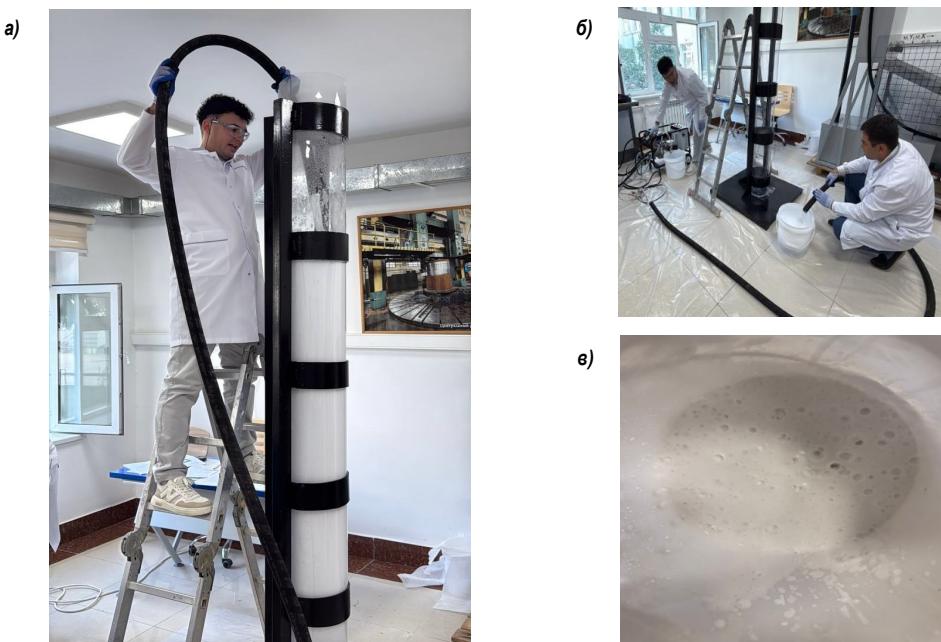


Рис. 2. Геомеханическая модель перераспределения напряжений под действием порового давления

0,25 м и соответствует реальному диаметру скважины. Конструкция имитирует незаряженную ВВ часть скважины.

Для получения надежных результатов с учётом усреднения различных случайных факторов было проведено по 3 параллельных испытания с каждым составом. Для исследования использовались 6 % растворы жидкого стекла (ЖС), 1 % раствор кислоты ортофосфорной (КОФ), смола 100 % и 4 % раствор пенообразователя АБСФК (ПО), которые смешивались сжатым воздухом в различных соотношениях.

Первый состав пеногеля формировался в соответствие с патентом [13], в котором пеногель из жидкого стекла, модифицированного смолой и ортофосфорной кислоты с пенообразователем смешивался сжатым воздухом. Причём забойка состояла из твердеющего и нетвердеющего составов, заполняемых в модель скважины слоями высотой по 0,5 м. Для того, чтобы сформировать слоёный столб пеногеля попеременно включалась подача смолы или жидкого стекла.

Второй состав пеногеля также формировался в соответствие с патентом [13], в котором пеногель из жидкого стекла, модифицированного смолой и ортофосфорной кислоты с пенообразователем смешивался сжатым воздухом. Забойка состояла из твердеющего и нетвердеющего составов, заполняемых в модель скважины слоями высотой по 0,5 м. Для формирования слоёного столба пеногеля в этом случае попеременно отключалась подача жидкого стекла при постоянно включённой подаче смолы.

Третий состав пеногеля формировался путём механического смешивания сжатым воздухом жидкого стекла, модифицированного смолой с ортофосфорной кислотой, смешенной с пенообразователем. Причём забойка состояла из смеси твердеющего и нетвердеющего составов, заполняемых в модель скважины, включая подачу смолы и жидкого стекла одновременно.

Результаты. За результат испытаний принимают среднее арифметическое результатов трёх параллельных измерений. Допускаемое расхождение между результатами трёх параллельных измерений не должно превышать $\pm 10\%$ среднего арифметического значения. Усредненные показатели экспериментов приведены в табл. 1. Причём столб пеногелевой забойки должен оставаться способным сохранять запирающие свойства в течение времени

проведения заряжания скважин взрывчатым веществом и подготовки проведения взрыва.

В результате эксперимента установлена зависимость изменения высоты столба пеногеля в модели скважины (рис. 4).

Из графика видно, что 4 ч наблюдений за уменьшением столба пеногеля в модели скважины установлена линейная тенденция уменьшения высоты столба пеногелевой забойки в двух сериях экспериментов. Так, в первой серии экспериментов при формировании забойки слоями эта величина составила примерно 0,25 м.

Во-второй серии экспериментов при формировании забойки слоями, но при попеременном отключении жидкого стекла эта величина составила примерно 0,4 м, а в третьей серии при одновременной подаче смолы и жидкого стекла величина столба забойки в не изменилась.

В процессе лабораторных экспериментов также изучалось взаимодействие пеногеля с горными породами в стенах скважины, моделируемое на основе прозрачного цилиндра, имитирующего скважину диаметром 0,25 м. Согласно анализу литературы [14, 15], пеногель переменного агрегатного состояния обеспечивает повышенную устойчивость стенок скважины за счёт адгезии и инфильтрации в поры породы. В частности, при контакте с горными породами (например, песчаниками или известняками) пеногель формирует тонкую мембрану на поверхности стенок, которая предотвращает обрушение и вынос частиц породы, увеличивая контактную площадь на 20-30 % [16]. Это приводит к "пережиманию" скважины продуктами разрушения породы, где опережение смещения частиц в массиве относительно пеногелевой забойки составляет около 20-30% от диаметра скважины [4].

В наших экспериментах наблюдалась компрессия слоя пеногеля под давлением, что продлевает время запирания продуктов детонации в скважине, усиливая фугасное действие на массив и улучшая дробление породы. Для третьего варианта смеси (одновременная подача компонентов) взаимодействие с породой оказалось наиболее эффективным: пеногель инфильтруется в микротрещины, образуя закупорку и мембрану, что снижает риск обводнения и повышает стабильность стенок в неустойчивых формациях. Гелевые добавки в пене, аналогично описанным в [17], усиливают стабилизацию скважины, особенно в трещиноватых

Таблица 1
Результаты лабораторных испытаний пеногеля

Номер экспери-мента	Состав пеногеля	Количество, л	Объем пеногеля в модели скважины через 4 ч, м ³	Кратность, раз	Устойчивость, %	Плотность, кг/м ³	Относительная доля воздуха, доли ед.
1.	Жидкое стекло	2,6	0,0982	9,9	85	485	0,899
	Смола	2,6					
	Ортофосфорная кислота с пенообразователем	4,8					
2.	Жидкое стекло	2,5	0,0957	9,1	87	522	0,890
	Смола	2,5					
	Ортофосфорная кислота с пенообразователем	4,6					
3.	Жидкое стекло	1,3	0,122	3,9	100	477	74
	Смола	3,9					
	Ортофосфорная кислота с пенообразователем	4,9					

породах, где скорость инфильтрации достигает 0,1-0,5 м/мин в зависимости от пористости. Эти данные подтверждают целесообразность применения пеногеля в промышленных условиях для предотвращения коллапса стенок скважины и оптимизации взрывных работ.

В лабораторных исследованиях оценивалось поведение пеногеля при высокой температуре, что критично для применения в условиях взрывных работ в скважинах, где локальные температуры могут достигать 150-300 °С из-за детонации взрывчатых веществ. Согласно анализу состава и литературным данным [18, 19], пеногель переменного агрегатного состояния на основе жидкого стекла, модифицированного полимерной смолой (КФПМ-15 или аналогичной), демонстрирует высокую термостабильность: до 200 °С он сохраняет пенную структуру, устойчивость и запирающие свойства, без значительного разрушения или потери объема.

При превышении 200 °С происходит постепенная дегидратация и полимеризация, приводящая к уплотнению материала, что усиливает его барьерные функции в краткосрочном периоде (до 1015 мин), но не приводит к полному разложению. Это поведение обусловлено неорганической основой (жидкое стекло), которая формирует термостойкую сетку из силикатов, и модификацией смолой, предотвращающей быструю деградацию.

Важно отметить, что при нагреве пеногель не выделяет вредные газы, такие как формальдегид, оксиды углерода или другие токсичные вещества. Газовый анализ в экспериментах показал отсутствие вредных продуктов разложения даже при температурах до 300 °С [20], благодаря оптимизированному соотношению компонентов и отсутствию летучих примесей в составе. Это делает пеногель экологически безопасным для использования в горнодобываче, минимизируя риски для здоровья работников и окружающей среды.

Заключение. Пеногелевая забойка переменного агрегатного состояния представляет собой состав на основе пеногеля, образованного в результате механического смешивания сжатым воздухом гелеобразующих, структурирующих компонентов и коагуляторов с добавлением пенообразователя.

В результате лабораторных исследований свойств пеногеля установлено, что наиболее устойчивое его состояние образуется при модификации раствора жидкого стекла полимеризующейся

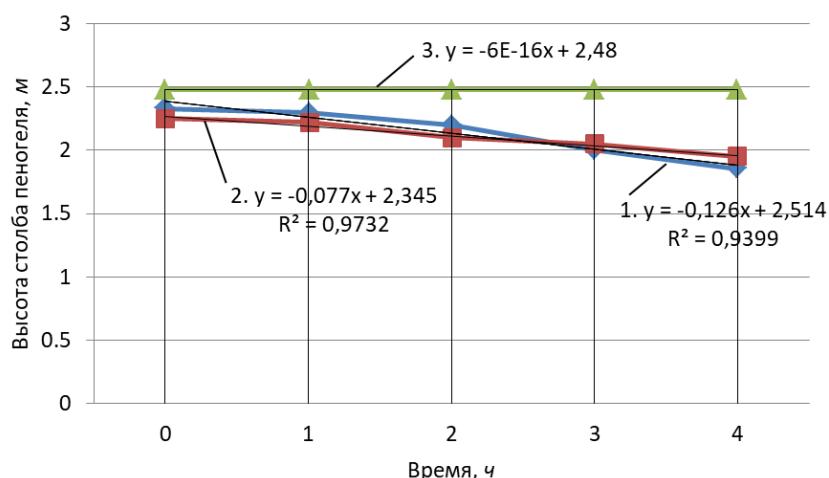


Рис. 4. Изменение высоты столба пеногеля в модели скважины: 1 – формирование забойки слоями при попеременной подаче смолы или жидкого стекла; 2 – формирование забойки слоями при попеременном отключении жидкого стекла; 3 – при одновременной подаче смолы и жидкого стекла

добавкой в виде смолы. В качестве электролита-коагулятора в данном случае является раствор ортофосфорной кислоты, которая не только полимеризует смолу КФПМ-15, но и реагирует с жидким стеклом, способствуя превращению его в гель.

Проведены две серии экспериментов с приготовлением пеногелевой забойки переменного агрегатного состояния, которые предусматривали заполнение модели скважины в двух вариантах.

Первый вариант предусматривал заполнение модели скважины слоями, которые формировались путем чередования, попеременного включения подачи смолы или жидкого стекла через каждые 30 с. При втором варианте заполнение модели проводилось при одновременной подаче смолы или жидкого стекла.

В результате эксперимента установлены зависимости изменения высоты столба пеногеля в модели скважины. Установлено, что оба состава пеногелевой забойки переменного агрегатного состояния по патенту соответствуют требованиям устойчивости.

Кратность пеногеля около 8 ед. позволяет предполагать обеспечение запирающей способности забойки и рекомендуется для проведения промышленных испытаний пеногелевой забойки переменного агрегатного состояния в условиях карьера в сухих скважинах. Состав пеногеля, сформированного при одновременной подаче смолы и жидкого стекла обладает лучшей устойчивостью по

сравнению с двумя предыдущими составами. Несмотря на то, что кратность пеногеля около 4 ед. позволяет предполагать обеспечение запирающей способности забойки и рекомендуется для проведения промышленных испытаний пеногелевой забойки переменного агрегатного состояния в условиях карьера в обводненных скважинах.

