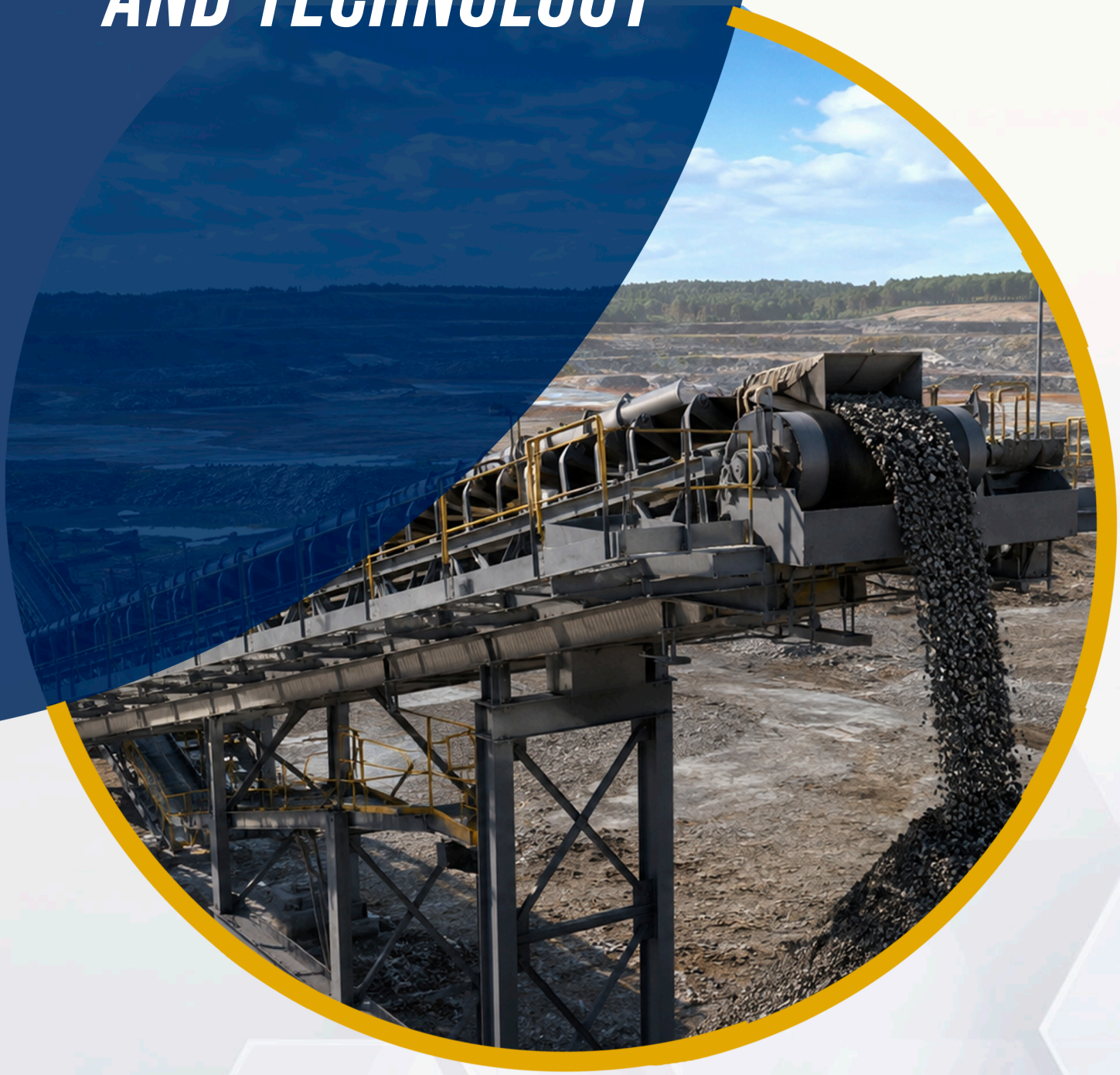
MINING MACHINES AND TECHNOLOGY

3 ISSN: 2181-3442
[17] 2026
IYUL-SENTABR



KONCHILIK MASHINALARI VA TEXNOLOGIYALARI

ILMIY-TEXNIK JURNALI

ЎЗБЕКИСТОН РЕСПУБЛИКАСИ
ОЛИЙ ТАЪЛИМ, ФАН ВА ИННОВАЦИЯЛАР ВАЗИРЛИГИ

ИСЛОМ КАРИМОВ НОМИДАГИ
ТОШКЕНТ ДАВЛАТ ТЕХНИКА УНИВЕРСИТЕТИ

ISSN 2181-3442

КОНЧИЛИК МАШИНАЛАРИ ВА ТЕХНОЛОГИЯЛАРИ

Журнал 2022 йилда ташкил этилган

Йилига 4 марта чоп этилади

2026, №3 (17)

Тошкент – 2026

«Кончилик машиналари ва технологиялари» – «Горные машины и технологии»

ЖУРНАЛНИНГ ТАҲРИРИЯТ КЕНГАШИ:

акад. С.М.Турабджанов (раис), С.Б. Донаев (раис ўринбосари), Қ.С.Санақулов, Б.Ф. Исламов, А.Х.Хурсанов, акад. Қ.Р.Аллаев, акад. Б.Р.Ракишев (Қозоғистон), М.Г.Рахутин (Россия), акад. Н.Р.Юсупбеков, Ф.Я.Умаров, А.В.Мясков (Россия), Б.Р.Раимжанов, А.С.Хасанов, В.А.Атрушкевич (Россия), Н.Ж.Муродов, Ш.Қ.Нематов, К.А.Каримов, В.В. Мельник (Россия), Е.Е.Шешко (Россия), Ю.А.Боровков (Россия), К.Дребенштедт (Германия), Ф.Тофик (Германия), К.К. Елемесов (Қозоғистон), С.В.Корнилков (Россия), Marcin Lutynski (Польша).

ТАҲРИРИЯТ ҲАЙЪАТИ

Бош муҳаррир
Ж.Б.Тошов
Бош муҳаррир ўринбосари
Ш.М.Худойбердиев
С.С.Саййидқосимов
Масъул котиб
Т.Ж.Аннакулов

Кончилик машиналари ва жиҳозлари:
Н.А.Абдуазизов, Л.Н.Атакулов, И.П.Эгамбердиев, А.М.Махмудов, Б.Р.Тошов, М.А.Махмудов, Б.Н.Баратов
Геотехнология ва металлургия:
У.Ф.Носиров, А.У. Самадов, И.Т. Мислибаев, Ш.Ш.Заиров, Р.Ш.Наимова, Д.Р.Махмудов, Г.С. Нутфуллоев, Б.Т.Бердияров, С.Т.Маткаримов, Очилов Ш.А., В.Р.Кодиров
Геология-қидирув ва нефть-газ машиналари:
Р.У.Джураев, Н.Н.Махмудов, С.Б.Гаибназаров, С.К.Кахаров, Б.Ж.Боймирзаев, Ш.Ш.Аликулов, М.Н.Жураев, Аллаев Ш.Б.
Энергия тежамкорлик ва автоматлаштириш:
О.Х.Ишназаров, О.З.Тоиров, М.Қ.Бобожонов, О.О.Зарипов, О.Ҳ. Абдиев, А.И.Қаршибоев, Б.Т.Мардонов, О.А.Жумаев, Н.Б.Пирматов, А.Л. Ҳақбердиев

Техник муҳаррир: А.С.Уроқов, Ж.Ф. Юнусов
Журнал муассиси: Ислом Каримов номидаги Тошкент давлат техника университети. Журнал бир йилда 4 марта ўзбек, рус ва инглиз тилларида нашр этилади.

Журнал Ўзбекистон Республикаси Президенти Администрацияси ҳузуридаги Ахборот ва оммавий коммуникациялар агентлигида 2022 йил 17 мартда рўйхатдан ўтган.
Рўйхатдан ўтганлик тўғрисида гувоҳнома **№ 1563**
Олий аттестация комиссияси Раёсатининг **2023 йил 3 июндаги № 338/5-сон** ва **2024 йил 29 февралдаги № 351/4-сон** қарорлари билан докторлик диссертацияларининг асосий илмий натижаларини эълон қилиш учун тавсия этиладиган илмий нашрлар рўйхатига киритилган.

©Материаллар кўчириб босилганда «Кончилик машиналари ва технологиялари» журналидан олинди деб кўрсатилиши шарт

Журналда босилган материал ва рекламалардаги маълумотларнинг ишончлилигига муаллифлар маъсул. Таҳририят фикри ҳар доим ҳам муаллифлар фикрига мос келавермайди. Таҳририятга келиб тушган қўлёзмалар қайтарилмайди.

Манзилимиз: 100095, Тошкент ш., Олмазор тумани, Университет кўчаси, 2.
тел.: (71)227-19-47, Факс:----------
e-mail: gormash.technology@yahoo.com

“ТДТУ” босмахонасида чоп этилди
Босмахона манзили: Тошкент ш., Олмазор тумани, Университет кўчаси, 2 уй.

Босишга 2026 йил 6 октябрда рухсат этилди.

“Кончилик машиналари ва технологиялари” № 3 (17) – 2026 й.
Қоғоз бичими 60x84,1/8. **Хажми:** 11,75 босма табоқ.
Адади: 20 нусха.

Главный редактор
Ж.Б.Тошов
Заместитель главного редактора
Ш.М.Худойбердиев
С.С.Саййидкосимов
Ответственный секретарь
Т.Ж.Аннакулов

Горные машины и оборудования:
Н.А.Абдуазизов, Л.Н.Атакулов, И.П.Эгамбердиев, А.М.Махмудов, Б.Р.Тошов, М.А.Махмудов, Б.Н.Баратов
Геотехнология и металлургия:
У.Ф.Носиров, А.У. Самадов, И.Т. Мислибаев, Ш.Ш.Заиров, Р.Ш.Наимова, Д.Р.Махмудов, Г.С. Нутфуллоев, Б.Т.Бердияров, С.Т.Маткаримов, Очилов Ш.А., В.Р.Кодиров
Геолого-разведочные и нефте газовые машины:
Р.У.Джураев, Н.Н.Махмудов, С.Б.Гаибназаров, С.К.Кахаров, Б.Ж.Боймирзаев, Ш.Ш.Аликулов, М.Н.Жураев, Аллаев Ш.Б.
Энергосбережения и автоматизация:
О.Х.Ишназаров, О.З.Тоиров, М.К.Бобожонов, О.О.Зарипов, О.Х. Абдиев, А.И.Каршибоев, Б.Т.Мардонов, О.А.Жумаев, Н.Б.Пирматов, А.Л. Хакбердиев

Технический редактор: А.С.Уроков, Ж.Ф. Юнусов
Учредитель: Тошкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова. Журнал выходит 4 раза в год на узбекском, русском и ангийском языках.

Журнал зарегистрирован в агентстве информации и массовых коммуникаций при Администрации Президента Республики Узбекистан от 17 марта 2022 года.
Регистрационное свидетельство **№ 1563**
Решением Президиума Высшей аттестационной комиссии **№ 338/5 от 3 июня 2023 г.** и **№ 351/4 от 29 февраля 2024 г.** журнал включен в перечень научных изданий, рекомендованных к публикации основных научных результатов докторских диссертаций.

© При перепечатке материалов ссылка на журнал “Горные машины и технологии” обязательна.

Ответственность за достоверность фактов, изложенных в публикуемых материалах и рекламах, несут их авторы. Мнение редакции не всегда совпадают с мнением авторов. Рукописи авторам не возвращаются.

Наш адрес: 100095, г. Ташкент, Алмазарский район, улица Университетская, 2.
тел.: (71)227-19-47, Факс:----------
e-mail: gormash.technology@yahoo.com

Печать журнала осуществила типография ТГТУ
Адрес типографии: г.Ташкент, Алмазарский район, ул. Университетская, 2

Подписано в печать: 6 октября 2026 г.

“Горные машины и технологии” № 3 (17) – 2026 г.
Размер бумаги: 60x84,1/8. **Объем:** 11,75 п.л.
Тираж: 20 экз.

© «Кончилик машиналари ва технологиялари»

Журналга исталган алоқа бўлимида обуна агентликлари ёки www.pochta.uz/subscribe/ web – саҳифаси орқали обуна бўлишингиз мумкин.

На журнал можно подписаться в любом почтовом отделении через представительства подписных агентств или оформить подписку онлайн по адресу: www.pochta.uz/subscribe/

ВИНТ ТИШЛИ МАЙДАЛАГИЧЛАР САМАРАДОРЛИГИНИ ОШИРИШ

[1]Атакулов Л.Н., [2]Камолов Н.Б., [1]Хайдаров Ш.Б., [1]Каххаров О.О., [1]Шомуродов Б.Х.

[1]Навоий давлат кончилик ва технологиялар университети, Навоий, Ўзбекистон
[2]НКМК АЖ, Марказий кон бошқармаси, Зарафшон, Ўзбекистон

Doi: 10.5281/zenodo.23663058

АННОТАЦИЯ Ушбу мақолада тоғ жинсларини майдалаш усуллари, майдалагичлар турлари ва бугунги кунда дунёда энг йирик корхоналардан ҳисобланган “Мурунтоғ” конида ишлатиладиган винт тишли майдалагичлар тишларининг тузилиши, ейилиши ва ейилиш оқибатида вақтдан фойдаланиш ҳамда ушбу вақтдан унумли фойдаланиш бўйича майдалагич тишларини дискларга жойлаштириш ва тишларнинг дисклар билан ўрнатилиш тузилмалари таклифи келтирилган. Тоғ жинсларини майдалаш даражасининг пастлиги ва тоғ жинси қаттиқлиги максимал юқори чиқиши винт тишли майдалагичлардан фойдаланиш имконини яратади. Винт тишли майдалагичлар конструкциянинг камчилиги ишончлиликнинг пастлиги ва шунга мос равишда чидамлилик ва ейилишга чидамлилиги пастлигидир. Шунинг учун ушбу мақолада таклиф сифатида тишларни алоҳидалаштириб, унинг дисклар билан ўрнатилишига ва тишларнинг бардошлилигига эътибор қаратилган.

Кириш

Очиқ конларида қазиб олинаётган тоғ жинслар ва бойитиш корхоналарида келаётган тоғ жинслари турли ўлчамдаги бўлаклардан иборат бўлиб, уларда фойдали минераллар ва бўш тоғ жинслари бир-бири билан узвий чамбарчас боғланиб, бир бутун масса ҳосил қилиши ушбу минералларни очиш ва уларни бир-биридан механик ажратиш учун тоғ жинсларини майдалаш керак бўлади. Бўлакли материални майдалаш турли русумдаги майдалагич (дробилка)лар қўллаган ҳолда бир неча босқичда олиб борилади. Майдалаш деганда тоғ жинси бўлаклари ўлчамини ташқи куч таъсирида кичрайтиришга айтилади ва ушбу жараённи самарадорлигини таъминлаш асосий вазифалардан бири ҳисобланади.

Тоғ жинслари ўзининг қаттиқлигига қараб 4 та гуруҳга бўлинади: юмшоқ, ўртача, қаттиқ ва ўта қаттиқ. Юмшоқ рудаларга М.М. Протодьяконов шкаласига кўра 5 дан 10 гача қаттиқлик коэффициентига эга тоғ жинслари; ўртача қаттиқликка эга тоғ жинслари 10 дан 15 гача коэффициентга, қаттиқ тоғ жинсларга 15 дан 17 гача коэффициентга эга ва ўта қаттиқ тоғ жинсларига 18 дан 20 гача қаттиқлик коэффициентига эга тоғ жинслари киради [1,7,12]. Фойдали қазилмаларнинг қаттиқлиги, шунингдек, Мооснинг қаттиқлик шкаласи бўйича ҳам аниқланиши мумкин. Унга кўра Моос бўйича қаттиқлиги 6-10 бўлганда қаттиқ; 2-5 бўлганда ўртача ва 1-2 бўлганда юмшоқ деб юритилади [2,3,5]. Албатта винт тишли майдалагичлар (ВТМ) ишлатилиши ўрта ва қаттиқ тоғ жинсларини майдалаш учун ишлатилади. Бугунги кунда майдалагичларнинг барча турларида емирилиш мавжуд ва унинг аста-секин ва тез емирилиши юқорида келтирилган тоғ жинсларининг қаттиқлигига боғлиқ бўлади.

Мурунтоғ конида қаттиқ ва айрим ҳолларда ўта қаттиқ тоғ жинслари учраб келмоқда. Бу эса ўз навбатида винт тишли майдалагичларнинг тишларини тез емирилишига олиб келмоқда. Ушбу ҳолат балки меъёрий ҳолат деб баҳоланиши мумкин. Муаммо шундаки ушбу майдалагичларнинг тишларининг бир бутунлиги жуда катта оғирликни бериши, тишларнинг бир томонини ейилиши билан барча тишлар бир бутунликда бўлганлиги сабабли алмаштирилиши ва албатта ушбу катта ўлчамдаги майдалагич тишларини алмаштириш катта вақт ва сармоя талаб қилишига олиб келмоқда.

Материаллар ва усуллар.

Майдалаш жараёни уч босқичда (йирик, ўртача, майда) олиб борилади, уларнинг умумий хусусиятлари 1-жадвалда келтирилган [7].

Майдалаш даражаси тоғ жинси бўлакларининг ўлчами неча марта кичрайишини кўрсатувчи катталикни беради.

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}};$$

бу ерда: $D_{\max}$ - дастлабки тоғ жинси таркибидаги энг катта бўлакнинг ўлчами, мм; $d_{\max}$ - майдаланган маҳсулот таркибидаги энг катта бўлакнинг ўлчами, мм.

1-жадвал
Майдалаш босқичлари

Босқич	Бўлаклар ўлчамлари, мм		Майдалагичлар
	келаётган	чиқаётган	
Йирик	300-1500	100-300	Жағли, конусли, зарбали, винтли
Ўртача	100-300	10-50	Жағли, конусли
Майда	10-50	3-10	Конусли, винтли

Майдалаш жараёни кўпгина омилларга боғлиқ. Уларга қуйидагилар киради: тоғ жинсининг мустаҳкамлиги, қовушқоқлиги, шакли, ўлчами, намлиги, майдаланувчи бўлакларнинг ўзаро жойлашуви ва уларнинг зичлиги киради. Барча тоғ жинсларини қаттиқлигига қараб 4 та тоифага бўлиш мумкин.

1) Юмшоқ тоғ жинслар, уларнинг майдаланишга кўрсатадиган қаршилик кучи $\prec 100$ кг/см^2;

2) Ўртача қаттиқликка эга тоғ жинслар 100-500 кг/см^2;

3) Қаттиқ тоғ жинслар 500-1000 кг/см^2;

4) Ўта қаттиқ тоғ жинслар, майдаланишга қаршилик кучи $\succ 1000$ кг/см^2.

Майдалаш вақтида тоғ жинслар бўлаклари кучсиз кесимлар бўйлаб парчаланади. Бўлакларнинг катталиги кичрайган сари уларнинг мустаҳкамлиги ортиб боради [8].

Майдалашга сарфланадиган иш қисман майдаланаётган бўлакларнинг деформациясига сарфланади ва атрофга иссиқлик тарзида тарқалади, қисман эса қаттиқ жисмнинг эркин (юза) энергиясига айланиб, янги юзаларнинг ҳосил бўлишига сарфланади.

$$A = A_d + A_{yu} = k\Delta V + \partial\Delta S;$$

бу ерда, A - майдалаш иши; A_d - деформация иши; A_{yu} - янги юзаларнинг ҳосил бўлиш иши; k ва ∂ - пропорционаллик коэффициентлари; ΔV - деформацияланган ҳажм; ΔS - янгидан ҳосил бўлган юзаларнинг катталиги.

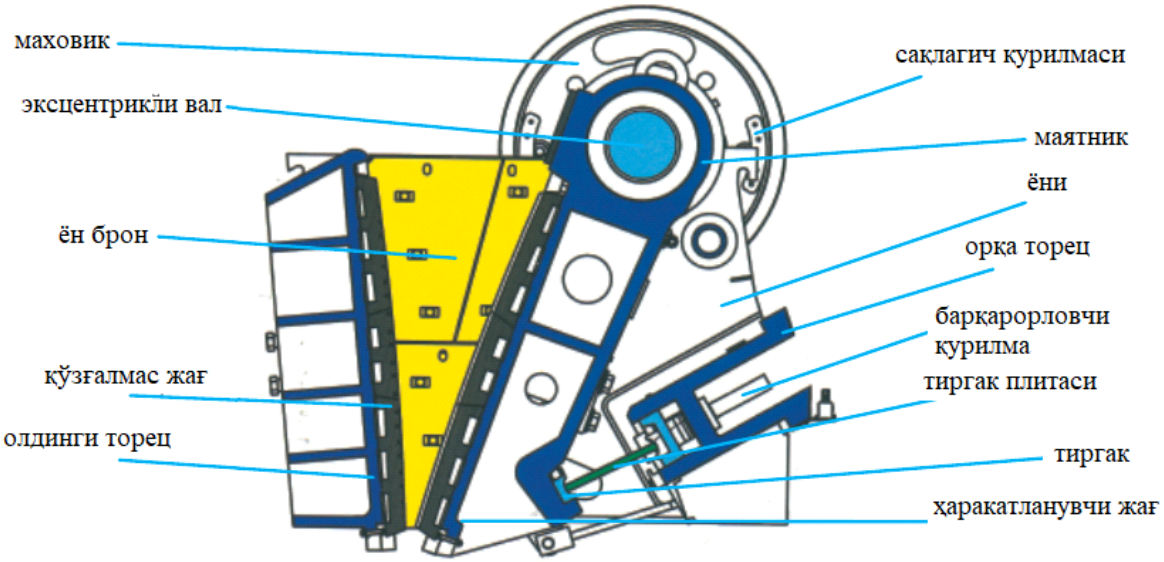
Майдалагичлар 4 та асосий гуруҳга бўлинади [10-15].

1) Жағли майдалагичлар маҳсулотни майдалаш даврий равишда қўзғалувчи ва қўзғалмас, текис ёки ботиқ чизиқли юза орасида содир бўлади.

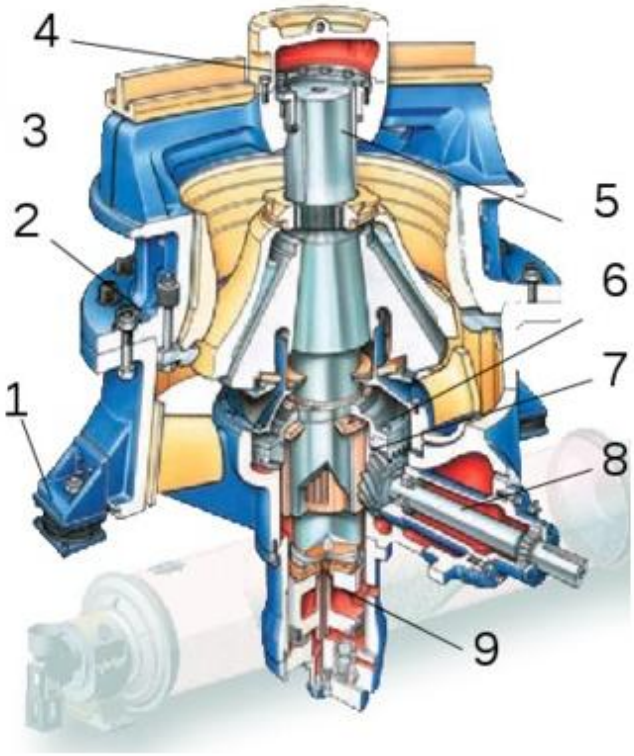
2) Конусли майдалагичлар маҳсулот узлуксиз равишда иккита (бирининг ичида иккинчиси айланувчи) конус ёрдамида майдаланилади.

3) Роликли (валокли) майдалагичлар маҳсулот иккита бир-бирига қарама-қарши ҳаракатланувчи силлиқ ёки тишли цилиндрик валоклар орасида эзилиб майдаланилади.

4) Зарбли майдалагичлар тоғ жинси бўлаклари катта тезлик билан ҳаракатланувчи махсус деталлар, болғачалар зарби таъсирида майдаланади.

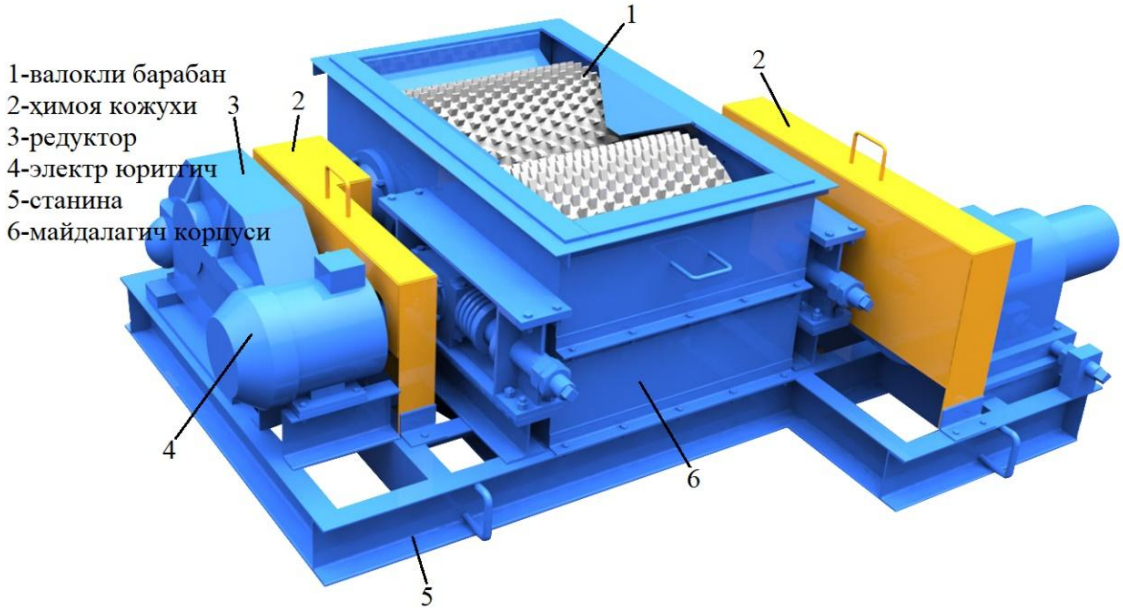


1-расм. Жағли майдалагичлар



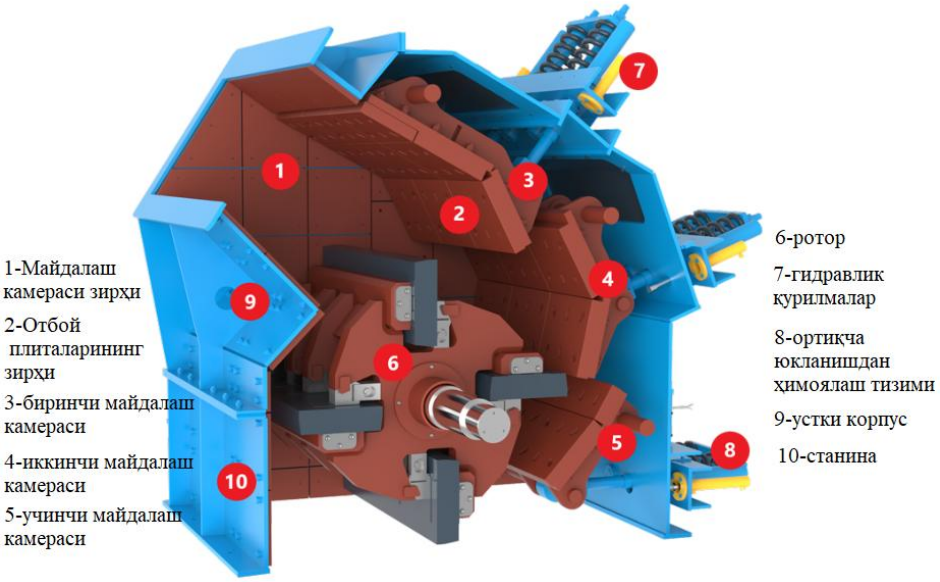
1 - станина
2 - ҳаракатланмайдиган конус
3 - ҳаракатланувчи конус
4 - траверса
5 - вертикални вал
6- конуссимон ғилдирак
7- эксцентрик втулка
8- етакчи вал
9- стакан

2-расм. Конусли майдалагичлар



3-расм. Роликли (валокли) майдалагичлар

Қаттиқ ва ўртача қаттиқликка эга бўлган тоғ жинсларни йирик, ўртача ва майда майдалашни эзиш принципи бўйича ишловчи жағли, конусли ва текис валокли майдалагичларда майдалаш мақсадга мувофиқдир. Юмшоқ ва мўрт тоғ жинсларни йирик майдалаш парчалаш принципи бўйича ишловчи тишли валокли майдалагичларда, ўрта ва майда майдалашни зарба таъсирида ишловчи болғачали майдалагичларда майдалаш тавсия қилинади.



4-расм. Зарбли майдалагичлар

Дунёдаги гигант очиқ конлардан Мурунтоғ конида конусли ва винт тишли майдалагичлар ишлатилмоқда. Конвейер транспортида тоғ жинсларини ташиш учун, тоғ жинсининг майдаланиши 300-450 мм гача майдаланиши кераклигини ҳисобга олган ҳолда ва тоғ жинсининг ёпишқоқлиги юқори бўлганлиги сабабли винт тишли майдалагичлар ишлатилмоқда. Ушбу майдалагичларнинг ишлаш муддати ҳозирги кунда Мурунтоғ конида винтларнинг емирилиши ҳисобига кам ишламоқда. 5-расмдаги икки валли винт тишли майдалагич кўрсатилган бўлиб, конструкциясининг соддалиги, энергия сарфининг бошқа майдалагичларга қараганда кам сарфлаганлиги ҳамда юқори унумдорликка эгалиги билан ажралиб туради.



5-расм. Икки валли винт тишли майдалагич

Икки валли винт тишли майдалагич ишчи аъзоларида ёпишиб қолишга моил бўлган материалларни қайта ишлаш имконияти винт тишли майдалагич бошқа турдаги майдалаш ускуналаридан ажратиб туради. Тишларнинг винтли жойлашуви майдаловчи элементлар ва ички бўшлиқнинг ўз-ўзини тозалаш самарасини таъминлайди, шунингдек майдалагичнинг "уюм остида" барқарор ишлашини таъминлайди (6-расм).



6-расм. Винт тишли майдалагичнинг майдалаш зонаси

Тоғ жинсларни майдалаш даражасининг пастлиги ва тоғ жинси қаттиқлиги максимал юқори чиқиши, майдаланган тоғ жинси таркиби қатъий тартибга солинадиган материалларни майдалаш схемалари учун винт тишли майдалагичларни танлашни белгилайди.

Майдалагичлар калибрловчи ҳисобланади, шунинг учун майдаланган тоғ жинси назорат элаш талаб этилмайди. Майдалагичлари турли тоғ жинсларини, металлургия ва кимёвий материалларни, гил ва гилли рудаларни, шлам ва лойқа чўкиндиларини ўртача, майда ва юпқа майдалаш ҳамда дезинтегратсиялашда кенг қўлланилади.

ВТМ майдалагичларни қўллаш ўлчами катта тоғ жинсларини майдалаш ва кейинги жараёнларнинг самарадорлигини ошириш имконини беради.

Қазахалтин корхонасининг Жалимбет конида винтли тишли майдалагичларни қўллаш таркибида гил миқдори юқори бўлган тоғ жинсларни қайта ишлаш жараёнига жалб қилиш имконини берди.

Винтли майдалагичларнинг винтли тишлари конструкциясида амалга оширилган "ортиқчасини майдаламаслик" принципи улардан рудани тайёрлаш цикларида фойдаланишнинг сезиларли иқтисодий самарасини таъминлайди. Масалан, Эстониянинг "Тамме Авто" корхонасида болғали майдалагични ВТМ-500 га алмаштирилганда дастлабки маҳсулотни майдалашни камайтириш ҳисобига майдалагич истеъмол қиладиган электр қуввати 20% га камайди. Майдалагичдан фойдаланиш коэффициенти маҳсулотнинг ишчи юзаларга ёпишиб қолишини бартараф этиш ҳисобига 0,3 дан 0,86 гача ошди [15]. Амалда майдалагич беш йил давомида фақат режали огоҳлантирувчи таъмирлашларини амалга ошириш, редукторлардаги мойни ва валлар тишларининг ишчи элементларини алмаштириш учун тўхтатилади.

Тоғ жинсларини сиқилишга мустаҳкамлик чегараси 180 МПа гача бўлган материаллар учун винт тишли майдалагичларни қўллаш тавсия этилган. Шу билан бирга, бу кўрсаткич материалнинг морфологияси, унинг қатламлилиги ва ёриқлиги, ички кучланишларнинг мавжудлиги ва бошқалар билан боғлиқ бўлган бўлиниш хусусиятларини ҳар доим ҳам аниқлай олмайди. Бугунги кунда мустаҳкамлик чегараси 160-180 МПа гача бўлган турли рудали ва бошқа фойдали қазилмаларни майдалаш учун мўлжалланган бўлиб, бўлакларининг максимал ўлчами 1500 мм гача бўлган кон массасини қабул қилиш ва кейинчалик 300 мм ўлчамгача майдалаш учун мўлжалланган. У асосан тоғ жинсини йирик майдалаш босқичида ўрнатилади. Лекин майда ва ўртача (60-1 мм) майдалашда ҳам винтли-тишли майдалагичлар кенг қўлланилади.

Валларга ўрнатилган майдаловчи тишлар конфигурацияси ва маҳкамлаш усули бўйича кўп ишлатиладиган тишларга ўхшайди. Ҳар бир вал номинал 5000 Нм буровчи момент ҳосил қилувчи редуктор ва электр юритмалар билан жиҳозланади. Майдалаш жараёни динамикаси учун ҳар бир юритма бўйича майдалаш параметрлари, юритманинг механик буровчи моменти, электр

юритмалардаги ток кучи, айланиш частотасига таъсир этмаслиги керак.

Майдалагичларнинг муҳим эксплуатацион тавсифларидан бири майдаловчиларнинг ишчи жиҳозларининг ейилиш миқдори ва уларнинг ишлаш муддатидир. Бугунги кунда дунё миқёсида бир неча йиллар давомида турли материалларда элликдан ортиқ ВТМ (винт тишли майдалагич) типидаги майдалагичлар ишлаб турибди.

Винт тишли майдалагичнинг ишлаш принципи тоғ жинси майдалагичга тушади ва ишқаланиш кучи таъсирида валлар орасидаги тирқишга тушади, у ерда тирқиш ўлчамигача майдаланади. Олиб келинаётган тоғ жинсининг ўлчамлари ва уларнинг физик-кимёвий хоссаларига боғлиқ ҳолда валларнинг тегишли ўлчами танланади.

Протодьяконов шкаласи бўйича қаттиқлик даражаси 8 бирликкача бўлган тоғ жинсларини майдалашда баъзан стандартлаштирилган майдалагичлардан фойдаланилади; қаттиқ тоғ жинсларини майдалашда, шунингдек майда ва ўртача майдалаш босқичларида 110Г13Л пўлатидан қуйма тишлардан фойдаланилади (7-расм).



7-расм. Майдалагичнинг қуйма тиши

Винт тишли майдалагич ишчи аъзоси тишининг ўртача ишлаш муддати икки ойдан олти ойгача. Қуйма тишлар учун мустаҳкам оҳактошлар ва кварц жинсларини майдалашда алмаштиришсиз ишлаш муддати 7,5 минг соат ва ундан юқори, мустаҳкамлик чегараси 180 МПа гача бўлган жинслар қўшилган кўмирларни майдалашда 30 минг соатдан бошланади [14,15].