Библиографический список:

1. ГОСТ 13078-81. Стекло натриевое жидкое. Технические условия. – М.: Издательство стандартов, 1981. – 12 с.
2. Катанов И.Б. Анализ свойств наноструктурированных пеногелевых составов для забойки взрывных скважин // И.Б. Катанов, А.А. Сысоев. Вестник КузГТУ, № 2 (138). – Кузбасс, 2020. – С. 24-31.
3. ГОСТ 4147-74 Реактивы. Железо (III) хлорид 6-водный. Технические условия. – Москва.: Издательство стандартов, 2004. – 11 с.
4. ГОСТ 4108-72 Барий хлорид 2-водный. Технические условия. – Москва.: Издательство стандартов, 2007. – 6 с.
5. ГОСТ 19347-2014 Купорос медный. Технические условия. – Москва.: Издательство стандартов, 2015. – 36 с.
6. ГОСТ 19284-79 Микротальк для лакокрасочной промышленности. Технические условия. – Москва.: Издательство стандартов, 1995. – 6 с.
7. ГОСТ 7885-86 Углерод технический для производства резины. Технические условия. – Москва.: Издательство стандартов, 2009. – 19 с.
8. ТУ 9833-09-27443232-2019. Кремнезоль.
9. Патент № 2753652. Пеногель // Катанов И.Б., Катанова Н.А. зарег. 19.08.2021.
10. Сумич А.И. Состав фосфатов, образующихся при взаимодействии жидкого стекла с растворами ортофосфорной кислоты // А.И. Сумич, Г.С. Ещенко. Труды БГТУ, №3. Химия и технология неорганических веществ. – Белгород, 2013. – С. 90-93.
11. Завадский Г.В., Белоzerova Н.Г. Исследование композиционного материала на основе растворимого стекла. Изв. вузов. Строительство и архитектура. – № 6. – М.: Высшая школа, 1980. – С. 61-62.
12. ГОСТ Р 50588-2012. Пенообразователи для тушения пожаров. Общие технические требования и методы испытаний. – Москва, 2012. – 24 с.
13. Foydali model patentiga Quduqni ko'pik-gel bilan tijinlash usuli UZ FAP 2495 (Патент на полезную модель. Способ забойки скважины пеногелем. Нутбуллоев Гафур Субханович, Кабилов Шерали Боли Оглы, Умаров Фарходбек Яркулович, Насыров Уткир Фатидинович, Заирев Шерзод Шарипович, Уринов Шерали Рауфович, Гайнбазаров Бахром Абдалиевич, Катанов Игорь Борисович // Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.05.2024, бюл. № 5 (278).

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025, No. 4 (103) pp. 64-68
LABORATORY STUDIES OF THE PROCESS OF FORMING VARIABLE AGGREGATE STATE FOAM GEL PLUGS

¹Kobilov Sh.B., Acting Associate Professor, Department of Mining, PhD.

¹Rizaev A.A., Senior Lecturer, Department of Mining.

¹Khamidov R.B., Assistant, Department of Mining.

²Kamolov Sh.A., Chief Engineer, CRU JSC "NGMK".

¹Almalyk Branch of NITU "MISIS". Almalyk, Uzbekistan.

²JSC "Navoi Mining & Metallurgical Combinat", Navoi, Uzbekistan.

The analysis of existing foam gel compositions showed that they do not possess the required stability, as over time they transition into a gel. To increase the stability of the foam gel, it is proposed to modify sodium silicate (liquid glass) with a polymer resin, which polymerizes when mixed with orthophosphoric acid, giving the foam structure some rigidity. This paper presents the results of laboratory studies of the properties of variable aggregate state foam gel, characterizing its stability, foaming ratio, density, and relative air content in the structure. Two variants of mixtures were studied, which have the same composition but differ in the preparation technology. As a result, despite some differences in the stability of the compositions, both can be recommended for industrial experiments on well plugging with foam gel.

Keywords: foam gel, laboratory studies, composition, properties, stability, liquid glass, polymer resin, orthophosphoric acid, foaming agent, model, well, plugging

References:

1. GOST 13078-81. Steklo natrievoye zhidkoye (Liquid Sodium Glass). Tekhnicheskiye usloviya (Technical conditions).
2. Katanov I.B. Analysis of the properties of nanostructured foam gel compositions for explosive well plugging // Vestnik KuzGTU. – No. 2 (138). – Kuzbass, 2020. – Pp. 24-31.
3. GOST 4147-74. Reaktiv. Zhelezo (III) khlorid 6-vodnyy (Reagents. Iron (III) chloride hexahydrate). Tekhnicheskiye usloviya (Technical conditions). – Moskva, 2004. – 11 p.
4. GOST 4108-72. Bariy khlorid 2-vodnyy (Barium chloride dihydrate). Tekhnicheskiye usloviya (Technical conditions). – Moskva, 2007. – 6 p.
5. GOST 19347-2014. Kuporos mednyy (Copper sulfate). Tekhnicheskiye usloviya (Technical conditions). – Moskva, 2015. – 36 p.
6. GOST 19284-79. Mikrotalk dlya lakokrasochnoy promyshlennosti (Micronized talc for paint and varnish industry). Tekhnicheskiye usloviya (Technical conditions). – Moskva, 1995. – 6 p.
7. GOST 7885-86. Uglerod tekhnicheskiy dlya proizvodstva reziny (Technical carbon for rubber production). Tekhnicheskiye usloviya (Technical conditions). – Moskva, 2009. – 19 p.
8. TU 9833-09-27443232-2019. Kremnезоль.
9. Patent № 2753652. Penogel // Katanov I.B., Katanova N.A., reg. 19.08.2021.
10. Sumich A.I. Composition of phosphates formed during the interaction of liquid glass with orthophosphoric acid solutions // A.I. Sumich, G.S. Yeschenko. Trudy BGTU. No. 3. Khimiya i tekhnologiya neorganicheskikh veshchestv. – Belgorod, 2013. – Pp. 90-93.
11. Zavadsky G.V., Belozerova N.G. Study of composite material based on soluble glass. Izv. vuzov. Stroitelstvo i arkhitektura. – No. 6. – M.: Vysshaya shkola, 1980. – Pp. 61-62.
12. GOST R 50588-2012. Penoobrazovateli dlya tusheniya pozharov. Obshchiye tekhnicheskiye trebovaniya i metody ispytaniy. – Moskva, 2012. – 24 p.
13. Foydali model patentiga Quduqni ko'pik-gel bilan tijinlash usuli UZ FAP 2495 (Utility model patent. Method for plugging a well with foam gel. Nutbullaev Gafur Subhanovich, Kabilov Sherali Boli Ogly, Umarov Farhodbek Yarkulovich, Nasirov Utkir Fatidinovich, Zairov Sherzod Sharipovich, Urinov Sherali Raufovich, Gaibnazarov Bakhrom Abdalievich, Katanov Igor Borisovich // Registered in the state register of inventions of the Republic of Uzbekistan 23.05.2024, bulletin № 5 (278)).

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА FMEA ДЛЯ АНАЛИЗА ОТКАЗОВ КРУПНОГАБАРИТНЫХ ШИН АВТОСАМОСВАЛОВ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА МУРУНТАУ



Юсупов У.Б.,
и.о. профессора кафедры
«Инженеринг транспортных средств»
ТГТРУ, DSc



Исраилов М.Э.,
начальник Управления транспорта
АО «Навоийский ГМК»

Maqolada Muruntau koni sharoitida karyer avtosamosvallarida qo'llaniladigan katta o'lchamli shinlarning ishlardan chiqish sabablari Failure Mode and Effects Analysis (FMEA) usuli asosida tahlil qilingan. Tadqiqotning maqsadi – ekspluatatsion omillarning haqiqiy TKVCh ko'satkichiga ta'sirini aniqlash, xavf darajasini baholash va shina resursini oshirishga qaratilgan profilaktik choralar-tadbirlarni ishlab chiqishdan iborat. 2024 yil va 2025 yilning birinchi yarim yiligidagi avtoparkda qo'llanilgan 50/80R57, 40.00R57, 37.00R57 va 33.00R51 o'lchamli shinlarning statistik ma'lumotlari tahlil qilindi. FMEA natijalariga ko'ra, eng yuqori xavf indeksi (RPN=315) protektor va karkasning ajralib ketishi bilan bog'liq bo'lib, bu asosan TKVChning me'yordan oshib ketishi va shinaning termik yuklanishi bilan belgilanadi. Mexanik shikastlanishlar (RPN=288) va protektor yeyilishi (RPN=135) ham ekspluatatsion resursga sezilarli ta'sir ko'rsatdi. Olingen natijalar asosida, TKVChni kamaytirish, shina resursini oshirish va ekspluatatsiya xarakatlarini optimalashirishga qaratilgan aniq tavsiyalar ishlab chiqildi.

Kalit s'ozlar: katta o'lchamli shinlar, karer avtosamosvallari, shina nosozliklari, FMEA usuli, RPN xavf indeksi, haqiqiy TKVCh ko'satkich, issiqlik yuklanishi, mexanik shikastlanishlar, protektor ajralishi, ekspluatatsion omillar, shina resursi, avtovtransport ishonchligi, Muruntau koni.

В статье представлен анализ отказов крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов в условиях рудника Мурунтая с применением метода FMEA (Failure Mode and Effects Analysis). Целью исследования является выявление наиболее критических факторов, влияющих на фактический показатель ТКВЧ, оценка уровня рисков по интегральному показателю RPN и разработка мероприятий по повышению надёжности шин и снижению эксплуатационных затрат. Статистическая база включает данные по списанию шин типоразмеров 50/80R57, 40.00R57, 37.00R57 и 33.00R51 за 2024 год и первое полугодие 2025 года. Результаты FMEA-анализа показали, что наивысший приоритет риска связан с отслоением протектора/каркаса (RPN=315), вызванным тепловой перегрузкой и превышением ТКВЧ. Механические повреждения (RPN=288) и износ протектора (RPN=135) также оказывают существенное влияние на снижение ресурса шин. На основе анализа предложены практические рекомендации, направленные на уменьшение фактического значения ТКВЧ, повышение долговечности шин и улучшение состояния технологических дорог.

Ключевые слова: крупногабаритные шины, карьерные автосамосвалы, отказ шин, FMEA, RPN, фактический показатель ТКВЧ, тепловая нагруженность, механические повреждения, отслоение протектора, эксплуатационные факторы, ресурс шин, надёжность карьерного автотранспорта, рудник Мурунтая.

Введение. В мире для создания конкурентоспособной конструкции крупногабаритных шин большое значение имеет разработка методов, позволяющих достоверно оценивать их прочностные и тепловые характеристики, внедрение новых технологий, отвечающих современным требованиям, совершенствование конструктивных методов проектирования, а также систематическое проведение научно-исследовательских работ, направленных на повышение ресурсосбережения при эксплуатации автосамосвалов.

В данном направлении, в частности, приоритетными являются исследования, направленные на постоянный контроль технического состояния автосамосвалов и параметров шин, а также на эффективное использование их ресурса за счёт правильного выбора шин с учётом особенностей местного рельефа [1, 2].

Повышение эффективности использования шин достигается за счёт снижения повреждаемости и увеличения срока их службы, что позволяет сократить затраты и простои, активизировать использование оборудования и улучшить экономические показатели эксплуатации.

Обзор литературы и существующие подходы. Выбор шин должен соответствовать действующему законодательству, а также быть согласован с производителями транспортных средств и шин с учётом типоразмера, индекса нагрузки и скорости, конструкции и других параметров. При этом необходимо учитывать условия эксплуатации, включая абразивность покрытия, вероятность механических повреждений, интенсивность износа и другие факторы, влияющие на срок службы и эффективность работы шин. Неправильный выбор рисунка протектора или состава резиновой смеси может существенно снизить ресурс шины и производительность техники [3, 5].

Шины подбираются по следующим основным критериям:

- соответствие типоразмеру и конструкции, рекомендованным для конкретного вида техники;
- максимальная нагрузка и допустимая скорость (в соответствии с индексом нагрузки и индексом скорости);
- производственные характеристики, включая показатель ТКВЧ и среднюю транспортную дистанцию в час;

Таблица 1

Анализ ходимости КГШ автосамосвалов в условиях карьера Мурунтау за период с 01.01 по 31.12.2024 гг.