Винтли майдалагичнинг унумдорлиги, майдаланишга келадиган бўлакларнинг максимал ўлчамига боғлиқ. Винтли майдалагичлар учун унумдорликни ҳисоблаш формуласи қуйидагича

$$Q = 3600 \cdot L \cdot B_{max} \cdot \vartheta \cdot \mu \cdot \gamma, t/soat$$

бу ерда L - валларнинг узунлиги, м; $B_{\max}$ - бўлакларнинг максимал ўлчами, мм; ϑ - валларнинг айланма тезлиги, м/с; μ - тўлдириш коэффициенти,

γ - тоғ жинсининг зичлиги т/м^3.

Майдалаш валларнинг кичик бурчак тезликдаги юқори айланиш моменти таъсирида ҳосил бўладиган қирқувчи куч ва тортиш кучлари таъсирида содир бўлади. Майдалаш узелининг солиштирма қуввати ва ейилиши бошқа турдаги майдалагичларга қараганда анча паст. Майдалагич тишларининг спиралсимон жойлашуви тоғ жинсларини валларнинг бутун узунлиги бўйлаб тарқатади. Бу хусусият майдалагичда катта ўлчамдаги тоғ жинслари тушганда бўлакларини чиқариб ташлаш имконини ҳам беради.

ВТМ майдалагич ўз ичига тўғри бурчакли корпус, электр юритмалар, редукторлар, муфталар, подшипниклар, маҳкамловчи ярим ҳалқалар, тишли винтлар, улар тишли дисклар ўрнатилган валлардан ташкил топган бўлиб, бунда тўғри бурчакли корпус тишли винтлар валларини ўрнатиш учун тешикларга эга ва асосда жойлашган, электр юритмалар редукторлар орқали тишли винт валлари билан муфталар ёрдамида уланган, тишли винт валлари корпус тешикларида маҳкамловчи ёрдамида маҳкамланган яримҳалқалар, тишли винтларнинг валларига тишли дисклар ўрнатилган бўлиб, уларга тишлар болтли бирикма ёрдамида ўрнатилган. Тишли дискдаги тишлар пайвандлаш ёрдамида қўшимча маҳкамланади. Тишли дискларнинг ташқи юзалари ейилишга чидамли суюқлантириб қопланган, муфта сифатида эса юқори эластик қобиқли шкифли муфтаси қўлланилган. Майдалагич конструкциянинг ишончлилигини оширишни таъминлайди.

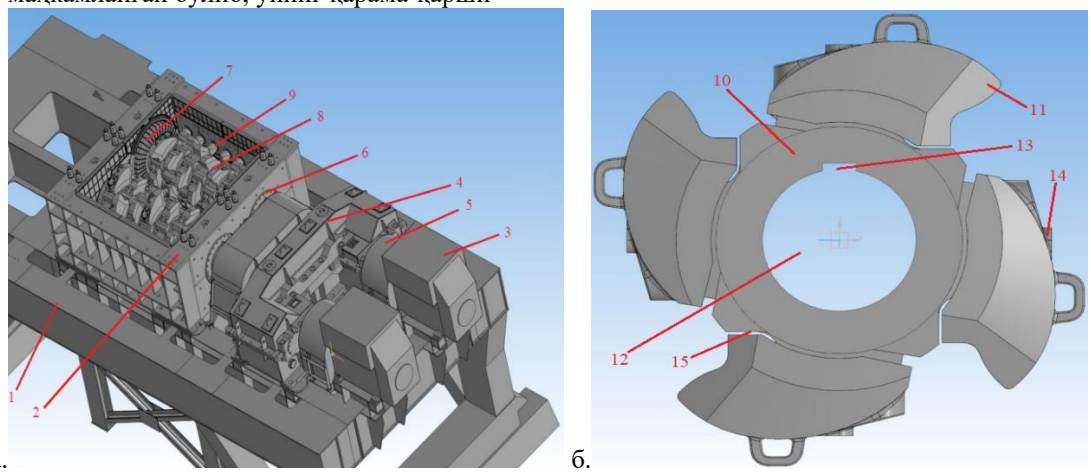
2-жадвал

ВТМ-1300/300-ДР-1 майдалагични техник таснифи

Майдаланувчи материалларнинг сиқилишга мустаҳкамлик чегараси, МПа (кгкуч/см^2)	150
энг катта майдаланадиган бўлак, мм	1300
майдалагич тирқишининг кенглиги, мм	300
100...150 МПа гача бўлган тоғ жинслардаги майдалагич унумдорлиги, м^3/соат	2000
винтларнинг айланиш частотаси, айл/мин	25
электр юритманинг сони ва қуввати, кВт	2х400
электр юритманинг айланиш частотаси, айл/мин	1000
кучланиш, В	6000 (50 Гц)
редуктор	цилиндрсимон
узатиш сони	40,57
муфта тури	866 TV 04
майдалагич механик қисмининг механизмларнинг электр жиҳозлари билан биргаликдаги ўлчамлари, мм	мм
узунлиги	9357
кенглиги	5365
баландлиги	2965

Винт тишли майдалагичлар конструкциянинг камчилиги ишончлиликнинг пастлиги ва шунга мос равишда чидамлилик ва ейилишга чидамлилиги пастлигидир. Майдалагични тишли дисклари 35ХМЛ типидаги юқори легирланган пўлатдан тайёрланади. Майдалагич тишлари 110Г13Л туридаги юқори марганецли пўлатдан тайёрланади. Майдалагич подшипник корпусининг ташқи диаметри 400 дан 900 мм гача бўлади. Майдалагич подшипник корпуси деворининг қалинлиги 30 дан 100 мм гача бўлади [16].

Винт тишли майдалагич схематик кўриниши ва тишлари маҳкамланган дискнинг схематик кўриниши 8-расмда келтирилган. Винт тишли майдалагич қуйидагича тузилган бўлиб, асос 1 га корпус 9 нинг тишлари бўлган тўғри бурчакли корпус 2 маҳкамланган бўлиб, унинг қарама-қарши ён деворларида симметрик равишда иккитадан тешик жойлашган, уларда подшипниклар 6 ли маҳкамловчи ярим ҳалқалар 7 маҳкамланган. Иккита қарама-қарши жойлашган маҳкамловчи ярим ҳалқалар орасида вал 12 жойлашган бўлиб, у подшипник ҳисобига ўз ўқига нисбатан айлана олади. Конструкциядаги валларнинг ўқлари орасидаги масофа 500 дан 1300 мм гача бўлиши мумкин. Валга тишли дисклар 10 ўрнатилган бўлиб, улар тишлар 11 билан таъминланган. Электр юритгичлар 3 редукторлар 4 ва торли муфталар 5 билан уланган. Валлар 12 муфталар 5 билан бирикиш учун корпуснинг бир қисмидан чиқиб туради. Тишли диск 10 вал 12 га шпонка 13 ёрдамида маҳкамланади, бу эса унинг буралиб кетишига йўл қўймайди.

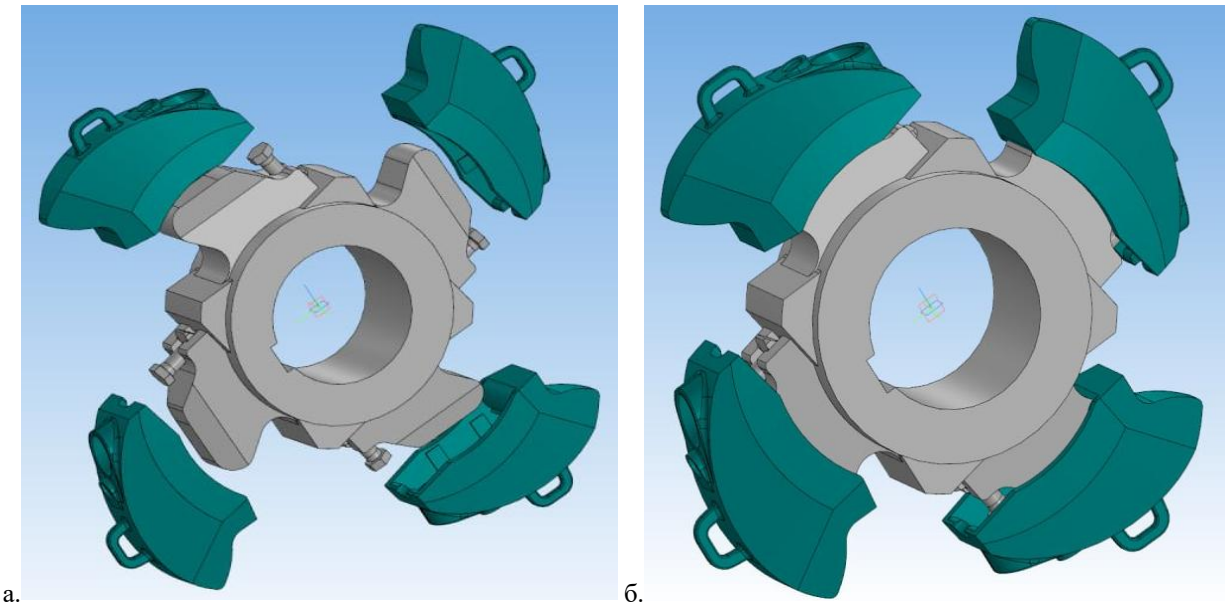


а. б.

8-расм. Винт тишли майдалагич ва унинг тишлари маҳкамланган дискнинг схемаси

1-асос, 2-корпус, 3-электр юритгич, 4-редуктор, 5-муфта, 6-корпус тешигига ўрнатилган подшипник, 7-мустаҳкамловчи ярим ҳалқа, 8-тишли дисклар ўрнатилган валдан иборат тишли винт, 9-корпус тишлари, 10-тишли диск, 11-дискли тишлар, 12-вал, 13-шпонка, 14-болтли бирикма, 15-туташиш контури бўйича пайвандлаш жойи

ВТМ майдалагични тишли дискларнинг ишончлилигини ошириш учун 35ХМЛ типидаги юқори легирланган пўлатдан тайёрланади. Юқори легирланган пўлатнинг юқори эластик хусусиятлари туфайли тишли дисклар узоқ вақт давомида зарба юкини кўтара олади.



а. б.

9-расм. Винт тишли диск ва унинг тишлари

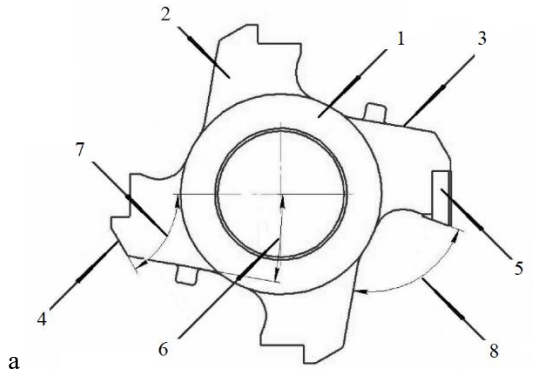
9-расмда винт тишли диск ва унинг тишлари кўрсатилган бўлиб, тишли дискни 35ХМЛ типидаги юқори легирланган пўлатдан тайёрлаб, майдалагич тишларини 110Г13Л туридаги юқори марганецли пўлатдан тайёрланса ишлаш муддати ва самарадорлиги ошади. Тишлар икки ойдан олти ойгача ишласа уларни алмаштириш осон, нархи арзон, йиғиш ва созлаш ишлари тез бўлади. Ушбу пўлат турини қўллаш тишларнинг юқори солиштирма босимга бардошлилик кўрсаткичлари учун энг мос келиши сабабли танланган. Шунингдек, тишларнинг чидамлилиги ва ейилишга бардошлилигини янада ошириш учун улар ОЗН-6 электродлари билан ейилишга бардошли суюқлантириб қопланиши мумкин. Асосий юк тушадиган тишлар юзасини қўшимча ҳимоя қилиш бутун конструкциянинг ишончли ишлашига ижобий таъсир кўрсатади.

Ушбу конструкция учун подшипник корпусининг ташқи диаметри 400 мм дан 900 мм гача ораликда танланган ва подшипник корпуси деворининг қалинлиги 30 дан 100 мм гача бўлади. Асосий зарба юки тишли дискларнинг тишларига тушиши сабабли, айнан шу элемент сиртдан емирилиш, деформацияланиш ёки узилиш хавфи остида бўлади. Тишларни пухта маҳкамлаш мақсадида тишлар анъанавий болтлар билан ушлаб туриш билан бир қаторда болтлар 14 ёрдамида тишли диск сиртига пайвандланади. Шу билан бирга, кўриниб турибдики, тишларни пайвандлаш орқали энг сифатли ушлаб туриш уларни контур бўйлаб пайвандлаш ҳолатида бўлади, яъни пайвандлаш тишлар ва тишли диск орасидаги бириктирувчи тирқишни тўлиқ ёпиб, ишончли ажралмас бирикмани таъминлайди.

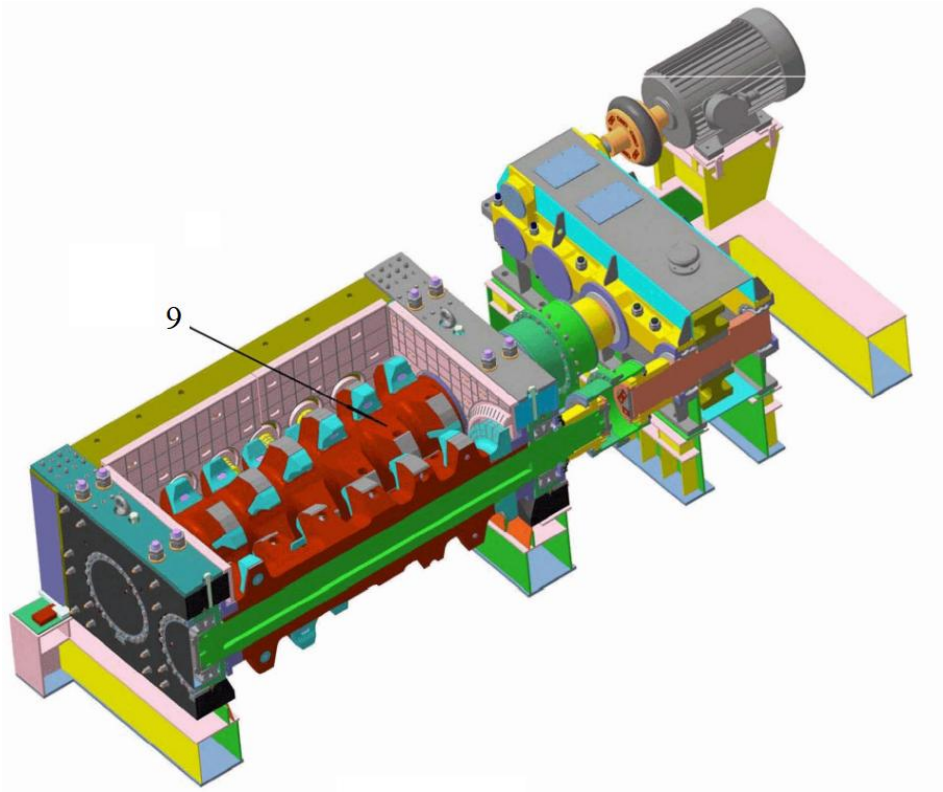
Винт тишли майдалагични ишлатиш жараёнида, қаттиқ тоғ жинслари билан ишлашда, албатта, тебранишлар пайдо бўлади. Титрашлар конструкциянинг бирикма элементларига таъсир кўрсатиб, уларда люфт ва емирилишни келтириб чиқаради. Титрашни камайтириш, конструкциянинг чидамлилиги ва ейилишга бардошлилигини унинг ишончлилигини ошириш мақсадида муфта сифатида юқори эластик қобиқли муфта ишлатилади. Муфтанинг юқори эластиклик кўрсаткичлари ҳисобига тебраниш ташкил этувчисининг сўниши содир бўлади.

Винтли майдалагичнинг тўрт тишли диски (10-расм) таклиф этилган, у ўтқазиш тешигига эга бўлган цилиндрик асосдан иборат бўлиб, унинг тўртта яхлит қуйилган тишлари бўлади, уларнинг бўйлама ўқлари цилиндрик асос ўқига нисбатан 90° бурчак остида жойлашган. Тишнинг орқа қисми 8° дан 22° гача бўлган бурчак остида қиялик ҳолатда тайёрланади, тишнинг орқа юқори қисми 55° дан 65° гача бўлган бурчак остида қия ҳолатда тайёрланади, тишнинг олд қисми бурчаги 50° дан 85° гача бўлган футеровка элементи маҳкамланган. Тўрт тишли диск тишларига мустаҳкамлиги юқори, ейилишга чидамли 110Г13Л ва 12ХН3А футеровка материалларини диск тишларига қоплаб, болт гайка ва пайвандлаш йўли билан маҳкамланади. 12ХН3А пўлати бу легирланган хром-никелли конструкцион пўлат бўлиб, у

пластиклиги, қовушқоқлиги, ўзак мустаҳкамлиги ва сирт қаттиқлигига алоҳида талаблар қўйиладиган цементацияланадиган деталлар ишлаб чиқаришда қўлланилади. Бу деталлар экстремал шароитларда, масалан −100 °C гача бўлган паст ҳароратларда ёки зарба юкламалари таъсирида ишлайди. Ушбу пўлатдан тайёрланадиган маҳсулотлар орасида валлар, шестернялар, кулачокли муфталар, червяклар, поршень бармоқлари ва бошқа деталларни ажратиб кўрсатиш мумкин.



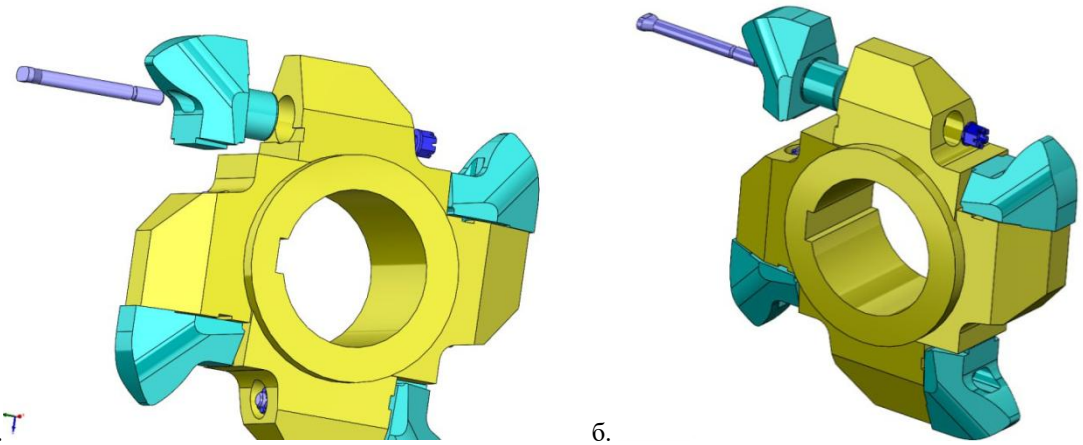
а



10-расм. Тўрт винт тишли дискли майдалагич

1 - цилиндрик асос; 2 - тиш; 3 - тишнинг орқа қисми; 4 - тишнинг орқа юқори қисми; 5 - футеровка элементи; 6 - тиш орқа қисмининг қиялик бурчаги, 10° га тенг; 7 - 60° га тенг бўлган тиш орқа юқори қисмининг қиялик бурчаги; 8 - 80° га тенг бўлган тоғ жинсига таъсир этувчи қисмининг бурчаги; 9 - тўрт тишли диск корпусининг винтли майдалагичдаги ҳолати.

Тўрт винт тишли дискли майдалагич цилиндрик асос 1 дан иборат бўлиб, унда вал учун ўтқазиш тешиги бор. Цилиндрик асоснинг бутун юзаси бўйлаб тўртта яхлит қуйилган тишлар 2 бир текисда жойлашган. Тишларнинг бўйлама ўқлари цилиндрик асос ўқига нисбатан 90° бурчак остида жойлашган. Тишларга футеровка материали 5 маҳкамланади. 11-расмда винт тишли диск ва унга тишларни ўрнатиш кўрсатилган. Қоплама материали 110Г13Л туридаги юқори марганецли пўлатдан ёки 12ХН3А маркали пўлат материалидан тайёрланиши мумкин.



а. б.

11-расм. Винт тишли диски ва унга тишларни ўрнатиш

Ушбу материалларнинг қўлланилиши футеровка материаллари юқори зарба юкламаларига бардошли ва ейилишга чидамлилигини ошириш учун мос келади.

Хулоса

Тишли дискнинг ишлаш муддати ва унумдорлигини оширишда тишлар сони, тишлар орқа қисмининг қиялик бурчаги, шунингдек тишдаги тоғ жинсига таъсир этувчи қисмининг бурчаги майдалагичнинг асосий параметрлари ҳисобланади. Майдалагич диск тишларининг оптимал сони 4 та, чунки тишлар сони кўп бўлганда, тишлар орасидаги масофа йирик жинсларни майдалаш учун етарли бўлмайди ва тишлар сони кам бўлса, тоғ жинсини майдалашнинг етарли сифатини таъминламайди. Майдалагич ишлаётганда энг катта зарба кучлари тишнинг олдинги қисмига тушади. Тўрт тишли дискнинг ейилишга чидамлилигини ошириш ва ишончлилигини таъминлаш учун тишнинг олд қисми футеровка материали билан қопланган бўлиб, у тишни юқори зарба куч таъсирида ейилишдан сақлайди. Тоғ жинси бўлакларини 200-300 мм оралиқда майдаланишини таъминлаш учун таъсир бурчаги 50° дан 85° гача оралиқда танланади. Ушбу бурчак майдаланувчи материални самарали қамраб олиш ва парчалашни таъминлаш имконини беради. Тоғ жинсига таъсир бурчаги материалга йўналтириладиган кучнинг йўналишини белгилайди, бу эса майдалаш жараёнини оптималлаштириш имконини беради. Тишнинг юқори қисмига энг кўп юк тушади, бу эса тишнинг юқори қисмини тез-тез синишига олиб келиши мумкинлиги сабабли, конструкциянинг ейилишга чидамлилиги ва ишончлилигини ошириш мақсадида, тишнинг орқа юқори қисми 55° дан 65° гача бўлган бурчак остида қиялик билан амалга оширилади. Ушбу таклиф асосида винт тишли майдалагичлар тўлиқ тишларнинг қайсиси емирилишига қараб дискларнинг алоҳида алмаштирилиши билан вақтдан ютишга ва тишли диск ва унга қоплама материали 110Г13Л туридаги юқори марганецли пўлатдан ёки 12ХН3А маркали пўлат материалидан тайёрланиши тишларнинг барчасидан унумдорликнинг юқори бўлишига олиб келади.

REFERENCES

1. Арсентьев В.А., Вайсберг Л.А. и др. Производство кубовидного щебня и строительного песка с использованием вибрационных дробилок. – С.-Пб.: Изд-во ВСЕГЕИ, 2004. С. 112.

2. Денегин В.В. Измельчительные валки высокого давления: Конструкция, достижения, проблемы // Горная техника, 2004. С. 120-126.

3. Барабанщиков В.Н., Попов Г.И., Шепель О.В. Новое оборудование АО «НКМЗ» для дробления материалов // Горные машины и автоматика, 2003. - № 8. С. 20-21.

4. Титан Издание ЗАО «Новые технологии», 2005. - № 03.

5. Новые технологии. Центробежные дробилки и мельницы «Титан»: Выпуск № 6, 2005.

6. Денисов Г.А. Новые направления в переработке минерального и технологического сырья. ИПРЭ РАН, 2003. С. 28.

7. Вайсберг Л.А., Зарогатский Л.П., Туркин В.Я. Вибрационные дробилки. Основы расчета, проектирования и технологического применения. Из-во ВСЕГЕИ, 2004. С. 306.

8. Блохин В.С., Большаков В.И., Малия Н.Г. Основные параметры технологических машин. Машины для дезинтеграции твердых материалов: Учеб. пособие. Днепропетровск: НМА – пресс. 2006. С. 404.

9. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд, 2014. № 2. С. 3–9.

10. Белов А.С. Применение шнекозубчатых дробилок на кимберлитовых месторождениях // Обогащение руд, 2016. №5. С. 3–7.

11. Газалеева Г.И., Цыпин Е.Ф., Червяков С.А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. Екатеринбург: Уральский центр академического обслуживания, 2014. С. 914.

12. Степаненко А.И. Шнекозубчатые дробилки в циклах дробления материалов с высоким содержанием глины. // IX Конгресс обогатителей стран СНГ: Сборник материалов. Том II / М: МИСиС, 2013. С. 560–564.

13. Степаненко А.И. Опыт применения шнекозубчатых дробилок в процессах рудоподготовки. // Обогащение руд, 2015. № 1. С. 10–13.

14. Андреев Е.Е., Тихонов О.Н. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник для вузов. СПб.: Изд-во СПГГИ (ТУ), 2007. С. 440.

15. Степаненко А.И., Мальков С.М. Физическое моделирование в проектировании шнекозубчатых дробилок // Обогащение руд, 2018. №3. С. 2–13.

16. Макарушин М.Н., Ирбахтин М.П., Ерёмин А.А., Долотов В.Ю. Шнек дробилки твёрдых материалов. RU 202195 U1. 05.02.2021.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Atakulov Lazizjon Nematovich	—	Doctor of Technical Sciences (DSc), Professor, Head of the Department of Mining Electromechanics, Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: Laziz218@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-3561-8850
Kamolov Nuriddin Bomurotovich	—	Head of the Muruntau Mine, Central Mining Administration, Navoi Mining and Metallurgical Company JSC, 1 Marvarid Street, 210300, Zarafshan, Uzbekistan. E-mail: miningnewmuruntau@gmail.com
Khaydarov Shohidjon Bakhridinovich	—	PhD, Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics, Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: shohidh@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0005-5661-3919
Kakhkharov Orif O.	—	Assistant Lecturer at the Department of Mining Electromechanics, Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: kahharovorif@gmail.com
Shomurodov Bakhtiyor Hamidovich	—	Assistant Lecturer at the Department of Mining Electromechanics, Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: baxtik.3008@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0009-7381-4201

OCHIQ KON KORXONALARIDA KON JINSLARINI TASHISH TEXNOLOGIYASINI DAVRIY TRANSPORTDAN UZLUKSIZ TRANSPORT TIZIMIGA O‘TKAZISHNING ILMIY ASOSLARI

Annaqulov T.J., Eshonqulov K.E.

Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O‘zbekiston

Doi: 10.5281/zenodo.23663145

ANNOTATSIYA Maqolada ochiq konchilik ishlarida kon jinslarini tashishda davriy ishlovchi transportdan uzluksiz transportga o‘tishning ilmiy-texnik va iqtisodiy asoslari tahlil qilingan. Karyer chuqurligi ortishi bilan avtosamosval transportining ekspluatatsion xarajatlari, yoqilg‘i sarfi va ekologik yuki keskin oshishi, uzluksiz transporti esa past ekspluatatsion xarajat va yuqori energetik samaradorlik bilan ajralib turishi ko‘rsatilgan. Jahon va mintaqaviy tajriba (Borodinskiy, Pavlovskiy hamda Muruntau karyerlari) hamda zamonaviy qiyosiy tadqiqotlar asosida davriy-uzluksiz texnologiyaga o‘tishning maqsadga muvofiq chegaralari — karyer

chuqurligi, gorizont bilan ag‘darma orasidagi balandlik farqi, tashish masofasi va yillik ishlab chiqarish hajmi bo‘yicha — umumlashtirilgan. Olingan natijalar O‘zbekiston konchilik korxonalarida transport tizimini takomillashtirishda foydalanilishi mumkin.

KALIT SO‘ZLAR Ochiq kon, karyer transporti, davriy-uzluksiz texnologiya, lentali konveyer, avtosamosval, tashish tannarxi, energiya intensivligi, karyer chuqurligi.

Kirish

Zamonaviy tog‘-kon sanoatida foydali qazilmalarni ochiq usulda qazib olish yetakchi o‘rinni egallaydi: rangli va qora metallar rudalari, energetik xomashyo hamda qurilish materiallarining katta qismi aynan ochiq konchilik korxonalarida qazib olinadi. Karyerlar loyihaviy quvvatining ortishi hamda chuqurligi 300–500 m va undan oshib borishi bilan kon jinslarini karyer tubidan yer yuzasiga olib chiqish va tashish jarayoni ishlab chiqarish tannarxining hal qiluvchi qismiga aylanadi. Chuqur karyerlarda transport va yuk tushirish xarajatlari umumiy ekspluatatsion xarajatlarning 40–60 % gacha yetishi mumkin [2], bu esa transport texnologiyasini takomillashtirishni dolzarb ilmiy va amaliy muammoga aylantiradi.

Ochiq kon transportida an’anaviy ravishda davriy (uzlukli) ishlovchi ekskavator–avtosamosval majmualari ustunlik qiladi va keng ko‘lamda ishlatiladi. Ularning yuqori moslashuvchanligi, manevrchanlik qobiliyati va trassa parametrlariga oson moslasha olishi ushbu tizimning keng tarqalishini ta’minlagan [2]. Biroq karyer chuqurlashgan sari avtosamosval transportining samaradorligi pasayadi: tashish masofasi va ko‘tarilish balandligi ortishi bilan yoqilg‘i sarfi, shina va ehtiyot qism xarajatlari hamda atmosferaga chiqariladigan zararli gazlar miqdori keskin oshadi. Bunday sharoitda uzluksiz (maydalash–konveyer) transportga, ya’ni davriy-uzluksiz texnologiyaga (DUT) o‘tish iqtisodiy va ekologik jihatdan maqsadga muvofiq bo‘lib qoladi.

Ushbu maqolaning maqsadi ochiq konlarda kon jinslarini tashishda davriy ishlaydigan transport turidan uzluksiz ishlaydigan transport turiga o‘tishning ilmiy-texnik va iqtisodiy asoslarini hamda bu o‘tishning maqsadga muvofiq chegaralarini jahon va mintaqaviy tajriba asosida umumlashtirishdan iborat.

Metodologiya. Davriy transportning chuqurlik bilan bog‘liq cheklovlari. Ichki yonuv dvigateli bilan jihozlangan avtosamosvallar turli materiallarni tashishdagi moslashuvchanligi, yuqori manevrchanligi va dastlabki kapital qo‘yilmaning nisbatan kamligi tufayli ochiq konchilik korxonalarida ommaviy transport tizimining asosiy bo‘g‘ini bo‘lib qolmoqda [2]. Shu bilan birga, qator tadqiqotlar avtomobil transportining chuqurlik bilan bog‘liq jiddiy cheklovlarini ko‘rsatadi.

Birinchidan, tashish masofasi karyer chuqurlashgan sari ortadi va avtosamosval unumdorligi keskin pasayadi; Muruntau karyerida karyer chuqurligi 100 m ga oshganda avtosamosvallar bilan tashish xarajatlari taxminan 1,5 barobarga oshishini hamda karyer chuqurligi 100 m dan 400 m gacha oshganda yuk ko‘tarish qobiliyati 40 t va 110 t bo‘lgan avtosamosvallarning unumdorligi mos ravishda 2,0 va 2,9 barobar pasayganini ko‘rishimiz mumkin [9]. Loyihaviy hajmni ta’minlash uchun parkdagi mashinalar sonini oshirishga to‘g‘ri keladi, bu esa kapital qo‘yilma, yoqilg‘i sarfi, ish kuchi va yo‘l infratuzilmasiga ketadigan xarajatlarni o‘stiradi [2]. Tadqiqotlarga ko‘ra, avtomobil transporti tashish masofasi 2–2,5 km dan oshmaganda eng samarali hisoblanadi [1].

Ikkinchidan, energetik nuqtai nazardan avtosamosval transporti samarasiz: karyer pog‘onalaridan ko‘tarilishda dizel yoqilg‘isining 70–80% i sarflanadi, ichki yonuv dvigateli bilan jihozlangan samosvallarda esa umumiy energiyaning 40% dan ortig‘i mashinaning o‘z massasini yuqoriga ko‘tarishga sarflanadi [2]. Yoqilg‘i sarfi trassa qiyaligi va tashish masofasi oshishi bilan keskin oshadi. Kon jinslarini tashishda yuk mashinasi L uzunlikdagi yo‘lda gorizontalga nisbatan umumiy qiyalik burchagi bilan (transport yo‘lining barcha qiya qismlarda tashilishi) aniqlanadi. Yuk mashinasining yuklash va tushirish stansiyalari orasidagi bitta yuk tashish sikli davomida energiya sarfi transport vositasi tomonidan bajarilgan ish bilan ifodalanadi [10].

$$E = L\left[\left(G_{yuk}+G_0\right)\left(f\cos\alpha+\sin\alpha\right)+G_0\left(f\cos\alpha-\sin\alpha\right)\right]+\left(\frac{G_{yuk}+2G_0}{2g}+2Lk_xF_s\right)v^2+G_{yuk}h_c = L\left[\left(G_{yuk}+2G_0\right)f\cos\alpha+G_{yuk}\sin\alpha\right]+\left(\frac{G_{yuk}+2G_0}{2g}+2Lk_xF_s\right)v^2+\frac{G_{yuk}h_c}{\eta_c},\ [Joul] \quad (1)$$

Tashilgan kon jinsini birlik og‘irligiga va 1 m yo‘lga keltirilgan solishtirma energiya sarfi e_j ($\frac{J}{Nm}=\frac{J}{J}=\frac{MJ}{tkm}\cdot\frac{s^2}{m}$) (1) formulaga asosan quyidagi ko‘rinishga keladi.

$$e_j=\frac{E}{G_{yuk}L}=\left(1+2\frac{G_o}{G_{yuk}}\right)f\cos\alpha+\sin\alpha\left[\left(1+2\frac{G_o}{G_{yuk}}\right)\cdot\frac{1}{2gL}+\frac{2k_xF_s}{G_{yuk}}\right]\cdot v^2+\frac{h_c}{L\eta_c} \quad (2)$$

bu yerda:

G_o −avtosamosvalning bo‘sh (tara) og‘irligi, [N];

G_{yuk} −yuk ko‘tarish qobiliyati, [N];

k_x −havo qarshiligi koeffitsiyenti (konchilik avtosamosvallari uchun $k_x = 0{,}9 - 1{,}2$);

f − g‘ildirakning dumalash qarshiligi koeffitsiyenti;

v − nominal tezlik, [m/s];

a − transport yo‘lining yig‘ma qiyaligi, [°];

F_s – transport vositasining old yuzasi, [m²];

L −yuklash va tushirish punktlari orasidagi masofa, [m];

h_c −yukli kuzov og‘irlik markazining vertikal ko‘tarilishi, [m];

η_c −kuzovni ko‘tarish tizimining foydali ish koeffitsiyenti, [%].

g-jismning erkin tushish tezlanishi, g=9,81 m/s^2

energiya sarfini tashkil etuvchilari quyidagilar: birinchisi — g‘ildirakning dumalashga bo‘lgan qarshilikni yengish:

$$e_f = (1 + 2\frac{G_o}{G_{yuk}})fcosa \qquad (3)$$

qiyalikda ko‘tarilishdagi qarshilikni yengishi:

$$e_a = sina \qquad (4)$$

belgilangan harakat tezligiga erishish (kinetik energiya va havo qarshiligi):

$$e_v = [(1 + 2\frac{G_o}{G_{yuk}})\frac{1}{2gL} + \frac{2k_xF_s}{G_{yuk}}]v^2 \qquad (5)$$

yukli holatda ko‘tarish qarshiligi

$$e_h = \frac{h_c}{L\eta_c} \qquad (6)$$

Solishtirma yoqilg‘i sarfi dvigatel va transmissiya foydali ish koeffitsiyentlarini, dizel yoqilg‘isining issiqlik qiymatini hamda 1 litr dizel yoqilg‘isi 0,84 kg ligini hisobga olgan holda, 1 t yukni 1 km ga tashish ishiga sarflanadigan solishtirma yoqilg‘i miqdori;

$$m_{jp} = \frac{1.25}{W_d\eta_s\eta_{un}}\left[\left(1 + 2\frac{G_o}{G_{yuk}}\right)fcos\alpha + sin\alpha + \left(\left(1 + 2\frac{G_o}{G_{yuk}}\right)\frac{1}{2gL} + \frac{2k_xF_s}{G_{yuk}}\right)v^2 + \frac{h_c}{L\eta_c}\right]g, [1/tkm] \qquad (7)$$

bu yerda:

W_d −dizel yoqilg‘isining issiqlik qiymati, $W_d = 43\frac{MJ}{kg}$;

η_s −dvigatelning effektiv foydali ish koeffitsiyenti:

η_{un} −transmissiyaning foydali ish koeffitsiyenti;

1,25-zaxira koeffitsiyenti: salt yurish (navbat kutish), gidravlika va yordamchi tizimlar sarfini hamda hisob zaxirasi (~25 %) qamrab oladi. (2) va (7) ni birlashtirib, amaliy hisob uchun qulay ko‘rinish $W_d$olinadi [10] (bu yerda [J/kg] da, yani $43 \cdot 10^6\ \frac{J}{kg}$):

$$m_{jp} = \frac{1.25e_j\, g}{W_d\eta_s\eta_{un}} \cdot 10^6, \frac{kg}{tkm} \qquad (8)$$

hajmiy birlikka o‘tish:

$$q_{jp} = \frac{m_{jp}}{p_{yo}}, \frac{l}{tkm} \qquad p_{yo} = 0.84\frac{kg}{l} \qquad (9)$$

Quyida keltirilgan formulalar orqali avtosamosvalning yoqilg‘i sarfini aniqlab olishimiz mumkin. Aniqlangan yoqilg‘i sarfidan atrof-muhitga chiqayotgan CO2 gazining miqdorini aniqlashimiz mumkin bo‘ladi.