№	Модель техники	Типоразмер КГШ	Кол-во техники	Кол-во списанных шин	Средняя ходимость, км.	Мех. повреждения		Отслоение		Износ	
						Кол-во шин	Средняя ходимость, км	Кол-во шин	Средняя ходимость, км	Кол-во шин	Средняя ходимость, км
1	KOMATSU 860E-1K	50/80R57 (1200/90R57)	10	42	28 243	15	26 047	17	22 617	10	41 102
2	KOMATSU 830E-1AC	40.00R57 (46/90R57)	11	845	49 903	246	48 855	160	35 033	439	61 877
	CAT-793D		38								
	БелАЗ-75310		46								
	БелАЗ-75307		6								
3	CAT-789D	37.00R57	10	43	66 795	5	60 510	25	51 100	13	99 410
4	БелАЗ-7513	33.00R51	28	289	47 758	100	41 672	54	37 511	135	56 364
Итого			149	1219	49244	366 (30%)	46732	256 (21%)	36678	597 (49%)	60817

- условия эксплуатации (абразивность дорожного покрытия, температурный режим, вероятность порезов и проколов);
- специфика выполняемых транспортных операций (скорость, частота торможений, уклоны маршрута и пр.).

Корректный выбор шин с учётом вышеупомянутых факторов обеспечивает безопасность эксплуатации, продлевает срок службы шин и повышает эффективность работы карьерных автосамосвалов [4, 6].

В мировой и отечественной практике оценка влияния таких факторов довольно часто проводится разрозненно, что затрудняет формирование комплексных профилактических мероприятий. Метод FMEA (Failure Mode and Effects Analysis) позволяет систематизировать виды отказов шин, определять приоритетные риски на основе интегрального показателя RPN (Risk Priority Number) и выявлять критические зоны, оказывающие наибольшее влияние на ресурсы, способствуя их снижению.

Применение FMEA в исследовании ходимости КГШ карьерных автосамосвалов обеспечивает возможность не только количественной оценки факторов, но и разработки адресных рекомендаций по снижению фактического значения ТКВЧ и увеличению срока службы шин.

Материалы и методы исследования. Выполнение анализа отказов крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов методом FMEA с оценкой влияния факторов на фактический показатель ТКВЧ является актуальной научно-практической задачей, направленной на повышение надежности технологического автотранспорта и снижение эксплуатационных затрат предприятий горнодобывающей промышленности. Для выявления критических факторов и разработки мероприятий по их минимизации был проведен анализ отказов по методу FMEA на основе статистики списаний шин в условиях карьера Мурунтау за 2024 год (табл. 1) и 6 месяцев 2025 года.

Статистическая база исследования охватила данные по эксплуатации КГШ типоразмеров 50/80R57, 40.00R57, 37.00R57 и 33.00R51, установленных на автосамосвалах марок KOMATSU, CAT и БелАЗ. В 2024 г. было списано 1219 крупногабаритных шин со средней ходимостью 49 244 км, при этом структура отказов включала механические повреждения – 366 шт. (30 %, средняя ходимость

46 732 км), отслоение протектора/каркаса – 256 шт. (21 %, 36 678 км) и износ протектора – 597 шт. (49 %, 60 817 км). За первые шесть месяцев 2025 года было списано 998 крупногабаритных шин, из которых 480 шт. (48 %) составили преждевременные отказы, при этом отмечен рост доли механических повреждений до 59 % и снижение доли отслоений до 11 % на фоне увеличения средней ходимости до 56 011 км (рис. 1 и 2).

В процессе исследований были применены экспериментальные испытания, методы математической статистики, экспертная оценка с привлечением специалистов, а также аналитические методы FMEA (Failure Modes and Effects Analysis) и FTA (Fault Tree Analysis), направленные на выявление возможных отказов шин, оценку их последствий и разработку мер по их предотвращению.

Целью исследования является комплексная оценка причин преждевременного выхода из строя крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов в условиях рудника Мурунтау с применением методов FMEA и FTA.

Научная новизна исследования заключается в следующем: классификация причин преждевременного выхода из строя крупногабаритных шин была усовершенствована на основе инженерного анализа в виде дерева причинно-следственных связей (FTA – Fault Tree Analysis), с группировкой отказов по трём основным типам: естественный износ, механические повреждения и термические повреждения.

Результаты. Методика FMEA предусматривала для каждого типа отказа определение тяжести последствий (S), вероятности возникновения (O), вероятности своевременного обнаружения дефекта (D) и расчёт приоритетного числа риска (RPN) как произведения $S \times O \times D$ (табл. 2).

В результате установления причин преждевременного выхода из строя крупногабаритных шин, в целях облегчения и упрощения анализа для инженеров-шинников, была разработана усовершенствованная классификация причин преждевременного выхода из строя крупногабаритных шин, выполненная на основе инженерного анализа в виде дерева причинно-следственных связей (FTA – Fault Tree Analysis) с группировкой отказов по трём основным типам: износ шин, механические повреждения и термические повреждения, представленные на рис. 3.

НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

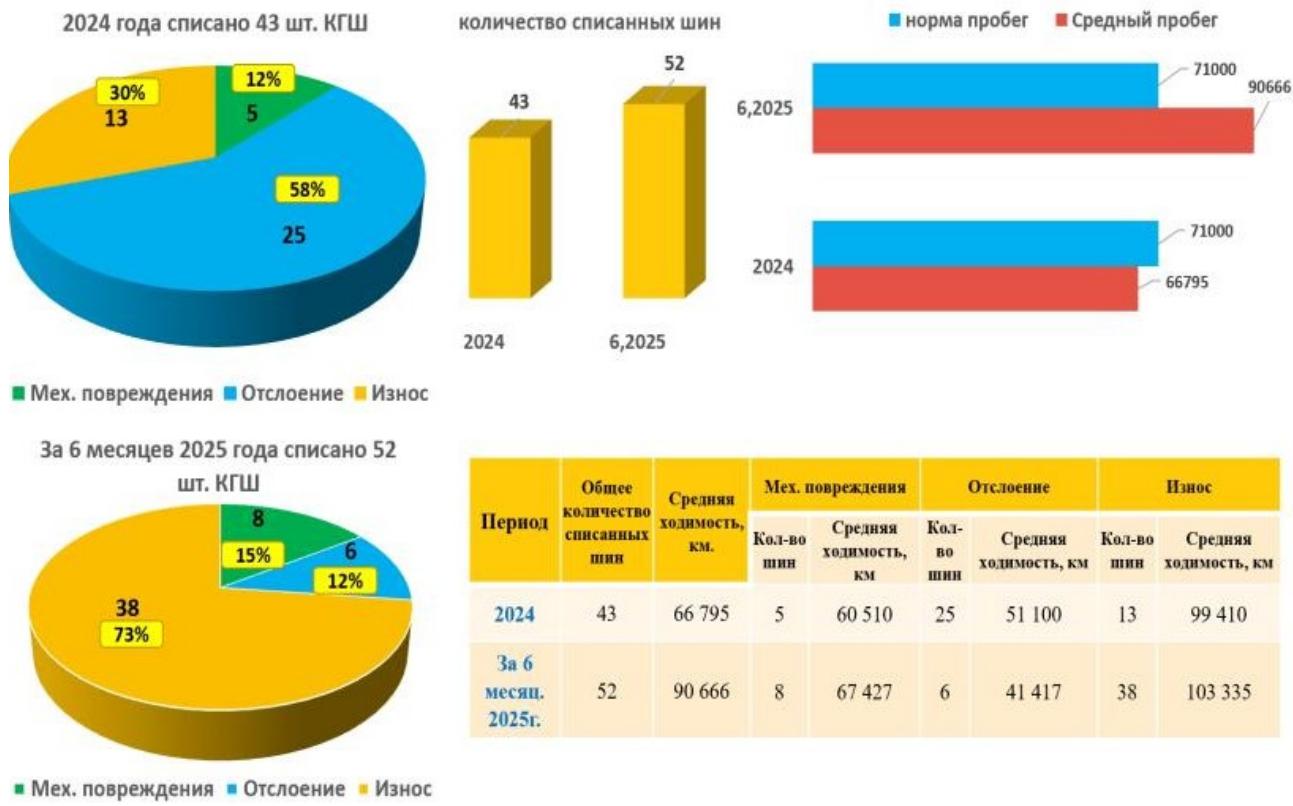


Рис. 1. Анализ ходимости КГШ типоразмера 37.00R57

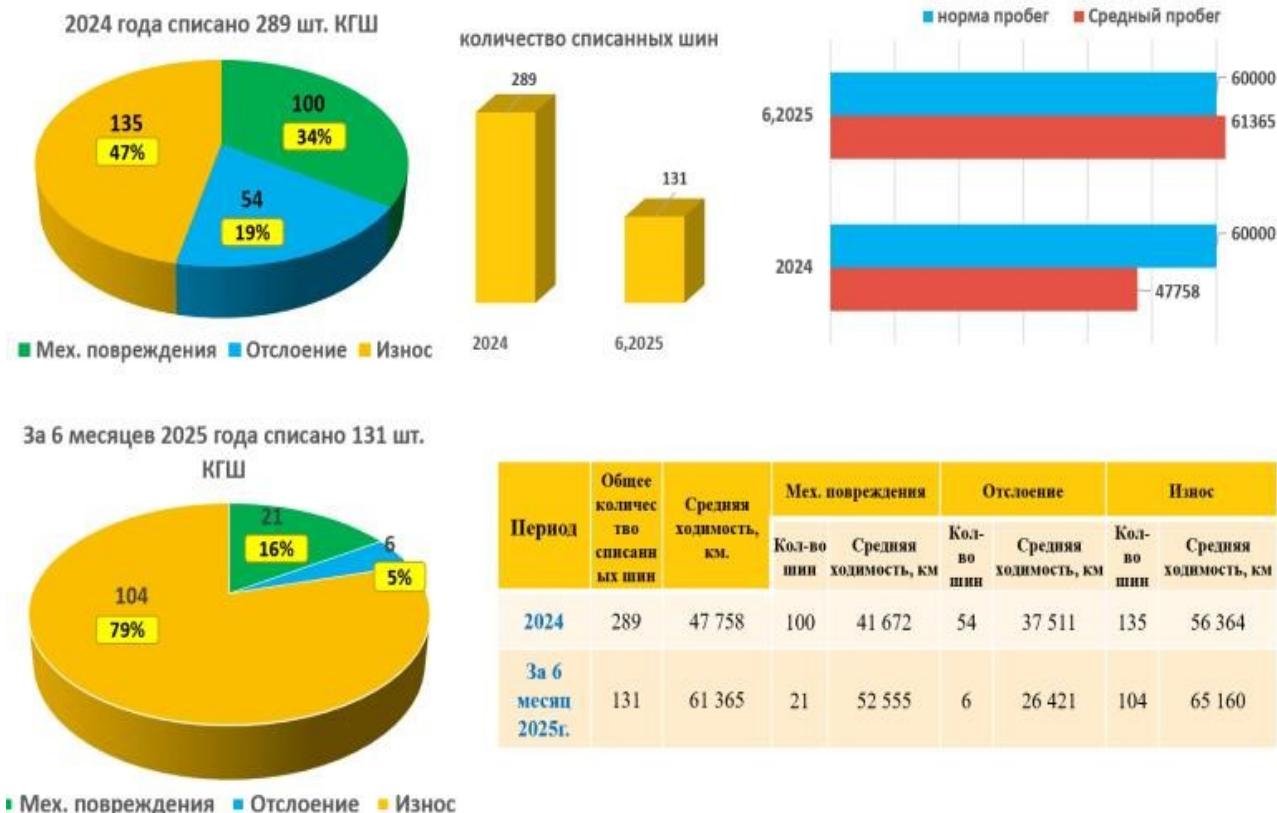


Рис. 2. Анализ ходимости КГШ типоразмера 33.00R51

Результаты FMEA-анализа по методу приоритетного числа риска

Таблица 2

№	Вид отказа	Основные причины (факторы)	S	O	D	RPN	Влияние на ТКВЧ	Рекомендации
1.	Отслоение протектора/каркаса	Превышение допустимого значения ТКВЧ, перегрев шины ($>85^{\circ}\text{C}$), высокая скорость при высоких уклонах, длительное транспортное плечо, низкое давление, дисбаланс нагрузки	9	5	7	315	Резкое снижение ресурса (на 25–40%), частые отказы до 40 тыс. км	Ввести динамическое ограничение скорости по температуре и уклону; онлайн-мониторинг показателя ТКВЧ и давления; подбор смесей с повышенным показателем ТКВЧ
2.	Механические повреждения	Камни и острые кромки на дороге, удары при высоких скоростях, неправильное давление, перегруз осей	8	6	6	288	Снижение ресурса на 10–25%, повышение значения ТКВЧ из-за сопротивления качению	Профилактическое грейдерование, контроль скорости по участкам, телеметрия ударных нагрузок, контроль давления перед рейсом
3.	Износ протектора	Неправильный подбор компаунда к температуре и скорости, высокое абразивное воздействие, несоблюдение давления, отсутствие ротации	5	9	3	135	Рост значения ТКВЧ при высоких скоростях, но в основном ресурс соответствует расчетному	Ротация шин по пробегу, контроль давления, оптимизация рисунка протектора под условия участка



Рис. 3. Усовершенствованная классификация причин отказов крупногабаритных шин в карьерной эксплуатации

Износ шин. К данной группе отнесены процессы деградации эксплуатационных свойств, происходящие как в результате естественного старения, так и под воздействием неблагоприятных эксплуатационных условий. Выделяются следующие формы износа [6]:

- естественный износ – постепенное снижение толщины протектора в пределах нормативного срока службы;
- ускоренный износ – выражается в интенсивном истирании рабочей поверхности шины под воздействием повышенных нагрузок, не соответствующего стандартам давления или агрессивной среды;
- неравномерный износ – проявляется в виде одностороннего, пилообразного износа, а также локального износа в центральной или боковых зонах беговой дорожки, обусловленного нарушением углов установки колёс, дисбалансом, или систематическим отклонением от рекомендованных режимов эксплуатации.

Механические повреждения. Представляют собой результат кратковременного или длительного воздействия внешних сил, превышающих допустимые для конструкции шины значения. Основные виды механических дефектов включают:

- сквозные повреждения (проколы, пробои) протектора или боковины;

– несквозные повреждения (порезы различной глубины) с возможным нарушением герметичности;

- разрывы брекерных слоёв, корда, гермослоя;
- глубокие порезы до металлического корда, сопровождающиеся вторичным отслоением элементов конструкции;
- вздутия (выпячивания) боковины, обусловленные внутренними разрывами каркаса;
- повреждения бортовой зоны, возникающие при неосторожной транспортировке, монтаже/демонтаже или вследствие контакта с острыми предметами.

Термические повреждения. Возникают под действием аномального теплового воздействия, способного нарушить целостность резино-кордной конструкции. Основные формы термического разрушения:

- отслоение резины протектора, вызванное перегревом вследствие длительной езды с пониженным давлением или с чрезмерной нагрузкой;
- локальное повреждение вследствие поражения электрическим током (например, при нарушении правил работы на карьерной технике);

– внутреннее или наружное возгорание шины, как правило, – результат длительного воздействия высоких температур, механических повреждений либо химических реакций.

Обсуждение. Итоги анализа отказов шин методом FMEA и FTA, выполненного в карьерных условиях Мурунтау, дают основание для следующих выводов:

Наибольший приоритет риска по RPN имеет отслоение протектора/каркаса (315), что связано с тепловой перегрузкой шин и превышением расчетного значения ТКВЧ.

Механические повреждения (RPN = 288) усилились в 2025 г.: их доля возросла до 59 %, что указывает на необходимость улучшения состояния дорог и контроля скорости.

Износ протектора (RPN = 135) имеет меньший приоритет, но требует системной ротации и оптимизации подбора шин.

Анализ по типоразмерам показал, что наименее ресурсным является 50/80R57 (средняя ходимость 27-28 тыс. км при норме 45 тыс. км), а наиболее ресурсным — 37.00R57 (средняя ходимость до 90 тыс. км). Анализ факторов, приводящих к преждевременному выходу шин из строя, позволяет не только выявить характерные дефекты и условия их возникновения, но и сформировать обоснованные технические и организационные решения, направленные на повышение надёжности, продление ресурса и обеспечение безопасной эксплуатации шин.

Исходя из сформулированных выводов, разработаны следующие рекомендации, направленные на снижение частоты отказов крупногабаритных шин и оптимизацию фактического показателя ТКВЧ в условиях Мурунтау:

Внедрить систему мониторинга показателя ТКВЧ в реальном времени с автоматическим уведомлением водителей.

Разработать скоростные карты маршрутов с учетом уклонов и температуры воздуха.

Организовать регулярное грейдерование и контроль состояния технологических дорог.

Применять TPMS с датчиками температуры и давления на каждом колесе.

Проводить анализ маршрутов с картой повреждаемости для планирования ремонта покрытия.

Разработать сезонные регламенты давления с учетом температурных условий.

Заключение.

Впервые для условий карьера Мурунтау провёдён анализ отказов крупногабаритных шин методом FMEA с определением приоритетов риска (RPN), что позволило выявить и определить тепловую перегрузку и превышение расчётного значения ТКВЧ как ключевые факторы отслоений протектора/каркаса. Установлен рост доли механических повреждений до 59% и определены ресурсные типоразмеры шин, что даёт основание для оптимизации режимов эксплуатации и корректировки методики расчёта фактического значения ТКВЧ.

Практическая значимость исследования заключается в возможности оперативно выявлять критические факторы, приводящие к преждевременным отказам шин, и разрабатывать эффективные меры по снижению фактического ТКВЧ и повышению ресурса КГШ.

Вклад работы состоит в адаптации метода FMEA к условиям карьера Мурунтау и определении приоритетов риска (RPN), что позволяет оптимизировать эксплуатационные режимы и повысить надёжность карьерного автотранспорта.

Дополнительно проведённый анализ по методикам FMEA и FTA позволяет сформировать основу для создания автоматизированной системы мониторинга рисков отказов шин в карьерных условиях. Реализация предложенных мероприятий может обеспечить снижение доли преждевременных списаний КГШ и повышение эффективности эксплуатации технологического автотранспорта.

В результате реализации разработанных рекомендаций установлено, что на карьерах Центрального РУ преждевременный выход из строя крупногабаритных шин снизился на 16%, а средний срок их службы увеличился на 4,56%, что подтверждает эффективность предложенного подхода.

Библиографический список:

1. Горюнов С.В. Разработка методики прогнозирования долговечности крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов: Дис.... канд. техн. наук. – М.: Кемерово, 2021. – 124 с.
2. Юсупов У.Б. Методологии прогнозирования ресурса шин автотранспорта в карьерных условиях: Дис... докт. техн. наук. – Ташкент, 2024. – 162 с.
3. Mukhiddinov A. & Anvarjonov A. (2025). Analysis of the method for calculating the actual indicator ton-kilometre per hour of large tyres and its disadvantages. AIP Conference Proceedings, 3256, p. 060039. <https://doi.org/10.1063/5.0266854>.
4. Israilov M. and Yusupov U. (2025). Determining the weight of factors affecting the TKPH of large-sized tyres. E3S Web of Conferences, 627, 05010. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202562705010>.
5. Umidbek Yusupov and Akmal Mukhiddinov. Evaluation of the influence of the longitudinal slope of carriage roads on the tire life. CONMECHYDRO – 2023, E3S Web of Conferences 401, 03025 (2023). <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202340103025>.
6. Mukhiddinov Akmal Anvarovich, & Urinbayev Quvondiq Ullug'bek o'gli. Method for calculation of the influence of the longitudinal slope of the road on the tire life. Galaxy International Interdisciplinary Research Journal. (2023), 11(3). – Pp. 49-59. Retrieved from <https://internationaljournals.co.in/index.php/giir/article/view/3631/>
7. Urinbaev K., Rakimberganova Z., & Israilov M. (2025). Improvement of the classification of causes for the decommissioning of large-size tyres. Vibroengineering Procedia. – Volume 58. Pp. 291-299. <https://doi.org/10.21595/vp.2025.24964>.
8. Urinbaev K. & Boykov V. (2025). Optimising TKPH for Large-Sized Tires in Quarry Conditions. Lecture Notes in Networks and Systems. HMMOCS 2024, LNNS 1481, pp. 381-391. https://doi.org/10.1007/978-3-031-95649-2_33.
9. Топалиди В.А., Исарапов М.Э. Определение фактического показателя ТКВЧ крупногабаритных шин в карьерных условиях // Автомобильная промышленность – 2024. № 8. – С. 12-15.
10. Фундаментальная и прикладная наука: состояние и тенденции развития: Монография // Абдирахмонов Ж.А. и др. – Петрозаводск: МЦНП «Новая наука», 2023. – 545 с.: ил. – Коллектив авторов. DOI 10.46916/06032023-1-978-5-00174-887-8.
11. Bridgestone. Справочник внедорожные шины. 2014 г. – 97 с.
12. https://www.modernmachinery.ru/images/tehnika/KOMATSU/Dump_Truck/830E-AC/830e_ac_2018_01.pdf.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2025. No. 4 (103), pp. 69-74

APPLICATION OF THE FMEA METHOD FOR ANALYZING FAILURES OF LARGE-SIZE DUMP TRUCK TIRES IN MURUNTAU MINE CONDITIONS

¹*Yusupov U.B.*, Acting Professor, Department of Vehicle Engineering, DSc.

²*Israilov M.E.*, Head of Transport Management.

¹*Tashkent State Transport University. Tashkent, Uzbekistan.*

²*Navoi Mining & Metallurgy Combina. Navoi, Uzbekistan.*

This paper presents an analysis of failures of large-size tires of mining dump trucks operating at the Muruntau mine using the FMEA (Failure Mode and Effects Analysis) method. The study aims to identify the most critical factors affecting the actual TKPH (ton-kilometer per hour) indicator, assess risk levels using the integral RPN (Risk Priority Number), and develop measures to improve tire reliability and reduce operational costs. The statistical database includes tire retirement data for sizes 50/80R57, 40.00R57, 37.00R57, and 33.00R51 for 2024 and the first half of 2025.

FMEA analysis results showed that the highest risk priority is associated with tread/carcass separation (RPN = 315), caused by thermal overload and exceeding TKPH. Mechanical damage (RPN = 288) and tread wear (RPN = 135) also significantly reduce tire service life. Based on the analysis, practical recommendations were developed to reduce actual TKPH, increase tire longevity, and improve the condition of haul roads.

Keywords: large-size tires, mining dump trucks, tire failure, FMEA, RPN, actual TKPH, thermal load, mechanical damage, tread separation, operational factors, tire service life, reliability of mining vehicles, Muruntau mine.