O‘zbekiston Respublikasi qonunchiligida konchilik korxonalarida dizel yoqilg‘isini yoqishda chiqadigan CO2 gaziga soliqlar nazarda tutilmagan. Germaniya Federativ Respublikasi bu borada o‘zining milliy ETS dasturini joriy etgan. 2021-yil 1-yanvarda transport va isitish yoqilg‘ilaridan chiqadigan CO_2 chiqindilarini qamrab oluvchi milliy ETS dasturi ishga tushirildi, uning narxi bir tonna CO_2 uchun 25 yevroni tashkil etadi. Uglerod narxini 2025-yilga kelib bosqichma-bosqich 55 yevrogacha oshirish rejalashtirilgan. 2026-yildan boshlab CO_2 chiqindilarini chegarasi belgilanadi, u vaqt o‘tishi bilan 2030-yilga kelib dastur maqsadlariga muvofiq kamayadi, lekin boshlang‘ich narx oralig‘i bir tonnasi uchun 55 yevrodan 65 yevrogacha saqlanib qolishi belgilangan [13].

Uchinchidan, ekologik yuk yuqori: bitta yirik karyer avtosamosvali yiliga 1000 tonnagacha CO_2 chiqaradi [2]. Bundan tashqari, dizel zarrachalari, chang va shovqin ish muhitini yomonlashtiradi. Chuqur gorizontlarda gaz bilan ifloslanish tufayli uskunalarning yillik to‘xtab turishi ayrim hollarda 1000–1500 soatga yetishi mumkin [4].

CO_2 darajasini aniqlashning uchta parallel usulini ko‘rib chiqamiz:

Konversiya koeffitsiyenti usuli (Kecojevic-Komljenovic) [11].

$$CO_2 = FC \cdot CF \qquad (10)$$

$$CF = CC \cdot 10^{-6} \cdot 0.99 \cdot \frac{44}{12} \qquad (11)$$

bu yerda;

FC −dizel yoqilg‘isi sarfi [l/soat]

CF −konversiya koeffitsiyenti,[t CO_2/l];

CC −dizeldagi uglerod miqdori, [g/l]; 0.99–oksidlanish omili 44/12–CO_2 va C molyar massalari nisbati. Dizel yoqilg‘isi uchun CC =734 g/l qabul qilinsa:

$$CF = 734 \cdot 10^{-6} \cdot 0{,}99 \cdot \left(\frac{44}{12}\right) = 2.664 \cdot 10^{-3} t/l$$

yani 2,664 kg CO_2/l. Stexiometrik usul yoqilg‘i tarkibidagi uglerodning to‘liq oksidlanish reaksiyasi va massa balansi [12].

$$C + O_2 \rightarrow CO_2 + Q_C \qquad (12)$$

$$12[\text{kgC}] + 32[\text{kg}O_2] \rightarrow 44[\text{kg}CO_2] \qquad (13)$$

bundan soatlik yoqilg‘i sarfi uchun;

$$m_{CO2} = \frac{44}{12}c \cdot C_h\ , \left[\frac{kgCO_2}{soat}\right] \qquad (14)$$

c −yoqilg‘idagi uglerod ulushi, [kgC/kg] dizel yoqilg‘isi uchun c=0,865;

C_h −soatlik yoqilg‘i sarfi,[kg/soat];

Q_C −reaksiyadan ajraladigan issiqlik.

bir litr yoqilg‘iga keltirilgan emissiya omili;

$EF_l^{st} = \frac{44}{12} c\rho_{yo} = 3{,}667 \cdot 0{,}865 \cdot 0{,}84 = 2{,}664\ kgCO_2/l$ (15)

IPCC/EPA emissiyasi omillari usullari

IPCC (2006) bo‘yicha dizel yoqilg‘isi uchun standart emissiya omili [16]

$EF_{CO2} = 74100\ kg\ CO_2/TJ$ 95% lik aniqlik bilan 72600 kg/TJ

U.S. EPA ma’lumotiga ko‘ra dizel yoqilg‘isi uchun $gCO_2/gallon$10 180 g CO2/gal, ya’ni 10 180/3,7854 = 2689 g = 2,689 kg CO2/l.

Uch mustaqil usul natijalari orasidagi farq 1% dan kichikligi aniqlandi. Keyingi hisoblarda o‘rtacha qiymat EF_l=2,67 kg CO_2 /l deb qabul qilamiz [15].

Avtomobil transportining qo‘llanish chegarasini kengaytirishga qaratilgan muhandislik yechimlari ham mavjud. Masalan, [4] da avtosamosvalning inersiya kuchidan foydalanib, kapital qiya yo‘lni qisqa tik (300‰) va gorizontal uchastkalar bilan navbatlab loyihalash taklif etilgan; BelAZ-7547 misolidagi hisoblar 36 m balandlikka ko‘tarilishda umumiy qiyalikni 160‰ ga keltirib, boshqaruvchi qiyalik qiymatini ikki barobar oshirish va yoqilg‘i sarfini kamaytirish mumkinligini ko‘rsatadi [4]. Biroq bunday yechimlar muammoni vaqtincha yumshatadi, ammo chuqurlik ortgan sari uni tubdan hal etmaydi.

Uzluksiz transportning texnik-iqtisodiy afzalliklari.

Mutaxassislarning baholashicha, yillik unumdorlik 4 mln t dan ortiq va chuqurligi 180–200 m dan oshgan karyerlarda ekskavator-avtomobil transporti maqsadga muvofiq emas [3]. Uzluksiz transport (karyer ichida maydalash va lentali konveyer bilan tashish) davriy transportning yuqorida sanab o‘tilgan kamchiliklarini sezilarli darajada bartaraf etadi [20,21,24].

Konveyer transporti kondan yukni tashishda an’anaviy konveyerlarni nominal ishlash chegarasi 18° bo‘lib bunda kondan yukni 600 m balandlikka ko‘tarish uchun $L = \frac{H}{sina}$ ifodadan foydalanadigan bo‘lsak 1-grafikdagi holatni ko‘rishimiz mumkin. Belgilangan masofaga konveyer energiya sarfini quyidagicha hisoblaymiz.

$$N = \frac{W_0 \cdot \vartheta}{1000 \cdot \eta}\ kVt \quad (16)$$

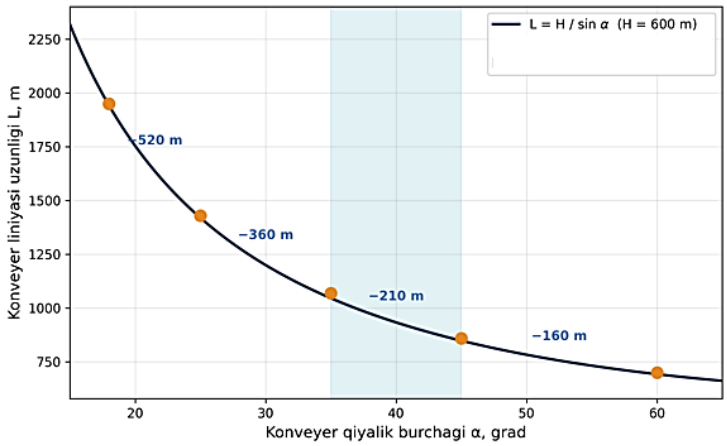
1-grafikdan ko‘rinadiki, qiyalik burchagi kichik qiymatlarda konveyer uzunligi keskin ortadi, burchakning oshishi bilan esa uning uzunligi kamayadi. Masalan, α = 20° bo‘lganda L ≈ 1754 m, α = 30° da L = 1200 m, α = 40° da esa L≈933 m ni tashkil etadi. Shunday qilib, konveyerning qiyalik burchagini oshirish ma’lum balandlikka ko‘tarish uchun talab qilinadigan transport yo‘li uzunligini qisqartirish imkonini beradi. Biroq qiyalik burchagining ortishi konveyerning yukni ko‘tarishga sarflaydigan energiyasi, lentaga ta’sir qiluvchi kuchlar va yuritma quvvatiga qo‘yiladigan talablarning o‘zgarishiga olib keladi. Shu sababli konveyerning optimal qiyalik burchagini faqat uning uzunligi bo‘yicha emas, balki **energiya sarfi, unumdorlik, yuritma quvvati va kon-texnik sharoitlar majmuasi asosida** aniqlash lozim.

Lentali konveyer transportini energiya sarfini hisoblash asosan gorizontal konveyer uchun va qiyalikdagi konveyerlar uchun hamda tik qiyalikli konveyerlar uchun alohida hisoblash ishlari olib boriladi.

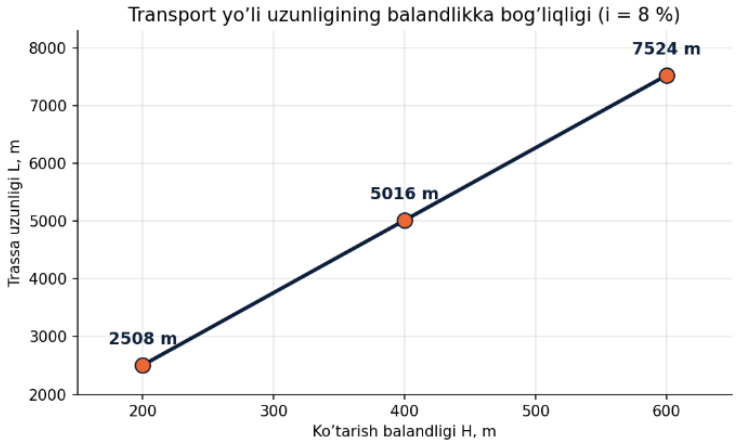
Avtomobil transporti energiya sarfi va undan chiqadigan CO2 gazi darajasini hisoblash.

Avtomobil transportining energiya sarfini hamda samaradorligini aniqlashimiz davomida 100 m dan 600 m chuqurlik darajalarini solishtirib ko‘rishimiz mumkin.

2-grafikdan ko‘rinadiki, qiyalik burchagi kichik qiymatlarda yo‘lning uzunligi keskin ortib bormoqda. Masalan, α=8% H=200m da L≈2508m H=400m bo‘lganda L≈5016 m, H=600 m bo‘lganda esa L≈7524 m ni tashkil etadi. Balandliklar o‘zgarishida energiya sarfi va CO_2 darajasini hisoblash uchun BelAZ 75180–75306 avtosamosvalining texnik ko‘rsatkichlari qabul qilindi hamda bir sikl davomiyligi hisoblangan bo‘lib qisqa hisoblash ishlari olib borildi.



1-grafik. *H balandlikda L uzunligini qiyalikga bog‘liqlik grafigi.*



2-grafik. *Avtomobil yo‘li uzunligini balandlikka bog‘liqligi.*

1-jadval.

(1) formula bo‘yicha uch balandlik varianti uchun hisob natijalari (diagrammalarning ma’lumotlar bazasi)

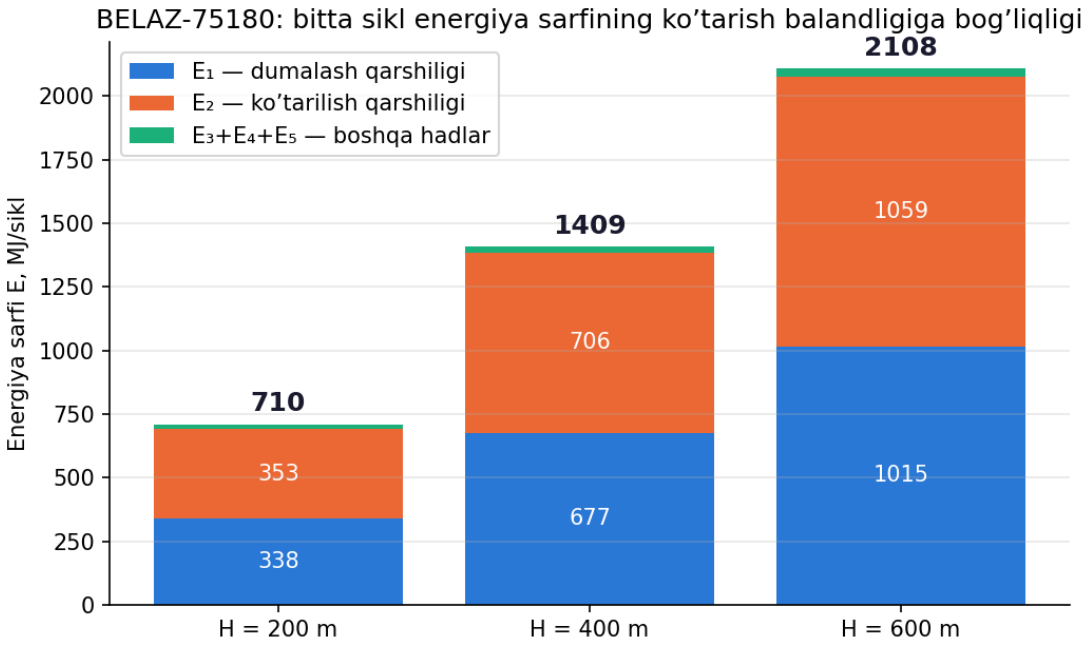
H, m	L, m	E_1, MJ	E_2, MJ	E3, MJ	E_4, MJ	E_5, MJ	E jami, MJ
200	2508	338,44	353,16	8,59	6,94	3,32	710,46
400	5016	676,89	706,32	8,59	13,88	3,32	1409,00
600	7524	1015,33	1059,48	8,59	20,82	3,32	2107,55

E1…E5 qiymatlari (3)–(6) formulalar asosida hisoblangan.

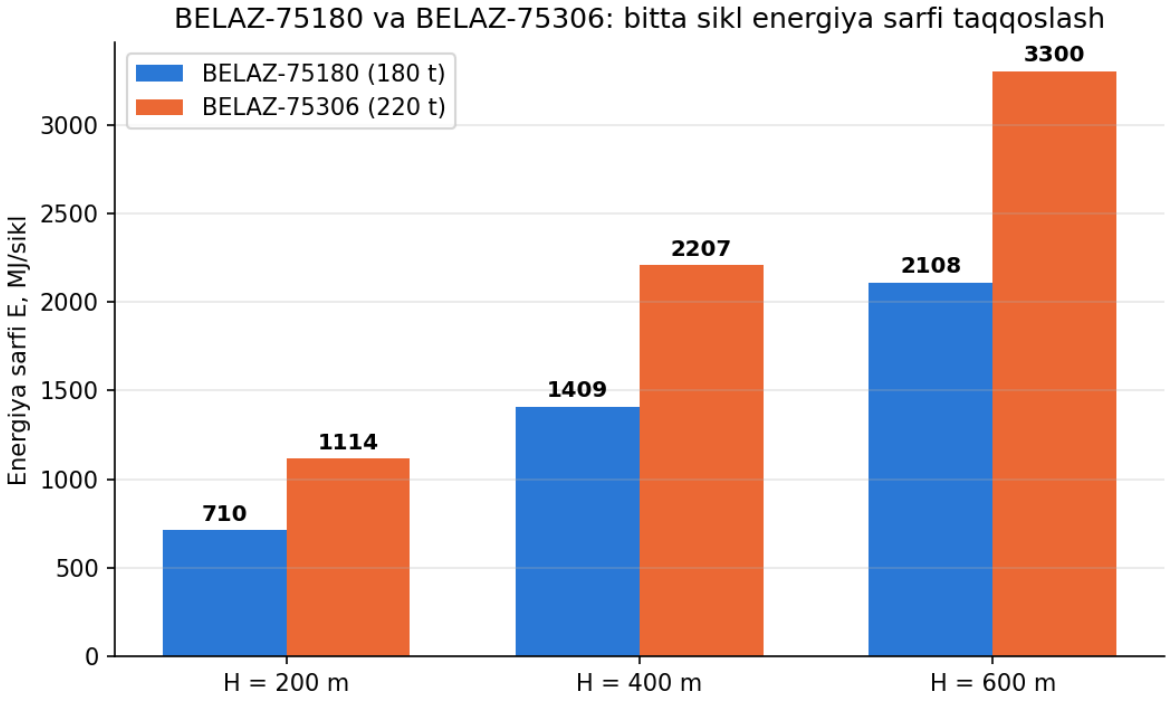
2-jadval.