References:

1. Goryunov S.V. *Development of a methodology for predicting the durability of large-size tires of mining dump trucks: Candidate of Technical Sciences Dissertation.* – Moscow: Kemerovo, 2021. – 124 p.
2. Yusupov U.B. *Methodologies for predicting the tire service life in mining conditions: Doctor of Technical Sciences Dissertation.* – Tashkent, 2024. – 162 p.
3. Mukhiddinov A. & Anvarjonov A. (2025). Analysis of the method for calculating the actual TKPH of large tires and its disadvantages. AIP Conference Proceedings, 3256, 060039. <https://doi.org/10.1063/5.0266854>.
4. Israilov M. & Yusupov U. (2025). Determining the weight of factors affecting the TKPH of large-size tires. E3S Web of Conferences, 627, 05010. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202562705010>.
5. Yusupov U. & Mukhiddinov A. (2023). Evaluation of the influence of longitudinal slope of carriage roads on tire life. CONMECHYDRO – 2023, E3S Web of Conferences, 401, 03025. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202340103025>.
6. Mukhiddinov A.A. & Urinbayev Q.U. (2023). Method for calculation of the influence of the longitudinal road slope on tire life. Galaxy International Interdisciplinary Research Journal, 11(3). – Pp. 49-59. Retrieved from .
7. Urinbaev K., Rakimberanova Z., & Israilov M. (2025). Improvement of the classification of causes for decommissioning of large-size tires. *Vibroengineering Procedia*, 58. Pp. 291-299. <https://doi.org/10.21595/vp.2025.24964>.
8. Urinbaev K. & Boykov V. (2025). Optimising TKPH for large-size tires in quarry conditions. *Lecture Notes in Networks and Systems, HMMOCS 2024, LNNS 1481*. Pp. 381-391. https://doi.org/10.1007/978-3-031-95649-2_33.
9. Topalidi V.A. & Israilov M.E. Determination of the actual TKPH of large-size tires in mining conditions. *Avtomobilnaya Promyshlennost*, 2024(8). – Pp. 12-15.
10. Abdirakhmonov Zh.A. et al. *Fundamental and applied science: state and development trends: Monograph.* Petrozavodsk: MCNP "Novaya Nauka", 2023, 545 p. DOI 10.46916/06032023-1-978-5-00174-887-8.
11. Bridgestone. *Off-road tire manual.* 2014. – 97 p.
12. KOMATSU 830E-AC Dump Truck Technical Specifications. https://www.modernmachinery.ru/images/tehnika/KOMATSU/Dump_Truck/830E-AC/830e_ac_2018_01.pdf.

ЗОЛОТО ПОД НОГАМИ: ОТ НАУЧНОЙ ФАНТАСТИКИ К РЕАЛЬНОСТИ, КАК ФУТУРИСТИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ МЕНЯЮТ ПРАВИЛА ИГРЫ В ЗОЛОТОДОБЫЧЕ

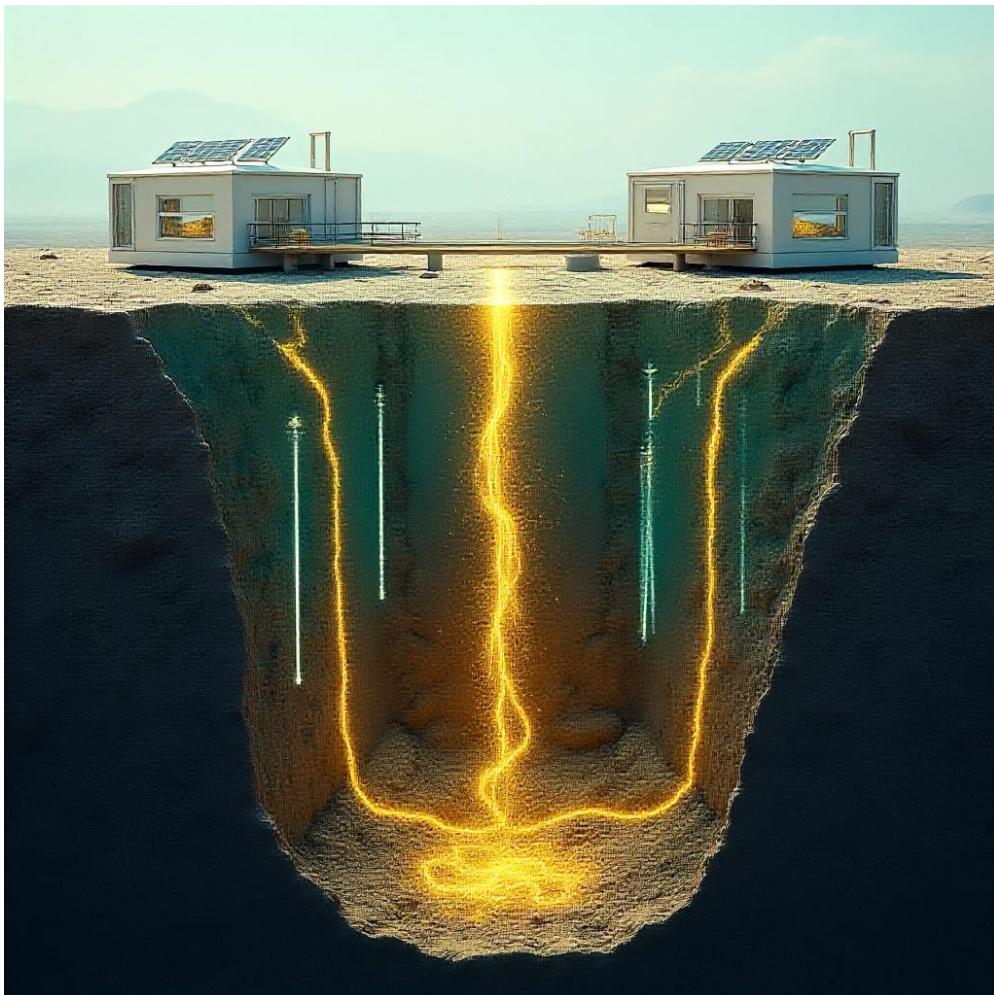
Современная золотодобывающая индустрия стоит перед лицом серьёзных вызовов, которые требуют принципиально новых решений. Исторически сложилось, что добыча драгоценного металла — это колоссальный, капиталоёмкий и невероятно инертный процесс. Представьте себе картину: многолетняя стадия проектирования, получение бесконечного списка разрешений, затем многолетнее строительство, и только потом, когда все готово, начинается сама добыча. Это не просто образ, это экономическая и технологическая реальность, на которой держится рынок, и которая делает его крайне консервативным.

Сегодня основные методы добычи золота включают:

Открытый способ: Этот метод, самый распространенный в мире, предполагает извлечение руды из гигантских карьеров. Он требует огромного количества техники, персонала и, что критично, влечет за собой **масштабное нарушение ландшафта**, оставляя после себя гигантские воронки, которые можно увидеть даже из космоса.

Подземный способ (шахты): Используется для добычи из глубоких месторождений. Этот метод еще более сложен, опасен и дорог, а высокие риски для жизни и здоровья персонала, необходимость в сложном и дорогостоящем оборудовании делают его одним из самых затратных.

Эти традиционные подходы объединяют одна главная проблема: **крайне высокая стоимость первоначальных инвестиций и невероятно длительный срок реализации проекта**. Чтобы начать разработку нового месторождения, компаниям приходится вкладывать сотни миллионов, а то и миллиарды долларов, а срок от начала проектирования до момента получения первой коммерческой продукции может составлять **пять-десять и даже более лет**. Эти средства идут на строительство дорог, прокладку линий электропередач, возведение обогатительных фабрик, крупных водозаборных узлов, насосных станций, жилых комплексов для персонала и так далее. Кроме того, высокая энергозависимость и логистические сложности в удаленных регионах приводят к значи-



Футуристическое изображение модульных систем ПВ

тельному увеличению себестоимости добываемого золота. На каждую тонну руды, содержащей всего несколько граммов драгоценного металла, приходится тратить огромные ресурсы, что делает нерентабельным освоение месторождений с низким содержанием золота.

Подземное выщелачивание: путь к новому стандарту

Метод **скважинного подземного выщелачивания (СПВ)** металлов получил наибольшее развитие в мире в варианте скважинной системы отработки руд непосредственно на месте залегания. Принципиальная схема СПВ проверена многолетним опытом урановой промышленности и по состоянию на сегодня не нуждается в корректировке.

При СПВ подготовку, вскрытие и извлечение металлов осуществляют путем выщелачивания через скважины, пробуренные с поверхности.

Подача выщелачивающего раствора производится в систему закачных скважин, затем раствор фильтруется через рудный массив, а продуктивные растворы через систему откачных скважин извлекаются на поверхность и транспортируются на установку переработки растворов.

Этот метод обладает рядом неоспоримых **достоинств**, которые весьма привлекательны при выборе способа разработки месторождений:

Сохранение природного ландшафта: Отсутствие выемок в виде карьеров, эфелей (отвалов промывки песков) и хвостохранилищ, что сводит к минимуму ущерб окружающей среде.

Снижение травматизма: Исключение прямого контакта работающих с горной породой, что значительно повышает безопасность труда.

Исключение технологических операций: Из производственного цикла убираются такие этапы, как добыча руды, её транспортировка, дробление, измельчение, обогащение и гидрометаллургическая переработка концентратов.

Снижение капитальных затрат: Стоимость строительства рудника сокращается в 2–4 раза.

Повышение рентабельности: Снижается бортовое содержание металлов, что позволяет вовлекать в отработку бедные и забалансовые для традиционных методов месторождения, увеличивая минерально-сырьевую базу.

Гибкость: Возможность попутного извлечения металлов с низкими исходными концентрациями и отработки месторождений, приуроченных к сильно обводненным породам.

Автоматизация: Возможность автоматизации процесса добычи в недрах и переработки технологических растворов на поверхности.

Несмотря на все эти преимущества, в реальной практике метод СПВ сталкивается с рядом **проблемных вопросов**:

Ограничения сырьевой базы: Для успешного СПВ необходима естественная проницаемость продуктивного горизонта.

Проблемы с инфраструктурой: Хотя сам процесс подземный, для него требуется наземная инфраструктура. Добычной комплекс включает технологические скважины, а также средства подачи и



Одно из скважинных полей на объекте ООО «Геоприд»

откачки растворов. Система транспортировки растворов — это связующее звено, состоящее из центральных и участковых насосных станций и трубопроводов. Всё это требует значительных капитальных вложений в стационарные объекты, включая компрессорные станции, склады, мастерские и административные здания.

Наследие «Дюны»: новая философия добычи

Рынок сегодня нуждается в прорывных решениях, которые смогли бы изменить парадигму глобальных капиталовложений. То, что еще вчера казалось научной фантастикой, сегодня становится необходимостью. Вспомним мобильные телефоны, которые в свое время были лишь атрибутом шпионских фильмов, а теперь стали частью каждого из нас. Или беспилотные автомобили, когда-то казавшиеся героями футуристических антиутопий, а сегодня уже тестируемые на дорогах. Этот путь от фантастики к реальности лежит в основе нашего видения будущего добывающей отрасли. Футурологи давно предсказывали эру максимальной автономности, и теперь мы стоим на пороге её воплощения. Это время, когда смелые мечты писателей-фантастов обретают плоть и кровь в инженерных решениях.

В культовом романе Фрэнка Герберта, в знаменитой вселенной «Дюны», человечество осваивает суровую пустынную планету Арракис с помощью автономных комбайнов — «харвестеров». Эти машины самостоятельно и эффективно собирали бесценную «пряность», минимизируя вмешательство человека и сокращая затраты. Сегодня, спустя десятилетия после выхода романа, эта идея обретает реальные очертания, превращаясь из литературного образа в революционную технологию.

Наша концепция — это не просто технологическое усовершенствование, а смена всей парадигмы добычи. Мы сохраняем и разываем принципы СПВ, устранив его главные недостатки. Вместо стационарных фабрик с жесткой привязкой к инфраструктуре, мы предлагаем **модульные комплексы**, состоящие из отдельных блоков. Эти блоки — модуль подготовки раствора, насосная станция, система электроснабжения, блоки автоматизации, электролиза и сепарации — могут быть доставлены на месторождение на обычном транспорте, например, в стандартных 20-футовых контейнерах. Их можно быстро собрать и так же оперативно свернуть, перебросив на новое место. Это полностью меняет экономику проекта: отпадает необходимость в дорогостоящей прокладке ЛЭП и создании масштабных, капитальных сооружений, которые превращают ландшафт в индустриальную зону. Это делает рентабельной разработку даже небольших, ранее неэффективных для освоения месторождений золота, а в будущем — и редких земель, открывая доступ к сокровищам, до поры до времени считавшимся недоступными.

Это видение позволяет золотодобывающей компании стать по-настоящему мобильной и гибкой. Больше нет необходимости годами строить фабрику, чтобы потом зависеть от одного, пусть и богатого, месторождения. Теперь можно «кочевать» по карте, быстро разворачивая и сворачивая модули, словно мобильный лагерь первоходцев, ища всё новые и новые источники ценного металла. Эта гибкость — не просто преимущество, это новая философия ведения бизнеса, которая позволяет реагировать на рыночные изменения с небывалой скоростью и эффективностью.

Сила автономности

Один из главных барьеров для освоения удаленных месторождений и территорий — это отсутствие доступа к стабильной и дешевой энергии. Традиционные методы зависят от строительства линий электропередач (ЛЭП), что требует колоссальных финансовых и временных затрат. Наша концепция предлагает элегантное решение этой проблемы, которое кажется пришедшим прямо из будущего: использование автономных солнечных энергетических систем.

Современные солнечные панели достигли невероятного КПД, превзойдя даже самые смелые ожидания. Они стали не просто альтернативой, а полноценной заменой традиционным источникам.

КПД современных солнечных панелей, доступных на рынке, составляет 20-22%, а в лабораторных условиях этот показатель уже превысил 47%. С учетом того, что для солнечной энергетики не требуется топливо, этот показатель эффективности делает её в среднесрочной перспективе более выгодным источником энергии.

Вместо привязки к централизованным сетям, эти системы работают на возобновляемой солнечной энергии. Ключевым преимуществом является возможность обеспечения **круглогодичного электроснабжения**. В сочетании с мощными аккумуляторными батареями (АКБ), они обеспечивают непрерывную работу оборудования, создавая самодостаточный, независимый энергетический контур. Это делает солнечную энергетику идеальным решением для удаленных энергообъектов.

Такой подход не только снижает эксплуатационные расходы, но и делает весь процесс экологически чистым. Использование солнечной энергетики, позволяет окупаться инвестициям значительно быстрее, чем многие полагают. Основные факторы, способствующие этому:

Отсутствие эксплуатационных расходов: Нет затрат на топливо и минимальное обслуживание.

Долговечность оборудования: Современные солнечные панели имеют гарантированный срок службы до 25 лет.

Нет привязки к капитальному строительству: Солнечные панели можно легко перемещать с места на место, без дополнительного сооружения капитальных оснований и фундаментов.

В южных странах с высоким уровнем солнечной инсоляции, экономическая выгода особенно очевидна. Большое количество солнечных дней позволяет максимально эффективно использовать установленное оборудование, что значительно сокращает срок окупаемости и делает солнечную энергию доминирующим источником электроэнергии для удаленных регионов. По мере развития технологий, этот разрыв будет только увеличиваться.

Конечно же помимо электроэнергетической автономности требуется и автономность в воде, такие системы отличаются минимальным потреблением воды. Растворы готовятся непосредственно на месторождении, и их циркуляция в замкнутом цикле позволяет практически полностью исключить избыточное водопотребление из внешних источников. Это крайне важно в регионах, где доступ к чистой воде ограничен, и делает наш метод не только экономически, но и экологически привлекательным. Отсутствие необходимости в огромных объемах воды также упрощает логистику и снижает нагрузку на местные водные ресурсы.

Золото без границ: будущее, которое уже наступило

Максимальная автоматизация — еще одна ключевая особенность нашего видения. Искусственный интеллект, роботы и передовые сенсорные системы берут на себя весь цикл добычи. От подготовки реагентов до получения золотого концентратса — все процессы управляются удаленно, с помощью единого модуля. Это позволяет системе работать полностью автономно, без необходимости постоянного присутствия персонала на месте. Система может функционировать самостоятельно до тех пор, пока не закончатся реагенты или не иссякнет само месторождение.

Такая высокая степень автономности и мобильности открывает принципиально новые возможности. Теперь золотодобывающая компания может быстро «перебрасывать» свои «харвестеры» с одного объекта на другой, следуя за потенциалом, а не привязываясь к капитальным постройкам. Это даёт огромную гибкость и делает процесс добычи невероятно эффективным. Это не просто инжиниринг, это философия, которая освобождает добычу от её устаревших оков.

Мы стоим на пороге новой эры, когда технологии, ранее существовавшие лишь в фантастических романах, становятся осаждаемой реальностью. Футурологи были правы. Будущее добычи — это не огромные, неподвижные заводы, а умные, мобильные и автономные системы.

номные системы, работающие на чистой энергии. И это будущее уже начинает воплощаться в жизнь, меняя мир к лучшему.

От идеи к реальности: наш путь к успеху

Наш проект — это не просто смелая концепция, это чётко спланированный путь. В настоящий момент идея находится на ранней стадии, но уже подкреплена реальными шагами, уже проведены ряд переговоров с золотодобывающими компаниями, чтобы убедиться в актуальности нашего решения.

Мы, ЗАО «ПО «Спецбурмаш», не начинаем с нуля. У нас есть собственное производственное предприятие и наработанные компетенции в создании скважинных систем. Что ещё важнее, мы выстроили широкий круг партнёрских отношений. В рамках ознакомления с технологией и её возможностями мы заручились консультационной поддержкой у компании ООО «Геоприд» (Россия, Свердловская обл.), которая является ведущим специалистом в области добычи золота методом ПВ. Мы выражаем искреннюю благодарность руководству и техническим специалистам этого предприятия за оказываемую помощь в нашем деле. Мы также рассчитываем на поддержку специалистов Уральской торгово-промышленной палаты, что придаёт проекту дополнительный вес. Как итог мы видим, что наработки и успешный опыт на реальных объектах недропользователей могут быть интегрированы в концепт мобильных автономных систем.

Наш путь к успеху чётко разделён на три ключевые фазы, каждая из которых имеет свои конкретные цели и временные рамки:

Фаза 1: Концептуализация и планирование (0-6 месяцев) На этом этапе мы сосредоточены на превращении идеи в детальный и структурированный проект. Мы формируем рабочую группу, привлекаем ключевых партнёров, таких как горно-металлургические компании, и разрабатываем подробную дорожную карту с чёткими показателями эффективности. Мы также создаём технико-экономическое обоснование, которое докажет выгоду нашего решения для инвесторов.

Фаза 2: НИОКР и создание прототипов (1-2 года) Цель этой фазы — доказать работоспособность нашей технологии. Мы будем создавать и тестируировать отдельные модули — от скважинных систем и электроснабжения до блока автоматизации. Испытания будут проводиться на реальном месторождении нашего партнёра ГМК, что позволит нам получать ценную обратную связь и оптимизировать конструкцию модулей.

Фаза 3: Создание жизнеспособного продукта MVP и коммерциализация (3-5 лет) На заключительном этапе мы объединим все модули в единый, полностью функциональный прототип. После комплексных испытаний мы перейдём к получению необходимых сертификатов и патентов. Наша цель — вывести продукт на рынок и предложить его не только крупным игрокам, но и небольшим компаниям, которые раньше не могли позволить себе такие проекты.

Финансовая модель нашего проекта также предельно ясна: мы ищем финансирование как от заинтересованных компаний, так и от грантов. Мы готовы произвести часть скважинного оборудования своими силами, что снизит затраты и позволит нам достичь амбициозных, но реалистичных целей в намеченные сроки.

Революция в добыче, или зачем нужны модульные СПВ

Наш подход не стремится радикально снизить энергопотребление как таковое. Он решает гораздо более острую и дорогую проблему — **необходимость в строительстве ЛЭП и сопутствующей инфраструктуры** в удаленных и труднодоступных районах. За счёт модульности наша система позволяет наращивать любую необходимую мощность — насосную, электрическую, сорбционную или зондировальную — просто добавляя новые модули по мере роста потребностей. И, наоборот, при снижении рентабельности на конкретном участке, модули могут быть легко перевезены в другое место, где они будут снова приносить доход.

Этот проект — не просто виденье, это **новый стандарт**, который в конечном итоге сделает всю отрасль более эффективной, экологичной и более рентабельной. Он дает возможность крупным золотодобывающим предприятиям осваивать те месторождения, которые раньше считались неперспективными из-за низкой рентабельности. Но что еще важнее, наша технология открывает двери для **мелких и средних компаний**.

Традиционно, такие игроки ограничены в своих возможностях. Они не решаются брать больше одной лицензии на добычу, так как это означало бы строительство двух капитальных объектов, что приводило к непосильным расходам и финансовым рискам. Наша модульная система полностью изменит правила игры. Мелкие компании смогут **масштабировать свой бизнес без огромных капитальных вложений**. Они смогут приобрести один комплект модулей и последовательно отрабатывать несколько месторождений, просто перемещая оборудование с одного участка на другой по мере истощения запасов. Это позволит им снижать риски, оптимизировать затраты и значительно повышать свою конкурентоспособность на рынке.

Проект, разрабатываемый ЗАО «ПО «Спецбурмаш», — это прямое доказательство того, что идеи, рожденные в фантастических мирах, могут стать основой для реальных, прорывных технологий, которые изменят наш мир. Будущее, в котором добыча ресурсов будет столь же изящной, сколь и эффективной, уже не за горами.

Генеральный директор ЗАО «ПО «Спецбурмаш»

Копытов Евгений Геннадьевич

ГЛОБАЛЬНЫЙ СПРОС НА УРАН: АНАЛИЗ ТЕКУЩИХ ТЕНДЕНЦИЙ И СЦЕНАРИЕВ РАЗВИТИЯ

Данные, представленные в очередном издании совместного отчета Международного агентства по атомной энергии (IAEA) и Агентства по ядерной энергии (NEA), указывают на то, что на начало 2023 года глобальные разведанные ресурсы урана с себестоимостью добычи не выше 260 долларов США за килограмм урана составляли порядка 7,93 млн тонн. В то же время, объем ресурсов в более экономически доступной категории (менее 130 USD/kgU) сократился на 2,5 % относительно данных предыдущего отчета. Авторы данного отчета связывают это снижение с уточнением геологических моделей и пересмотром запасов ряда месторождений [1].

Текущая ситуация на мировом рынке урана. Сегодня топ-15 стран, на долю которых приходится более 95 % мировых доступных запасов с себестоимостью менее 130 USD/kgU входят такие страны как Австралия (28 % от общемирового объема), Казахстан (14%) и Канада (10 %) и показана на рис. 1. При этом Казахстан сохраняет статус ведущей добывающей страны, обеспечив в 2022 году приблизительно 43% мирового производства урана [2]. Значительные объемы добычи также приходятся на Канаду, Намибию, Австралию и Узбекистан. По итогам 2023 года глобальный объем добычи достиг 54 345 тонн, что демонстрирует рост на 10 % по сравнению с показателем предыдущего года.

Существенным фактором, стимулирующим восстановление отрасли после 2020 года, стала благоприятная ценовая динамика. Как показали данные, цена на уран (U_3O_8) выросла с уровня около 30 долл. США/фунт в 2020 году до 106 долл. США/фунт к январю 2024 года. Данный ценовой рост послужил ключевым драйвером для увеличения добычи и активизации инвестиций в геологоразведочные работы (ГРР) и разработку новых месторождений [3].

Так, совокупные вложения на разведку и разработку месторождений урана увеличились более чем в два раза — с 377 млн долл. США в 2020 году до 840 млн долл. США в 2023 году. Наибольший объем инвестиций был направлен в проекты, локализованные в Канаде, Китае, России, Индии, Намибии и Узбекистане, что свидетельствует о смещении фокуса геологоразведочной активности в новые и перспективные регионы.

Далее показаны ключевые факторы, определяющие текущий и перспективный спрос на уран на глобальном рынке

Рост атомной энергетики. По данным МАГАТЭ (2024), по состоянию на 2023 год в мире насчитывалось 438 действующих ядерных энергетических реакторов общей установленной мощностью около 394 ГВт, которые ежегодно потребляли приблизительно 59 000 тонн урана. Прогнозы до 2050 года указывают на значительный потенциал роста: в сценарии высокого спроса установленная мощность может удвоиться, что приведет к увеличению годовой потребности в уране до 142 000 тонн. Этот рост будет обеспечиваться не только за счет традиционных энергогигантов (Китай, Индия, Россия), но и стран,

развивающих свою атомную энергетику с «нуля» (например, Египет, Бангладеш, Турция).