Hosilaviy ko‘rsatkichlar

H, m	L, m	e, MJ/t	e′, MJ/(t·km)	Dizel, l/sikl	CO_2, kg/sikl
200	2508	3,95	1,57	70,7	188,6
400	5016	7,83	1,56	140,1	374,1
600	7524	11,71	1,56	209,6	559,6

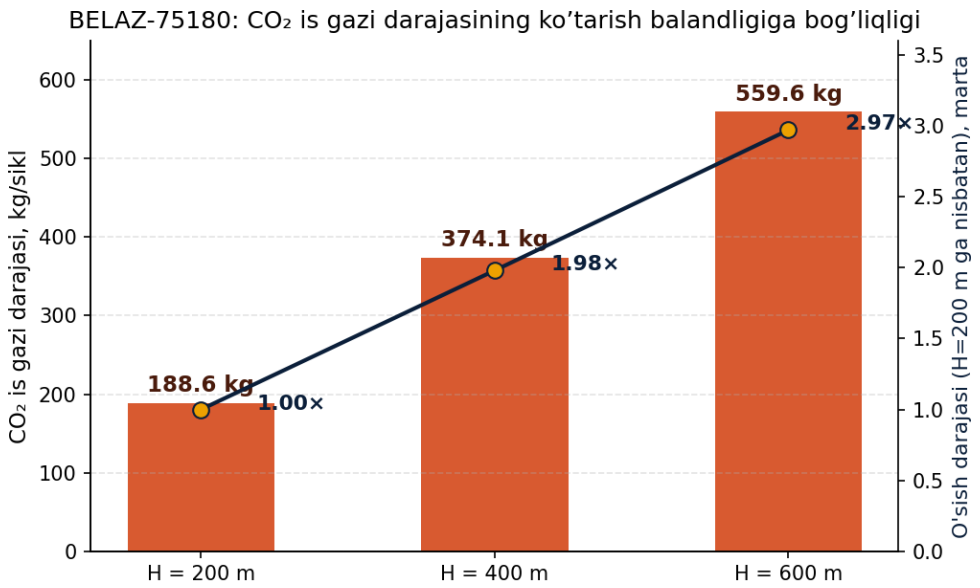


***1-diagramma**. Energiya sarfini ko'tarish balandligiga bog'liqligi.*



2-diagramma.

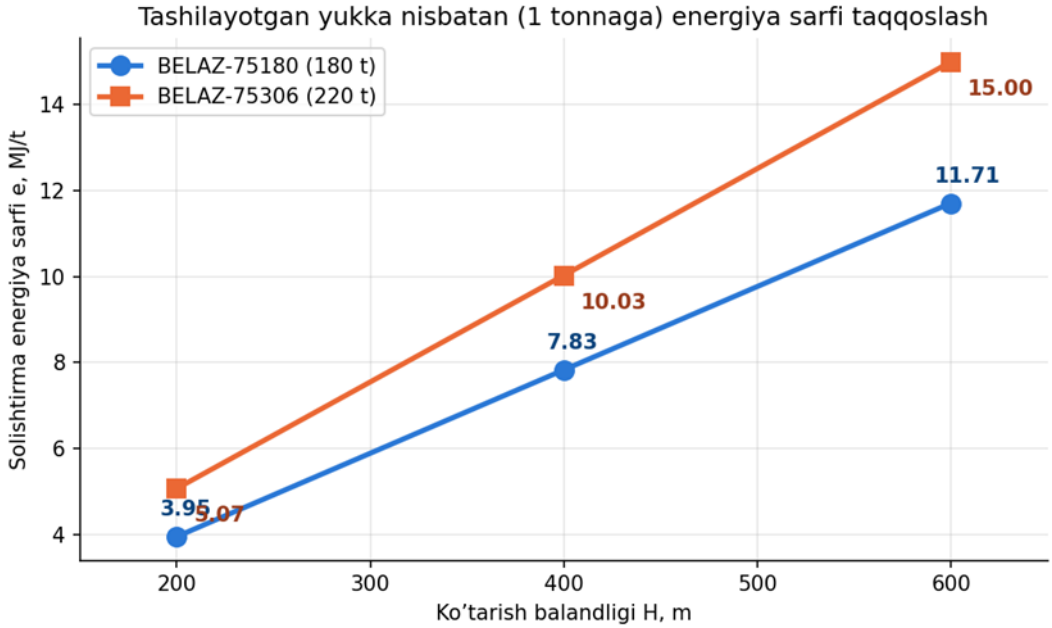
Yuk ko'tarish qobiliyati 180–220 tonnalik avtosamosvalning bitta siklda energiya sarfining taqqoslanishi.



3-diagramma. *CO2 gazi darajasini ko'tarilish balandligiga bog'liqligi.*

Hozirgi kunda konchilik korxonalariga yuk ko'tarish qobiliyati yuqori bo'lgan avtosamosvallar qo'llanilmoqda.

Konveyer transportining 1 t·km yukka to'g'ri keladigan ekspluatatsion xarajati avtomobil transportiga nisbatan bir necha barobar past [1]. Qiyosiy tadqiqotlarga ko'ra, IPCC tizimidan foydalanilganda umumiy qazib olish tannarxi ekvivalent ekskavator–avtosamosval majmualariga nisbatan taxminan 24% ga kam bo'ladi; konveyer transportining ekspluatatsion xarajati avtosamosval tizimining taxminan uchdan biriga teng, konning faoliyati davomidagi umumiy xarajat esa kapital qo'yilma hisobga olinganda ~50% ga kamayadi [2].



3-grafik*. Yuk ko'tarish qobiliyati 180–220 t bo'lgan avtosamosvallarning energiya sarfini taqqoslanishi.*

Muhokama

Ekskavator-avtomobil transportidan davriy-uzluksiz transportiga o'tish chegaralarini hamda o'tish asoslarini aniqlab olishimiz lozim bo'ladi buning uchun avtomobil transportining afzalligi, kamchiligidan tashqari energiya sarfini va avtomobil

dizel yoqilg‘isidan chiqayotgan CO2 gazining darajalarini ham inobatga olish zarur bo‘ladi. Ochiq kon korxonasi tabiiy shamollatilib konning chuqurligi oshib borgan sari tabiiy shamollatish qiyinlashib boradi. Shamollatish chegaralarini aniqlashda nisbiy chuqurlik ko‘rsatkichidan foydalaniladi [17].

$$p = \frac{H}{L} = \frac{H}{\sqrt{L_1 L_2}} \qquad (17)$$

bu yerda H – konning haqiqiy chuqurligi, L– kon konturining o‘rtacha uzunligi. L_1 shamollatish ishlari olib borilishi kerak bo‘lgan joyning uzunligi, L_2 kengligi.

$p < 0{,}1$ - tabiiy shamollatish sharoiti yaxshi;

$p \leq 0{,}1 p \leq 0{,}2$ tabiiy shamollatish biroz qiyin;

$p > 0{,}2$ - tabiiy shamollatish qiyin; ko‘rsatkichlar qabul qilingan [17].

Portlatish vaqtida karyerni shamollatish vaqtini aniqlash va o‘rganish uchun kompyuter modeli ishlab chiqilgan. Karyerning chuqurlashishi shamollatish vaqtining oshishiga olib kelishi aniqlangan [18]. Tabiiy shamollatish chuqurligini aniqlash har bir konning ko‘rsatkichlari asosida aniqlanishi kerak, chuqurligi; bort qiyaligi, asosiy o‘q uzunligi, tabiiy shamol tezligini inobatga olish shartligi keltirilgan [19]. Avtomobil transportining energiya sarfini hisoblashda va energiya sarfini ortib borishini maksimal ko‘tarilishi (2-grafikda) 80 ‰ lik qiyalikda chuqurlikni 200-600 metr balandlik berganimizda yo‘lning uzunligini oshishini ko‘rishimiz mumkin, qolaversa uzunlikka mos ravishda 1-diagrammada energiya sarflarini ham ko‘rishimiz mumkin. 3-diagrammada esa mos ravishda avtosamosvalda CO_2 gazining ortishi ham aniqlangan. Karyer chuqurligi oshganda energiya samaradorlikni oshirish maqsadida yuqori quvvatli avtosamosvallarni qabul qilish vaqtinchalik yechim bo‘lishini (3-grafik)da ko‘rishimiz mumkin samaradorlik 4% ligi aniqlandi. Konveyer transportini 600 m balandlikka ko‘tarishda L uzunligini (1-grafik) da ko‘rishimiz mumkin. Avtomobil transporti o‘z og‘irligini ko‘tarish uchun ham energiya sarflashi [2] keltirilgan bundan ko‘rishimiz mumkinki, konveyerda bu ko‘rsatkich yo‘qligini inobatga olsak konveyerni ustunligini beradi hamda uzluksiz harakatlanadi, elektr energiya iste’mol qilishi va CO2 gazining yo‘qligi ekologik tomondan ham ustunligini ko‘rishimiz mumkin.

Energetik samaradorlik. Konveyer sarflanadigan energiyaning 81% ini foydali yukni siljitishga sarflaydi, avtosamosvalda esa bu ko‘rsatkich atigi 39% ni tashkil etadi qolgan 61% mashinaning o‘z og‘irligini siljitishga ketadi [2]. Shuning uchun konveyer transporti birlik yuk massasiga sezilarli darajada kam energiya talab qiladi.

Ekologik ustunlik. Yoqilg‘ini almashtirish hisobiga IPCC CO_2 chiqindilarini sezilarli kamaytiradi: Braziliyadagi temir rudasi konida ikkita to‘liq ko‘chma IPCC tizimi yiliga taxminan 60 mln litr dizel sarfini, ya’ni ~130 000 t/yil CO_2 ni qisqartirgan [2]. Konveyerlar, shuningdek, shovqin va chang darajasini ham pasaytiradi.

Ish kuchi va xavfsizlik. IPCC ish kuchiga bo‘lgan ehtiyojni kamaytiradi: to‘liq ko‘chma IPCC tizimi uchun ~80 kishi talab etilsa, bitta ultra-klass avtosamosval uchun yiliga ~7 kishi kerak bo‘ladi; demak IPCC taxminan 12 ta avtosamosvalni almashtira olsa, ish kuchi nuqtai nazaridan jozibador bo‘ladi [2]. Avtosamosvallar sonining kamayishi to‘qnashuvlar xavfini — ochiq kon ishlaridagi asosiy xavfsizlik omilini kamaytiradi [2,7].

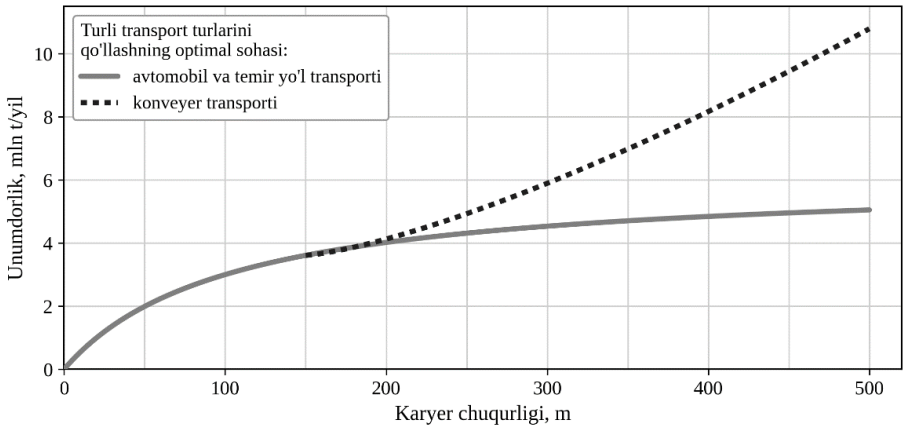
Maxsus konveyerlar. Siquvchi lentali tik qiya konveyer oddiy lentali konveyerga nisbatan ancha qulay: u avtomobil transportiga nisbatan solishtirma xarajatni deyarli ikki barobar tejaydi va chuqurlik ortishi bilan xarajatning o‘sish sur’ati sezilarli pasayadi [3]. Bunday konveyer qo‘shimcha katta hajmli kon-tayyorlov ishlarisiz o‘rnatilishi mumkin.

O‘tishning ilmiy asoslari va maqsadga muvofiq chegaralari

Davriy transportdan uzluksiz transportga o‘tishning iqtisodiy maqsadga muvofiqligi bir necha asosiy parametr bilan belgilanadi.

Balandlik farqi hal qiluvchi omil. Ko‘plab tadqiqotlarni umumlashtirgan holda, avtomobil, konveyer va davriy-uzluksiz texnologiyalar o‘rtasidagi tanlovga ta’sir etuvchi asosiy omil — qazib olish gorizontlari bilan ombor (yuklash punkti) orasidagi balandlik farqi ekanligi aniqlangan [1]. Bu farq qancha katta bo‘lsa, yukni yer yuzasiga ko‘tarishda konveyer transporti va butun karyer uchun DUT shuncha samarali bo‘ladi [1].

Karyer chuqurligi bo‘yicha chegara. Ko‘plab tadqiqot va ekspluatatsion ma’lumotlar karyer 180–200 m chuqurlikka yetganda davriy-uzluksiz texnologiyaga o‘tish iqtisodiy maqsadga muvofiqligini ko‘rsatadi; yillik unumdorlik 4 mln t dan ortiq va chuqurligi 180–200 m dan oshgan karyerlarda an’anaviy transport o‘rnini konveyer transporti egallaydi (1-rasm) [3]. Zamonaviy transport mashinalari bu ko‘rsatkichni biroz oshirish tomonga o‘zgartiradi, biroq DUTni joriy etish samaradorligi fakti o‘zgarmaydi [3].



1-rasm. *Konveyer transportining avtomobil va temir yo‘l transportiga nisbatan afzal qo‘llanish sohasi (karyerning yillik unumdorligi va chuqurligiga bog‘liq)* [3]

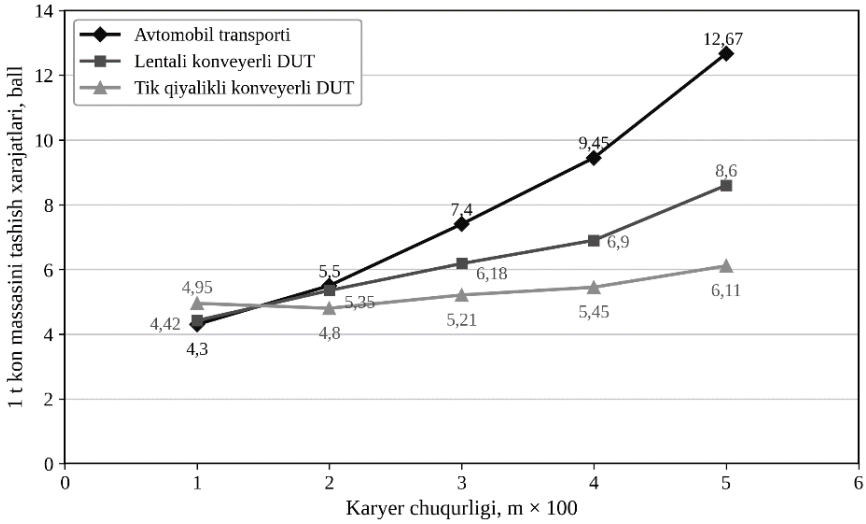
Xarajatlarning chuqurlik bo‘yicha dinamikasi. O‘rtacha chuqur karyer (500 m) uchun hisoblar shuni ko‘rsatadiki, lentali konveyerli DUTda tashish xarajati karyer chuqurligi 100–150 m bo‘lganda avtomobil transportidagidan yuqori; chuqurlik ortishi bilan xarajatlar avval avtomobil transportiga teng bo‘lib, so‘ngra ancha kamayadi. Xarajat pasayish sur’ati har 100 m chuqurlikka 15–20% ni tashkil etadi (2-rasm) [3]. Shu bilan birga, lentaning, yuritmalarning va qayta yuklash punktlarining qiymatlari ortishi sababli DUTning o‘zida solishtirma xarajatlar ham asta-sekin o‘sib boradi [3,20,25].

Energiya intensivligi. Turli transport turlarining solishtirma energiya intensivligi (P) trassa qiyaligiga bog‘liqligi tahlili konveyer transporti energiya intensivligi avtomobil va temir yo‘l transportiga nisbatan eng past ekanligini ko‘rsatadi (3-rasm) [1].

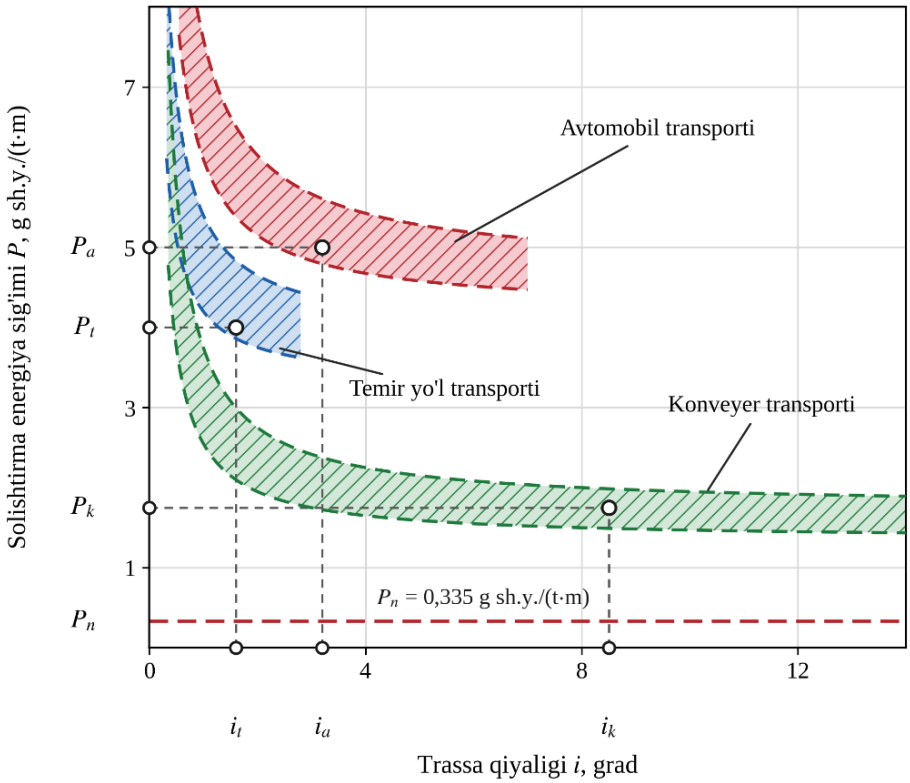
Avtomobil transportini ratsional qo‘llash. DUT joriy etilganda asosiy yuk oqimi yo qiyalik bo‘ylab pastga, yo gorizontal yo‘nalishda harakatlanadi; bu esa avtosamosvallarni eng samarali sharoitda — tashish masofasini 0,5–2 km gacha qisqartirgan holda — ishlatish imkonini beradi [1]. Demak, DUT avtomobil transportini butunlay siqib chiqarmaydi, balki uni eng samarali sohada saqlab qoladi.