Геополитическая нестабильность. Современная геополитическая обстановка, в частности напряженность в регионе Персидского залива и пересмотр глобальных цепочек поставок после украинского кризиса, напрямую влияет на рынок урана. Зависимость многих стран от импорта топливных сбороок и услуг по обогащению (с концентрацией мощностей в России) стимулирует политику диверсификации источников снабжения и наращивания национальных источников урана. Это ведет к формированию стратегических запасов урана и долгосрочных контрактов, создавая дополнительный, неэластичный к цене спрос.

Технология малых модульных реакторов (SMR). Разработка и коммерциализация SMR-технологий открывают новые рыночные ниши для атомной энергетики: замещение выбывающих угольных мощностей, энергоснабжение удаленных районов, производство тепла и водорода. Хотя удельное потребление урана одним SMR невелико, их предполагаемое массовое развертывание кластерами формирует значительный совокупный спрос.

Климатические обязательства. В рамках глобальной декарбонизации ядерная энергетика признается странами как низкоуглеродный источник базовой нагрузки. Инициатива более 20 государств на COP28 (Конференция ООН по изменению климата) по удвоению мировых ядерных мощностей к 2050 году является политическим стимулом первого порядка. Это закрепляется в национальных энергетических стратегиях, предусматривающих прямую финансовую поддержку и налоговые льготы для существующих и новых атомных станций, что гарантирует устойчивый долгосрочный спрос на ядерное топливо.

Запасы и вторичные источники. На протяжении последних лет рынок существенно зависел от вторичных источников урана, включающих переработку оружейного высокообогащенного урана, а также рециклинг отработавшего топлива [4, 5]. Как отмечается в том же отчете, доля вторичных источников в покрытии общей потребности АЭС снизилась с 21% в 2020 году до примерно 15% в

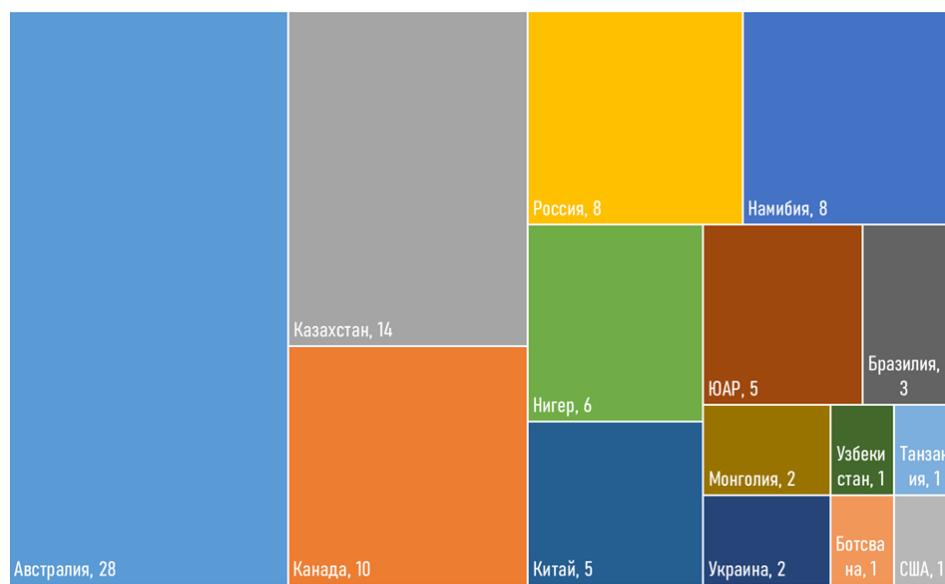


Рис. 1. Топ-15 стран по разведанным запасам урана с себестоимостью менее 130 USD/kgU (в процентах)

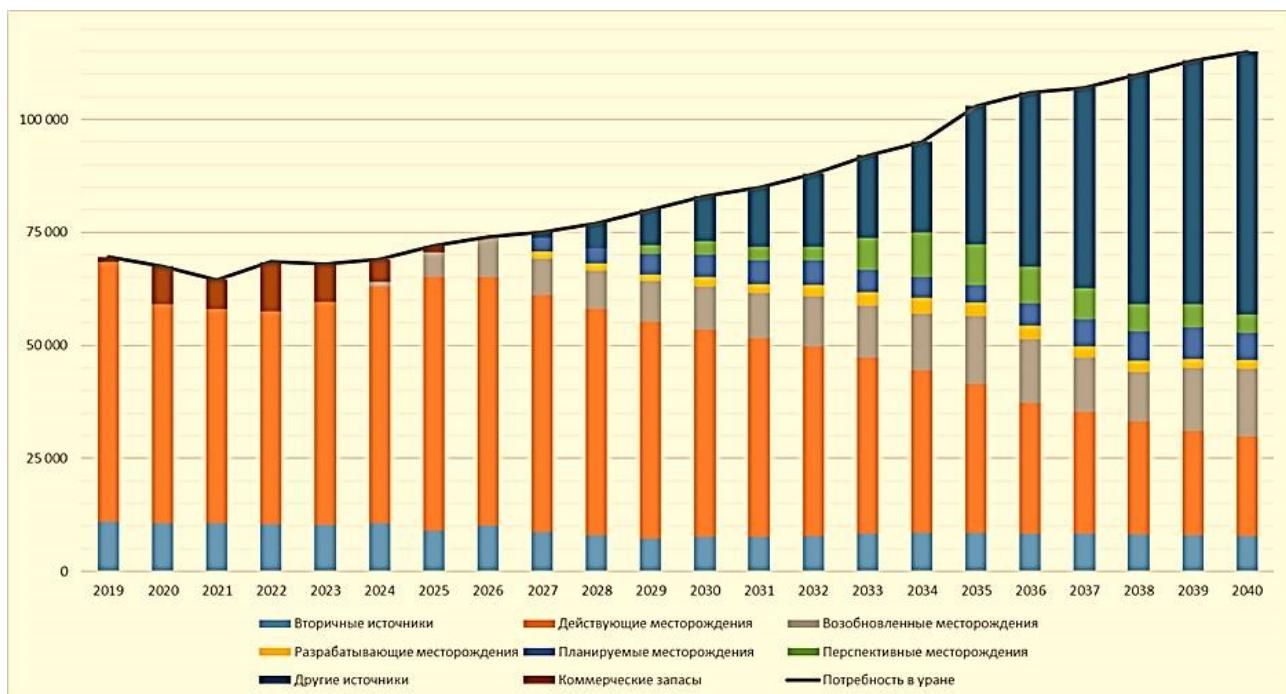


Рис. 2. Распределение сырьевых источников уранового топлива [4]

2023 году. По прогнозам, к 2030 году этот показатель может упасть ниже 10 %, поскольку существующие запасы истощаются, а масштабы программ по рециклину остаются ограниченными. Это создает «структурный дефицит», который может быть покрыт исключительно за счет наращивания объемов первичной добычи, оказывая существенное давление на цены в среднесрочные и долгосрочные перспективы.

Прогноз спроса на уран. Отчет также содержит прогнозы на ближайшие годы: предполагаемые мировые ядерные мощности к 2050 году демонстрируют значительный разброс в зависимости от выбранного сценария развития. При консервативном (низком) сценарии ожидается рост до 574 ГВт(э), тогда как в условиях высокого сценария — до 900 ГВт(э). Данная динамика напрямую транслируется в прогнозируемый спрос на уран, который, по оценкам, составит от 90 000 до 142 000 тонн в год соответственно, что создает существенные вызовы для цепочки поставок ядерного топлива. Географическая структура роста характеризуется выраженной региональной диспропорцией:

Восточная Азия сохранит статус основного драйвера глобального роста. На регион, во главе с активно расширяющей свою атомную программу Китайской Народной Республикой, по прогнозам, будет приходиться до 354 ГВт(э) установленной мощности к 2050 году, что делает его ключевым рынком сбыта для уранодобывающих компаний [6]. Южная Азия и Ближний Восток демонстрируют наиболее высокие темпы роста в относительном выражении. Прогнозируется, что мощности в регионе увеличатся с текущих ~15 ГВт(э) до диапазона 67–102 ГВт(э). Этот рост связан с программами новых ядерных держав (ОАЭ, Саудовская Аравия) и планами по значительному расширению существующих мощностей (Индия, Пакистан). Северная Америка представляет собой регион с наибольшей неопределенностью. Диапазон прогнозируемых мощностей варьируется от снижения на 18 % (сценарий, учитывающий досрочный вывод действующих энергоблоков при отсутствии политической поддержки) до роста на 31 % (сценарий, предполагающий успешное продление срока эксплуатации существующего парка и строительство новых реакторов, включая

АСММ) [7]. Таким образом, прогнозируемый рост потребности в уране является не только количественным, но и структурным вызовом, требующим адаптации логистических и производственных цепочек под смещающиеся географические центры спроса.

Перспективы и вызовы. В среднесрочной перспективе (до 2050 года) одним из детерминирующих факторов конкурентоспособности страны на глобальном рынке урана является обладание рентабельными и крупномасштабными ресурсами с низкой себестоимостью добычи, например с себестоимостью < \$40/кг U (рис. 3) [8]. Совокупные мировые разведанные ресурсы урана считаются достаточными для покрытия прогнозируемого спроса в указанный период. Однако критически важным является их распределение: реализация сценария высокого спроса потребует вовлечения в эксплуатацию до 50 % всех подтвержденных запасов, относящихся к наиболее экономически доступной категории (себестоимость добычи <130 USD/кгU). Это создает структурное преимущество для стран-обладателей таких активов (Австралия, Казахстан, Канада) и указывает на неизбежное смещение добычи в сторону более дорогостоящих месторождений по мере истощения дешевых ресурсов [9].

Как видно из графика, Казахстан является мировым лидером по доле низкозатратных ресурсов (около 38 %), что обеспечивает его устойчивую позицию в условиях волатильного рынка. Намибия (25%) и Бразилия (18 %) также обладают значительным потенциалом. Узбекистан, согласно оценкам, имеет порядка 12,5 % урановых ресурсов в категории <40 USD/кгU, что позволяет ему быть конкурентоспособным среди стран с развивающейся инфраструктурой добычи. В то же время Австралия, Канада и Россия обладают значительными ресурсами, но в основном в более высоких ценовых категориях, что требует более высоких цен на уран для рентабельной разработки.

В долгосрочной перспективе (после 2050 года) проблема усугубляется. Даже при гипотетической стабилизации мировых ядерных мощностей, для поддержания текущих уровней производства потребуется не просто освоение разведанных ресурсов, а масштабное пополнение минерально-сырьевой базы за счет открытия

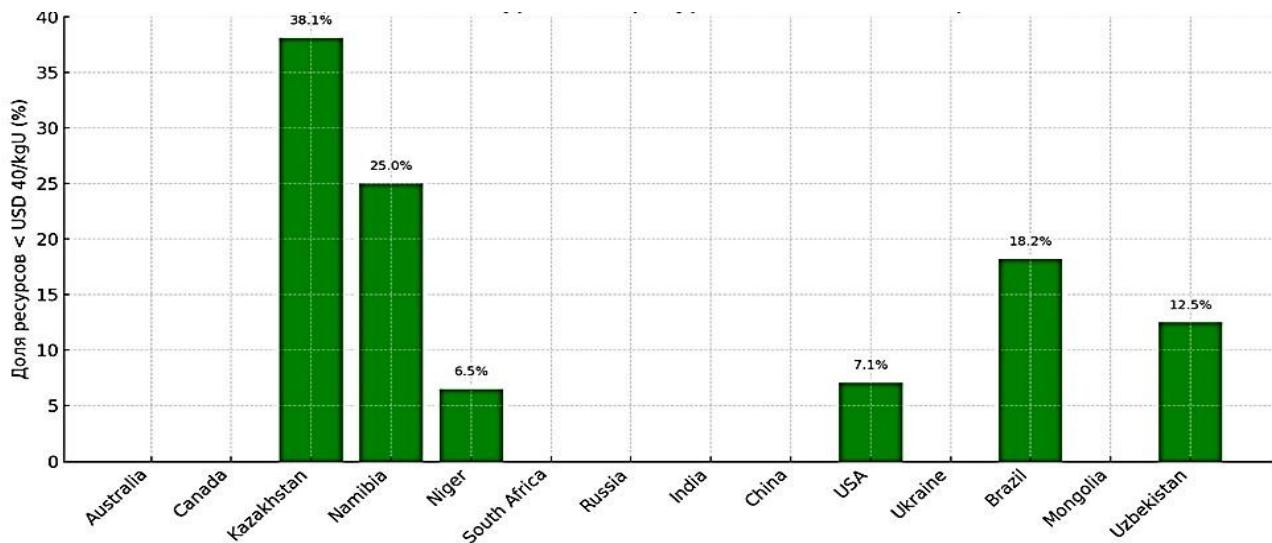


Рис. 3. Доля дешёвых урановых ресурсов (с себестоимостью < \$40/кг U) от общего запаса урана стран

новых месторождений, что сопряжено с возрастающими капитальными затратами. Развитие сырьевой базы урана сталкивается с комплексом взаимосвязанных вызовов, выходящих за рамки чисто геологических ограничений:

Инвестиционные и регуляторные барьеры. Цикл от открытия месторождения до его ввода в эксплуатацию может превышать 15 лет, что требует долгосрочных и «терпеливых» капиталовложений. Данный процесс усложняется длительными и зачастую непрозрачными процедурами получения разрешительной документации (лицензии на недропользование, заключения государственной экологической экспертизы, одобрения органов по ядерной и радиационной безопасности), создающими значительные риски для инвесторов.

Геополитическая нестабильность. Концентрация разведанных ресурсов и производственных мощностей в ряде регионов, подверженных политической напряженности или международным санкциям, создает риски для надежности цепочек поставок. Это стимулирует политику диверсификации источников сырья, но одновременно ведет к фрагментации глобального рынка и росту транзакционных издержек.

Экономическая неопределенность. Высокая капиталоемкость новых проектов, сочетающаяся с высокой волатильностью цен на

уран и неопределенностью долгосрочного спроса, сдерживает приток частных инвестиций. Многие проекты становятся экономически целесообразными только при гарантированных долгосрочных контрактах и ценовых уровнях, существенно превышающих текущие среднерыночные.

Социально-экологическое сопротивление. Несмотря на низкоуглеродный статус атомной энергетики, непосредственно добыча урана продолжает сталкиваться с жесткими экологическими нормативами и устойчивым негативным восприятием со стороны общественности. Это выражается в законодательных ограничениях на методы добычи (например, подземное выщелачивание), затруднениях при получении «социальной лицензии» на эксплуатацию и росте затрат на мероприятия по экологической безопасности и рекультивации.

В итоге, глобальный урановый рынок вступает в новую фазу: рост интереса к атомной энергетике, климатические цели и геополитические вспышки требуют от стран чёткой стратегии по обеспечению устойчивых поставок. Для этого необходимы долгосрочные инвестиции, развитие разведки и внедрение инновационных методов добычи.

Уран остается ключевым элементом в обеспечении энергетической безопасности и переходе к низкоуглеродной экономике.

Библиографический список:

1. IAEA & OECD NEA. *Uranium 2024: Resources, Production and Demand*. Paris, 2025.
2. I. Halimov, N. Karimov, S. Khamidov, Sh. Sunnatullayev and Q. Sharopov *Electrosorption of uranium from aqueous solutions: Mechanisms, electrode materials, and applications in in-situ leaching* E3S Web Conf., 627 (2025) 03009. DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202562703009>
3. World Nuclear Association. *World Nuclear Performance Report 2024*. <https://world-nuclear.org>
4. Ульянин Ю.А. Бойцов А.В. Мировая урановая промышленность: состояние и перспективы развития. X международная научно-практическая конференция «Актуальные проблемы урановой промышленности» Алматы, 2022. – С. 6-11.
5. Petukhov O.F., Khalimov I.U., Istomin V.P., Karimov N.M. *The effect of clay minerals on in-situ leaching of uranium*. Mining Science and Technology (Russia). 2023;8(1):39-46. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-10-20>.
6. IEA. *World Energy Outlook 2023*. <https://www.iea.org>.
7. BP. *Statistical Review of World Energy 2023*. <https://www.bp.com>.
8. OECD NEA. *The Nuclear Fuel Report: Global Scenarios for Demand and Supply Availability*. 2021-2040.
9. Школьник В.А., Сапаров Т.А. Урановая промышленность Казахстана: состояние и перспективы развития // Горная промышленность, 2021. – № 4. – С. 12-18.

Халимов И.У.,
заслуживающий кафедрой «Редкие и радиоактивные металлы» НазГГТУ, д.т.н., профессор,
Каримов Н.М.,
лектор кафедры «Редкие и радиоактивные металлы» НазГГТУ
Хамидов С.Б.,
лектор кафедры «Редкие и радиоактивные металлы» НазГГТУ



MISLIBAEV ILXOM TUYCHIBAEVICH



Mislibaev Ilxom Tuychibayevich 1965 yil 20 dekabr kuni Samarqand viloyatining Qo'shrabot tumanida tavallud topgan. U bolalikdan ilm-fanga, ayniqsa texnika va konchilik sohasiga katta qiziqish bilan yashab, o'zining ilk bilimlarni mahalliy 50-sonli o'rta maktabda oлган. 1983 yilda shu maktabni muvaffaqiyatlamaomlagach, ilmiy izlanishlarini davom ettirish maqsadida Toshkent davlat texnika universitetining Kon metallurgiya fakultetiga o'qishga kiradi. 1992 yilda universitetni "Foydali qazilma konlarini yer osti usulda qazib olish texnologiyasi va kompleks mexanizatsiyalash" mutaxassisligi bo'yicha tamomlab, o'z sohasining yetuk mutaxassisasi sifatida shakllanadi.

Mehnat faoliyatini 1993 yilda boshlagan Ilxom Tuychibayevich, dastlab O'rta-maxsus kasb-hunar ta'limi rivojlantirish ilmiy tadqiqot institutining aspiranturasida ta'limi olib, nazariy va amaliy bilimlarini mustahkamlaydi. 1996-1997 yillarda esa Kasb-hunar ta'limi xodimlarining malakasini oshirish Respublika institutida katta o'qituvchi va ilmiy kotib lavozimlarida faoliyat yuritib, o'zining pedagogik salohiyatini oshiradi. 1998-2000 yillarda O'rta maxsus kasb-hunar ta'limi rivojlantirish institutida katta ilmiy xodim va "Akademik litseylarda ta'lim metodikasi" laboratoriysi mudiri sifatida innovatsion ta'lim uslublarini ishlab chiqishga hissa qo'shadi.

1999 yilda 13.00.08-Kash ta'limi nazariyasi va metodikasi ixtisosligi bo'yicha "Tabiatni muhofaza qilish marifatining didaktik asoslar (mutaxassis fanlarini o'qitish misolda)" mavzusida fan nomzodi disseratsiyasini muvaffaqiyatlamaoya qilib, ilmiy sohada o'z o'rmini mustahkamlaydi.

2000 yildan 2025 yilgacha bo'lgan davrda Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universitetida dotsent, kafedra mudiri va fakultet dekani lavozimlarida faoliyat yuritib, ko'plab talaba va magistrлari yetishtirishda faol ishtirok etdi. U universitetning ilmiy-pedagogik salohiyatini oshirishga katta hissa qo'shib, zamonaviy texnologiyalar va uslublarni o'quv jarayoniga joriy etdi.

Hozirgi kunda Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti Konchilik ishi kafedrasi professori lavozimida ishlarloqda. 2016 yilda 04.00.10 – Geoteknologiya (ochiq, yer osti va qurilish) ixtisosligi bo'yicha "Tog' jinslari massivining zaiflashgan hududidan foydalangan holda burg'ulash-portlatish ishlarini olib borishning resurs tejovchi texnologiyalarini ishlab chiqish" mavzusida doktorlik disseratsiyasini himoya qilgan.

Bugungi kunda Ilxom Tuychibayevich Mislibaev Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti Konchilik ishi kafedrasi professori sifatida faoliyat yuritmoqda hamda DSc.17/04.06.2021.T.06.02 raqamli ilmiy kengash raisi sifatida universitetning ilmiy hayotida faol qatnashmoqda.

Ilxom Tuychibayevich Mislibaev tomonidan "Ochiq va yer osti kon ishlarining samaradorligini oshirish va xavfsizligini ta'minlash" yo'nalishi bo'yicha ilmiy tadqiqot ishlari olib borilmoqda. Uning ilmiy izlanishlari 200

dan ortiq ilmiy maqolalar, 4 monografiya, 8 o'quv qo'llanma va 50 ta o'quv-uslubiy ko'rsatma va 10 ta patentda o'z aksini topgan.

Ilxom Tuychibayevich o'zining pedagogik faoliyatiga ijodiy yondashib, Kon ishi asoslar, Ochiq va yer osti usulida qazib olish texnologiyasining nazariy asoslar, Kon jinslari massivining holatini boshqarishni nazariy asoslar fanlaridan talabalarga ma'ruza va amaliy mashg'ulotlar olib boradi.

Universitetda Ilxom Tuychibayevichning nafaqat pedagogik balki ilmiy pedagogik faoliyatini yuqori baholanadi, uning rahbarligida 2 nafar fan doktori (DSc), 8 nafar falsafa doktori (PhD) va 30 dan ortiq magistrlik dissertatsiyalari muvaffaqiyatli himoya qilingan. Hozirgi kunda uning rahbarligida 3 ta tadqiqotchi fan doktori, 3 ta tadqiqotchi falsafa doktori ilmiy darajalari uchun va 2 ta magistr o'z ilmiy tadqiqotlarini olib bormoqda.

Shuningdek Ilxom Mislibaev rahbarligida Konchilik ishi yo'nalishini tugatgan bitiruvchilar O'zbekiston Respublikasining barcha hududlarida, jumladan Oliy ta'lim muassasalarida professor, dotsent va ishlab chiqarish korxonalarida yetakchi mutaxassis hamda rahbar lavozimlarda ishlab kelishmoqda. I. Mislibaev 10 dan ortiq ilmiy loyihalarda mas'ul va rahbarlik sifatida ish olib borgan.

Ilxom Tuychibayevich Mislibaev Navoiy viloyati hokimligi, Navoiy kon-metallurgiya kombinati va universitet rektorining "Maqtov yorliq"lari hamda Navoiy kon-metallurgiya kombinati Aktsionerlik jamiyatining III va II darajali "Konchilik shuhrati" ko'krak nishoni bilan taqdirlangan.

Ilxom Tuychibayevich universitetda ishlash jarayonida mohir pedagog, yuqori malakali mutaxassis, hamkasblariga nisbatan mehribon va jonkuyr inson. Shuningdek tashabbuskor, ma'naviy yetuk, universitet jamoasi orasida alohida hurmatga sazovor, talabalarning hurmatli ustoziga.

Ilxom Tuychibayevichning ilmiy va pedagogik faoliyatini O'zbekiston konchilik sanoati rivojiga katta ta'sir ko'rsatib, mamlakat iqtisodiyotining muhim sohalaridan biri sifatida konchilikni yanada yuqori bosqichga olib chiqishga xizmat qilmoqda. U doimo yangi texnologiyalarni o'rganish va ularni amaliyatga tatbiq etishda faol, shuningdek yosh mutaxassislarni tarbiyalashda fidokorona mehnat qilmoqda.

"Navoiy kon-metallurgiya kombinati" AJ,
"Olmaliq kon-metallurgiya kombinati" AJ,
"Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti",
"Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti",
"Olmaliq shahridagi "Milliy texnologik tadqiqotlar universiteti "MISiS" filiali",
"O'zGEORANGMETLIT" MChJ,
"O'zbekiston konchilik xabarnomasi" jurnalining Tahririysi Kengashi

МОДУЛЬНЫЕ ФАБРИКИ «SEPRO»



Оптимальная
конфигурация
Стабильные
показатели
Высокая
надёжность



Телефоны/ WhatsApp
для оперативной связи:
Узб. +998 91 162 1404
США +1 603 275 2000
СНГ +7 926 224 02 04



Инжиниринг
Проектирование
Изготовление
Поставка
Шеф-монтаж
Запуск



«Навесные гидравлические молоты Epiroc
для карьерных работ. Производительность
в самых тяжелых условиях эксплуатации»