O‘zbekiston konlarida qo‘llanilishi

Davriy-uzluksiz texnologiyaning O‘zbekiston konlarida qo‘llanilishi alohida amaliy ahamiyatga ega. Muruntau (Navoiy KMK) karyerida siquvchi lentali tik qiya konveyer karyer borti bo‘ylab o‘rnatilgan bo‘lib, DUTning yirik amaliy namunasi hisoblanadi (4-rasm) [3]. Shuningdek, gazodizel rejimiga o‘tkazilgan CAT-785B avtosamosvalining Muruntau karyeridagi sinovi zararli chiqindilarni ekspluatatsiya sharoitiga qarab 30–60% ga kamaytirgani qayd etilgan [3].



2-rasm. *Davriy-uzluksiz texnologiyada tashish solishtirma xarajatining karyer chuqurligiga bog‘liqligi (tik qiya konveyer va oddiy lentali konveyer)* [3]



3-rasm. *Karyer transporti turlarining solishtirma energiya intensivligi (P) ning trassa qiyaligiga (i) bog'liqligi* [1]

Olmaliq (AGMK) mis-molibden karyerlari Qalmoqir va Yoshlik chuqurlashib, quvvati ortib borayotgani sababli DUT elementlarini joriy etish zaruriyatini keltirib chiqarmoqda [22, 23, 25]. Mazkur konlar sharoitida transport tizimini takomillashtirish, maydalagich–konveyer majmualarini joriy etishning optimal chuqurlik va hajm chegaralarini aniqlash hamda kapital qo'yilmalar samaradorligini baholash dolzarb ilmiy-amaliy vazifa hisoblanadi [21,23,24].



4-rasm. *Muruntau karyerida (O'zbekiston) siquvchi lentali tik qiya konveyer: a- konveyerning karyer borti bo'ylab joylashuvi; b - chiziqli seksiyalar joylashuvi [3]*

Xulosa

1. Karyer chuqurligi ortishi bilan davriy (ekskavator–avtosamosval) transportning samaradorligi pasayadi: tashish masofasi, yoqilg‘i sarfi, ekspluatatsion xarajatlar va ekologik yuk keskin oshadi. Avtomobil transporti tashish masofasi 2–2,5 km dan oshmaganda eng samarali hisoblanadi.

2. Uzluksiz (maydalash–konveyer) transport past ekspluatatsion xarajat, yuqori energetik samaradorlik (foydali yukka energiyaning 81% i) va ekologik ustunlik bilan ajralib turadi; IPCC umumiy qazib olish tannarxini taxminan 24% ga, konning ishlash davomidagi xarajatni esa ~50% ga kamaytirishi mumkin.

3. Davriy transportdan uzluksiz transportga o‘tishning maqsadga muvofiqligi asosan qazib olish gorizonti bilan ag‘darma orasidagi balandlik farqi va karyer chuqurligi bilan belgilanadi; iqtisodiy chegara taxminan 180–200 m chuqurlik (va yillik 4 mln t dan ortiq hajm) ni tashkil etadi.

4. O‘zbekiston tajribasi (Muruntau karyeridagi tik qiya konveyer) davriy-uzluksiz texnologiyaning samaradorligini amalda tasdiqlaydi; Olmaliq karyerlarining chuqurlashishi DUTni joriy etish zaruriyatini oshiradi.

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ПЕРЕХОДА ОТ ЦИКЛИЧНЫХ К НЕПРЕРЫВНЫМ ТРАНСПОРТНЫМ СИСТЕМАМ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВКЕ ГОРНОЙ МАССЫ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Аннакулов Т.Ж., Эшонкулов К.Э.

Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан

АННОТАЦИЯ В статье проанализировано научно-техническое и экономическое обоснование перехода от транспорта цикличного действия к транспорту непрерывного действия при транспортировании горной массы на открытых горных работах. Показано, что с увеличением глубины карьера эксплуатационные затраты, расход топлива и экологическая нагрузка автомобильного транспорта резко возрастают, тогда как поточный (конвейерный) транспорт отличается низкими эксплуатационными затратами и высокой энергетической эффективностью. На основе мирового и регионального опыта (разрезы «Бородинский» и «Павловский», карьер «Мурунтау»), а также современных сравнительных исследований обобщены целесообразные границы перехода на циклично-поточную технологию — по глубине карьера, разности высотных отметок между рабочим горизонтом и отвалом, дальности транспортирования и годовому объёму производства. Полученные результаты могут быть использованы при совершенствовании транспортных систем карьеров Узбекистана.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Открытые горные работы, карьерный транспорт, циклично-поточная технология, ленточный конвейер, карьерный автосамосвал, себестоимость транспортирования, энергоёмкость, глубина карьера.

SCIENTIFIC FOUNDATIONS OF TRANSITIONING THE ROCK MASS HAULAGE TECHNOLOGY AT OPEN-PIT MINES FROM CYCLIC TRANSPORT TO A CONTINUOUS TRANSPORT SYSTEM

Annaqulov T.J., Eshonqulov K.E.

Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

ABSTRACT The paper analyzes the scientific and techno-economic rationale for transitioning from discontinuous haulage to continuous haulage of mined rock in open-pit mining. It is shown that, as pit depth increases, the operating costs, fuel consumption, and environmental impact of truck haulage rise sharply, whereas continuous conveyor transport is characterized by low operating costs and high energy efficiency. Drawing on international and regional experience (the Borodinsky and Pavlovsky open-cast coal mines and the Muruntau open-pit mine) and on recent comparative studies, the rational boundaries for the transition to in-pit crushing and conveying

technology are generalized with respect to pit depth, the elevation difference between the working horizon and the waste dump, haulage distance, and annual production volume. The findings can be used to improve the haulage systems of open-pit mines in Uzbekistan.

KEYWORDS Open-pit mining, open-pit haulage, in-pit crushing and conveying, belt conveyor, haul truck, haulage cost, energy intensity, pit depth.

REFERENCES

1. Фёдоров А.В., Горев Д.Е. Использование циклично-поточных технологий на добыче угля в целях повышения операционной эффективности работы разрезов. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014.С. 131–140.
2. Bao, H.; Knights, P.; Kizil, M.; Nehring, M. Electrification Alternatives for Open Pit Mine Haulage. *Mining* 2023, *3*, 1-25. https://doi.org/10.3390/mining3010001
3. Галкин В.И., Шешко Е.Е. Обоснование областей эффективного применения специальных видов конвейеров на карьерах.Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. С. 400–410.
4. Гавришев С.Е., Кольга А.Д., Пыталев И.А., Попова Т.М. Повышение эффективности использования автосамосвалов в условиях карьеров на открытых горных работах. Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2019. Вып. 3. С. 161–170.
5. Nehring M., Knights P.F., Kizil M.S., Hay E. A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems. International Journal of Mining Science and Technology.2018.Vol. 28.P. 205–214.
6. Osanloo M., Paricheh M. In-pit crushing and conveying technology in open-pit mining operations: a literature review and research agenda. International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2020. Vol. 34. P. 430–457.
7. Abbaspour H., Drebenstedt C., Dindarloo S.R. Evaluation of safety and social indexes in the selection of transportation system alternatives (Truck-Shovel and IPCCs) in open pit mines. Safety Science. 2018. Vol. 108. P. 1–12.
8. Dean M., Knights P., Kizil M.S., Nehring M. Selection and planning of fully mobile in-pit crusher and conveyor systems for deep open pit metalliferous applications. Proceedings of the Third International Future Mining Conference. Sydney, 2015.P. 219–225.
9. Норов Ю.Д., Умаров Ф.Я., Заиров Ш.Ш., Насиров У.Ф. Новые прогрессивные технологические решения циклично-поточной технологии в карьере Мурунтау // Известия КГТУ им. И. Раззакова. 2014. № 33. С. 245–248
10. Bodziony, P.; Patyk, M. The Influence of the Mining Operation Environment on the Energy Consumption and Technical Availability of Truck Haulage Operations in Surface Mines. *Energies* 2024, *17*, 2654. https://doi.org/10.3390/en17112654.
11. Kecojevic, V., & Komljenovic, D. (2010). Haul Truck Fuel Consumption and CO_2 Emission under Various Engine Load Conditions. *Mining Engineering, 62,* 44-48.
12. Volintiru, O.N.; Mărășescu, D.; Coșofreț, D.; Popa, A. Aspects Regarding the CO_2 Footprint Developed by Marine Diesel Engines. *Fire* 2025, *8*, 240. https://doi.org/10.3390/fire8060240.
13. Black, S., Chen, R., Mineshima, A., Mylonas, V., Parry, I. W., & Prihardini, D. (2021). Scaling up Climate Mitigation Policy in Germany. *IMF Working Papers*, *2021*(241). Retrieved Aug 24, 2026, from https://doi.org/10.5089/9781513594958.001
14. Tavakoli Mohammadi, Mohammad Reza & Hashemi, Seyed & Moosakazemi, Farhad. (2011). Review of the in-pit crushing and conveying (IPCC) system and its case study in copper industry.World Copper Conference. – 2011. 10/24
15. Tailpipe Greenhouse Gas Emissions from a Typical Passenger Vehicle : EPA-420-F-23-014 U.S. Environmental Protection Agency, Office of Transportation and Air Quality. – Washington, DC : U.S. EPA, 2023.
16. Eggleston, Simon & Buendia, L & Miwa, Kunihisa & Ngara, Todd & Tanabe, Kiyoto & Wagner, Fabian. (2006). 2006 IPCC Guidelines for National Greenhouse Gas Inventories: Volume 2 Energy.
17. Wang Y, Du C, Xu H. Key Factor Analysis and Model Establishment of Blasting Dust Diffusion in a Deep, Sunken Open-Pit Mine. ACS Omega. 2020 Dec 22;6(1):448-455. doi: 10.1021/acsomega.0c04881. PMID: 33458496; PMCID: PMC7807780.

18. Амосов П.В., Бакланов А.А. Численное моделирование процессов естественного проветривания карьера при вариации его глубины в условиях инверсионного состояния атмосферы. Горная промышленность. 2023;(5S):65–71. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-5S-65-7.

19. Chen Z, Du C, Wang J, Wang Y. Influence of Recirculation Flow on the Dispersion Pattern of Blasting Dust in Deep Open-Pit Mines. ACS Omega. 2023;8(34):31353-31364. Published 2023 Aug 21. doi:10.1021/acsomega.3c03528

20. T.J. Annakulov. Development of technological schemes for open-pit mining of deposits using “Mobile crushing-reloading-conveyor complexes”. E3S Web of Conferences 201.01010 (2020). Ukrainian School of Mining Engineering - 2020.https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101010.Google Scholar

21. T. J. Annakulov, S. B. Gaibnazarov, O. A. Kuvandikov, F. O. Otajonov, B. O. Otajonov; Development of a methodology for determining the economic efficiency of cyclic-flow technology schemes for rock mining using mobile crushing and reloading-conveyor complexes. AIP Conf. Proc. 16 June 2022; 2432 (1): 030115. https://doi.org/10.1063/5.0089668

22. Toshov J.B., Annaqulov T.J., Quvondiqov O.A. &Eshonqulov K. Calculation of the service life and assessment of the reliability of conveyor rollers under the conditions of the Angren coal mine. Asian Journal of Multidimensional Research (AJMR), 2021; Vol.10, Issue 3: 365-370. http://doi.org/10.5958/2278- 4853.2021.00139.7

23. Annakulov Tulkin, Eshonqulov Kamoljon, Mamatov Dostonbek. Application of belt conveyors and determination of the main parameters of mobile complexes for the transportation of overburden rocks of the Angren coal mine. International Journal of Emerging Trends in Engineering Research, 2021;Volume9.No. 4:383-389. https://doi.org/10.30534/ijeter/2021/08942021

24. Annakulov T., Gaibnazarov S., Askarov A., Mamadieva L. Prospects for the use of cyclic-flow technology for the transportation of rocks at the Yoshlik-1 quarry of JSC Almalyk mining and metallurgical combine. E3S Web of Conferences. 2023; 414:06007.https://doi. org/10.1051/e3sconf/202341706007.

25. K.E.Eshonkulov, & Sh.Sh.Matkasimova (2024). Design analysis of bearing units of conveyor rollers. Science and Education, 5 (6), p. 87-95.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Annakulov Tulkin Jovbekovich	— PhD, Associate professor of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: a.tulkin1275@yandex.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-3106-144X
Eshonqulov Kamol Eshniyoz ugli	— PhD Doctoral Researcher in Mining Machinery (Specialty 04.00.16), Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 2 Universitet Street, 100095, Tashkent, Uzbekistan.E-mail:kamoljoneshonqulov1993@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0004-8291-5585

THE INFORMATIVENESS OF ROUTINE MONITORING OF MINE ATMOSPHERE COMPOSITION WHEN THE DIESEL FACTOR IS DOMINANT IN CALCULATING AIR CONSUMPTION

Makhmudov A., Akhmedov S.T.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

Doi: 10.5281/zenodo.23663183

ABSTRACT

This article discusses how the required air volume for ventilating a mine that operates self-propelled diesel equipment is determined by calculating the installed engine power, and how the adequacy of the actual air supply is verified by monitoring the composition of the mine atmosphere. If the list of monitored components does not correspond to the list of substances for which the air is supplied for dilution, the verification of the calculation becomes a mere formality. The study aimed to evaluate the informative value of routine monitoring of the mine atmosphere composition as it relates to the task of diluting diesel engine exhaust products and to determine under what conditions the monitored components are capable of detecting concentrations exceeding the limit values. Actual air composition records from 24 measurement points in two ventilation shafts were used during the course of the research. A two-parameter model of the mixing of undiluted exhaust gases with mine air was developed, linking the decrease in the volume fraction of oxygen to the

concentrations of carbon monoxide and nitrogen dioxide. The model was parameterized using documented limit values for undiluted exhaust gases and for the air in the working area; an analysis was performed to assess the robustness of the conclusions with respect to the ratio of these values. At all 24 measurement points, the same value of the oxygen volume fraction was recorded—20%; the sample standard deviation is zero for an air flow rate range from 0.2 to 122.4 m³/s. It is shown that when the maximum concentration of carbon monoxide is reached, the oxygen depletion is 0.16–0.66 percentage points, depending on the composition of the exhaust gases, and does not exceed 0.87 percentage points for any composition; for nitrogen dioxide, the oxygen depletion is 0.20–0.80 and 1.05 percentage points, respectively.

KEYWORDS Mine atmosphere; air composition; self-propelled diesel equipment; carbon monoxide; nitrogen dioxide; oxygen volume fraction; measurement resolution; air-depression survey.

Introduction

Calculating the amount of air required to ventilate a mine operating self-propelled diesel equipment is essentially a forecast: it answers the question of how much air must be supplied to ensure that the concentrations of combustion products do not exceed the maximum permissible limits. Like any forecast, it must be verified against actual conditions. This verification is carried out by monitoring the composition of the mine atmosphere [1].

The logical connection between the calculation and the monitoring is direct: the components that the calculation was intended to dilute must be monitored. If this condition is not met, the monitoring ceases to be a verification of the calculation and becomes an independent procedure, the results of which say nothing about the correctness of the assumptions made in the calculation.

The relevance of this issue is determined by two factors. First, the diesel factor is dominant in calculating the air demand for mines of the type under consideration. Second, the list of regulated components of diesel exhaust has expanded significantly over the past decade: following the classification of diesel particulate matter as a hazardous substance in 2012 [4], several jurisdictions have introduced limit values for elemental and total carbon—160 μg/m³ of total carbon in U.S. underground mines [7] and 0.12 mg/m³ of elemental carbon in Ontario‘s underground mines [5]. At the same time, requirements have been established for undiluted mine exhaust gas: its composition must contain less than 600 ppm of carbon monoxide and less than 60 ppm of nitrogen dioxide [5].

Meanwhile, the scope of routine monitoring in air-depression surveying remains unchanged and focuses on oxygen and carbon dioxide. The question of whether these two parameters can detect atmospheric pollution from diesel combustion products has not been quantitatively addressed in the existing literature.

The purpose of this study is to evaluate the informational value of routine monitoring of mine atmosphere composition as it relates to the dilution of diesel engine combustion products and to determine under what conditions the monitored components can detect concentrations exceeding the threshold limits.

Objectives:

To evaluate the informational content of the obtained data set.

Establish a quantitative relationship between the decrease in the volume fraction of oxygen and the concentrations of toxic components in diesel exhaust.

Determine the sequence in which limit values are reached for different components during the dilution of exhaust gases.

Assess the robustness of the conclusions drawn with respect to the adopted limit concentration values.

Compare the list of monitored components with the list of components used in the calculation.

Literature Review

Changes to the List of Regulated Components

Historically, the regulation of mine air quality during the operation of diesel equipment focused on toxic gases. As shown in the review [4], all air supply regulations in effect at the time of its preparation were issued prior to 2012 and were specifically designed to dilute gases; diesel particulate matter was not officially classified as a hazardous substance until 2012. An international review of regulations from the earlier period is provided in [16].

After 2012, a number of jurisdictions introduced limit values for the dispersed phase: in the United States—160 μg/m³ of total carbon over an eight-hour shift [7], determined using the NIOSH 5040 method [8]; in Ontario, effective in 2023—0.12 mg/m³ of elemental carbon as a time-weighted average [5, 17]. At the same time, Ontario has established requirements for the undiluted exhaust emissions from diesel equipment: carbon monoxide content must be less than 600 ppm, and nitrogen dioxide content must be less than 60 ppm [5]. The limit values for workplace air in the same jurisdiction are 25 ppm for carbon monoxide and 3 ppm for nitrogen dioxide [17], with a minimum oxygen content of 19.5% by volume [5].

The Role of Individual Components in Diesel Exhaust

The special case of nitrogen dioxide is noted in [9]: the use of oxidation catalysts and particulate filters can increase the proportion of nitrogen dioxide in the total amount of nitrogen oxides, as a result of which a reduction in the dispersed phase may be accompanied by an increase in the concentration of precisely that component for which the limit value is the most stringent. The same source describes the procedure used in the United States to determine an engine's rated ventilation ratio: based on the results of engine dynamometer tests conducted according to the ISO 8178 C1 cycle, the amount of air required to dilute the undiluted emissions of a given engine to the corresponding threshold values is calculated; periodic monitoring of raw emissions is performed based on carbon monoxide while the engine is operating under load [9].

The characteristics of aerosols formed during the operation of diesel equipment in underground conditions are studied in [10]; the contribution of machines of various categories is separated using the isolated zone method.

It is important to note that in all of the approaches listed, the controlled variables are either the concentrations of the combustion products themselves or the characteristics of the dispersed phase. The volume fraction of oxygen is not used in the reviewed literature as an indicator of pollution by diesel combustion products.

Emissions-Based Approaches

Methods are being developed to calculate the required air volume based directly on the emissions from a specific fleet of vehicles, rather than on installed capacity: The Air Quantity Estimator software tool estimates the amount of air required to dilute diesel particulate matter to regulatory levels based on projected emissions [12], and its latest version additionally allows for identifying the vehicles with the largest emissions contributions and accounting for engine operating time [11]. In Ontario, starting in 2023, the recommended air-to-fuel ratio from the type approval certificate [5] applies to vehicles certified to the CSA M424.2 standard [13].

A common feature of these approaches is the closed-loop nature of the "calculation–control" cycle: both calculation and verification operate on the same substances.

Regulatory Practice

The importance of ensuring that actual emissions match calculated values is confirmed by regulatory practice. The New South Wales (Australia) Resources Regulator has identified ventilation as a critical measure for controlling diesel emissions [16]; during inspections, diesel equipment has repeatedly been found operating in workings with air volumes below the prescribed minimum, leading to the issuance of cease-and-desist orders [14]. Such situations can only be identified by measuring parameters directly related to emissions.

Materials and methods.

Source of Factual Data

The primary source of factual data on air composition is research conducted as part of an air-depression survey of a gold mine—inspection reports on the operation of the main ventilation fan units in reverse airflow mode, prepared with the participation of representatives from the State Inspectorate for Geological and Industrial Safety Supervision and the militarized emergency rescue unit. The reports contain tables showing the distribution of air flow by level, with columns detailing air composition (carbon dioxide and oxygen) when the system operates in normal mode and in reverse mode.

Mixing Model

The contamination of mine air by combustion products is described by a single-parameter mixing model. Let f be the volume fraction of undiluted exhaust gases in the mine air, y_0=20.9% be the volume fraction of oxygen in dry atmospheric air, ye be the volume fraction of oxygen in the undiluted exhaust gases, and Ce be the concentration of the toxic component in question in the undiluted exhaust gases. Then

$$y = y_0 - f\,(y_0 - y_e), \qquad C = f\,C_e, \qquad (1)$$

The decrease in the volume fraction of oxygen when the maximum concentration C_{max} is reached is

$$\Delta y|_{C=C_{\max}} = \frac{C_{\max}}{C_e}\,(y_0 - y_e) = \frac{y_o - y_e}{R}, R = \frac{C_e}{C_{\max}}, \qquad (2)$$

The inverse problem is the concentration of the toxic component at the moment when the oxygen threshold value y_{min} is reached:

$$C|_{y=y_{min}} = C_e\,\frac{y_0 - y_{\min}}{y_0 - y_e}, \qquad (3)$$

The condition under which the limit value for the toxic component is reached before that for oxygen follows from (2) and (3):

$$R > R_{\text{ox}} = \frac{y_0 - y_e}{y_0 - y_{\min}}, \qquad (4)$$

The volume fraction of oxygen in the undiluted exhaust gases of a diesel engine is estimated, as a first approximation, using the air excess coefficient λ as $y_e \approx y_0(1-1/\lambda)$. The calculation was performed for the range y_e=0…18%, corresponding to a change in λ from the stoichiometric value to idle conditions; The values y_e=5% (λ≈1.3, full load), 10% (λ≈1.9, partial load), and 14% (λ≈3, idle) are noted separately. Equations (1)–(3) for y_e=0 provide upper bounds that hold regardless of the accuracy of this approximation.

Adopted Limit Values and Stability Analysis

The calculation was performed using documented values [5, 17]: for undiluted exhaust gases, C_e=600 ppm for carbon monoxide and 60 ppm for nitrogen dioxide; for work zone air, C_{max}=25 ppm and 3 ppm, respectively; minimum oxygen content y_{min}=19.5%.

Since national limit values may vary, a stability analysis of the result was performed with respect to the

ratio $R=C_e/C_{max}$ in the range from 10 to 50. As follows from (1), the result depends only on this ratio, not on the absolute values, which makes the conclusions transferable when substituting different limit values.

Assessment of the Information Content of the Actual Data

For the array of oxygen volume fraction records, the sample standard deviation and the number of distinct values were calculated. The resolution of the measuring instrument used is not specified in the report; it is estimated indirectly based on the data format.

The calculations were performed in Python 3 (NumPy); the calculation script is attached to the article.

Results and discussions.

Actual Composition of Monitored Parameters

The results of the report analysis are presented in Table 1.

Table 1.

Records of the Mine Atmosphere Composition

Indicator	Shaft “1”	Shaft “2”	Total
Number of measurement points	15	9	24
Air flow rate range by station, m^3/s	0,2–122,4	2,6–65,6	0,2–122,4
The number of different values for the volume fraction of oxygen	1	1	1
Recorded value, % by volume	20	20	20
Sample standard deviation	0,000	0,000	0,000
Carbon dioxide column filling	a dash in all items	a dash in all items	—
Column filling during reversal	not filled in	not filled in	—

The measurement points cover ventilation ducts, surface buildings, and levels ranging from +420 to +900 m, including field drifts in which self-propelled equipment is operated based on calculated air demand.

A dataset of 24 records, obtained from various workings across nine levels and at air consumption rates varying by two and a half orders of magnitude, contains a single value. The sample standard deviation is zero, the number of distinct values is one; therefore, the information content of the data set regarding the spatial distribution of oxygen is zero.

Physically, such a result cannot reflect the true concentration field: the air in a ventilation duct and the air in a working level drift cannot have exactly the same composition. The observed pattern is entirely explained by the resolution of the measuring instrument: if the device reports the result as a whole number percentage, then any true value in the range of approximately 19.5 to 20.5% will be displayed as “20.”

Sensitivity of Oxygen as an Indicator of Pollution

The results of the calculation based on Equation (2) are presented in Table 2 and Figure 1.

Table 2.

Decrease in the volume fraction of oxygen upon reaching the maximum concentration

Volume fraction of oxygen in undiluted exhaust gases, %	λ (assessment)	Engine Mode	Δy at CO=25 ppm	Δy at NO_2=3 ppm,
5	1,31	full load	0,662	0,795
8	1,62	—	0,537	0,645
10	1,92	partial load	0,454	0,545
12	2,35	—	0,371	0,445
14	3,03	idling	0,287	0,345
17	5,36	—	0,162	0,195
0	1,00	theoretical limit	0,871	1,045

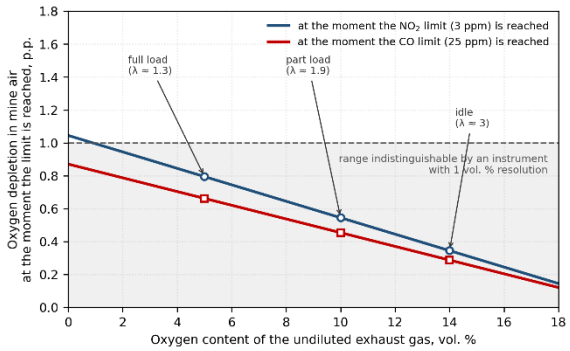


Figure 1 — Decrease in the volume fraction of oxygen in mine air when the maximum concentration of carbon monoxide and nitrogen dioxide is reached, as a function of the composition of the undiluted exhaust gases

The result obtained is of fundamental importance. When the concentration of carbon monoxide reaches a threshold value, the oxygen volume fraction decreases by 0.16–0.66 percentage points under actual engine operating conditions and by no more than 0.87 percentage points for any conceivable exhaust gas composition, including the physically impossible case of a complete absence of oxygen in the exhaust. For nitrogen dioxide, the corresponding values are 0.20–0.80 and 1.05 percentage points.

In other words, the entire diagnostically significant range of variation in the oxygen volume fraction falls within one percentage point—that is, within the least significant digit of the entry contained in the reports.

Sequence of Reaching Limit Values

The results of the calculation using equation (3) are presented in Table 3, and the overall dilution pattern is shown in Figure 2.

Table 3.

Concentrations of toxic components at the moment the oxygen limit value (19.5%) is reached

Volume fraction of oxygen in undiluted exhaust gases, %	EG f percentage, %	CO, ppm	Proportion of the limit	NO_2, ppm	Proportion of the limit
5	8,81	52,8	2,1	5,28	1,8
8	10,85	65,1	2,6	6,51	2,2
10	12,84	77,1	3,1	7,71	2,6
12	15,73	94,4	3,8	9,44	3,1
14	20,29	121,7	4,9	12,17	4,1
17	35,90	215,4	8,6	21,54	7,2

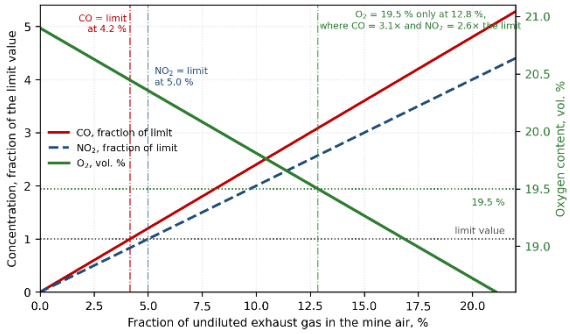


Figure 2 — Changes in the concentrations of carbon monoxide, nitrogen dioxide, and the volume fraction of oxygen when exhaust gases are diluted with mine air (the volume fraction of oxygen in the undiluted exhaust gases is assumed to be 10%)

Oxygen reaches its limit value significantly later than the toxic components: at partial engine load at this point, carbon monoxide is at 3.1 times the limit concentration, and nitrogen dioxide is at 2.6 times the limit concentration.

Condition (4) defines the limits of applicability of this conclusion: the limit for a toxic component is reached earlier if the ratio R exceeds a critical value of 14.9 at zero oxygen content in the exhaust gases, 7.8 at 10%, and 4.9 at 14%. The actual ratio based on documented regulatory values is 24 for carbon monoxide and 20 for nitrogen dioxide [5, 17]; that is, the condition is satisfied with a threefold margin even in the most unfavorable case. The conclusion regarding the lagging nature of oxygen as an indicator is thus robust.

Resolution and Practical Detection Threshold

If the measuring instrument can distinguish a change in the volumetric fraction of oxygen of at least 1 percentage point, then at an oxygen content in the exhaust gases of 10%, the smallest distinguishable change corresponds to an exhaust gas fraction of 9.17%, at which the carbon monoxide concentration is 55 ppm (2.2 times the limit value), and the nitrogen dioxide concentration is 5.50 ppm (1.8 times the limit value). Even under the optimistic assumption that half a unit of the least significant digit (0.5 percentage points) can be distinguished, the corresponding values are 27.5 ppm (1.1 times the limit) and 2.75 ppm (0.9 times the limit).

Practical conclusion: routine oxygen monitoring with a resolution of 1% is incapable of detecting atmospheric pollution from diesel combustion products before the concentrations of carbon monoxide and nitrogen dioxide exceed the limit values by approximately a factor of two. A formally satisfactory monitoring result (“20% at all points”) is compatible

with both a completely clean atmosphere and a twofold exceedance of the limit concentrations for toxic components; it is impossible to distinguish between these conditions based on the available data.

Stability of the Result with Respect to the Accepted Threshold Values

As follows from (1), the decrease in oxygen at the moment the threshold is reached depends only on the ratio $R = C_e/Cmax$. The results of the stability analysis are presented in Table 4.

Table 4. Decrease in the volume fraction of oxygen at the moment the threshold is reached as a function of the ratio R

$R=C_e/C_{max}$	Δy when $y_e=10\%$	Δy when $y_e=0$ (maximum)
10	1,090	2,090
15	0,727	1,393
20 (corresponds to NO_2)	0,545	1,045
24 (complies with CO)	0,454	0,871
30	0,363	0,697
40	0,272	0,522
50	0,218	0,418

When the ratio $R \geq 20$—corresponding to documented regulatory values—the oxygen depletion upon reaching the limit concentration remains below one percentage point under actual exhaust gas composition conditions. This conclusion holds when other national limit values are substituted, provided that the order of the R ratio remains the same. At significantly lower values of R (less than 15), the oxygen signal becomes potentially distinguishable; however, the conclusion regarding the delayed response of oxygen, as derived from (4), remains valid in this case as well.

Comparison of Monitored and Calculated Values

A comparison of the list of components used to calculate air demand with the list of actually monitored variables is presented in Table 5.

Table 5.

Components Involved in Calculating Air Demand and Monitoring Atmospheric Composition

Component	Role in Calculation and Standardization
Carbon monoxide	is standardized in the air of the work area and in undiluted exhaust gases [5, 17]; determines the calculation based on the blasting factor
Nitrogen oxide	a product of diesel combustion, a precursor to NO_2
Nitrogen dioxide	the most strictly regulated gaseous component; levels may increase when neutralizers are used [9]
Diesel particulate matter (elemental or total carbon)	carcinogen; regulated separately [7, 8, 5]
Carbon dioxide	combustion completeness index
Volume percentage of oxygen	an indicator of the atmosphere's suitability for breathing

Data on Gas Conditions During Reverse Operation

Dynamics of Gas Conditions: the time it takes for the concentration of harmful gases in the underground strata to reach the threshold level when the ventilation system is operating in reverse mode. The recorded values are shown in Table 6.

Table 6.

Time to reach the threshold level of harmful gases during ventilation reversal

Shaft	Survey Station	Time to reach the maximum level, min	Duration of mode, min	Percentage, %
«1»	Level +480, crosscut 13, 13a	10	16	62
«1»	Level +420, eastern drift	9	16	56
«2»	Level +600, 3rd eastern drift	9	12	75
«2»	Level +540, crosscut 26b	11	12	92

In all four documented cases, the limit level is reached before the end of the reverse-flow mode; that is, the duration allocated for the test exceeds the time during which the atmosphere in these workings remains within acceptable limits. Additionally, we note that switching the systems from normal mode to reverse mode takes 7 and 5 minutes, respectively—that is, a time comparable to the time it takes to reach the threshold level.

Limitations of the Study

The mixing model is idealized. Equations (1)–(3) describe uniform mixing of undiluted exhaust gases

with fresh air. Real-world processes include non-uniform distribution, secondary conversion of nitrogen oxide to nitrogen dioxide along the jet path, and dispersion-phase deposition. The model provides an order-of-magnitude estimate and boundaries, rather than a precise prediction of concentrations.

The composition of the undiluted exhaust gases was not measured. The C_e values are taken from regulatory limit values [5], rather than from actual measurements on the mine's vehicles. The impact of this assumption has been assessed via a stability analysis but has not been eliminated. Measuring the undiluted exhaust emissions from the fleet's machines is a top priority for future work.

The estimate of the oxygen content in the exhaust gases is approximate. The ratio $y_e \approx y_0(1 - 1/\lambda)$ does not account for changes in the number of moles during combustion or the water vapor content. All main conclusions are presented in a form that holds true even when $y_e = 0$, making them independent of the accuracy of this estimate.

The limit values are taken from documented foreign sources. The values of 25 ppm for carbon monoxide, 3 ppm for nitrogen dioxide, and 19.5% for oxygen apply to the jurisdiction of Ontario [5, 17]. When applying the results in a different jurisdiction, national values must be substituted into equations (1)–(3); the stability analysis methodology is designed for this purpose.

Conclusion

It was found that the same oxygen volume fraction—20%—was recorded at all 24 measurement points in the two ventilation shafts. The sample standard deviation of the data set is zero despite differences in air flow rates; therefore, the information content of the data set regarding the spatial distribution of atmospheric composition is zero.

Equation (1) was derived, relating the decrease in the oxygen volume fraction to the concentration of the toxic component via a single parameter—the ratio of the concentration in undiluted exhaust gases to the limit concentration. It was found that when the carbon monoxide concentration reaches its limit value, the decrease in oxygen is 0.16–0.66 percentage points under actual engine operating conditions and does not exceed 0.87 percentage points for any exhaust gas composition; for nitrogen dioxide, the figures are 0.20–0.80 and 1.05 percentage points, respectively.

It has been established that the oxygen volume fraction is a lagging indicator: it reaches its limit value of 19.5% at a dilution ratio where carbon monoxide accounts for 2.1–8.6 times the limit concentration and nitrogen dioxide accounts for 1.8–7.2 times the limit concentration. The lag condition (4) is satisfied when the ratio R is greater than 4.9–14.9 depending on the composition of the exhaust gases, whereas the actual ratio based on documented regulatory values is 20–24; that is, the condition is satisfied with a margin of at least three times.

It has been shown that, with a measurement resolution of 1 percentage point, the smallest detectable change in the volume fraction of oxygen corresponds to concentrations of 2.2 times the limit value for carbon monoxide and 1.8 times the limit value for nitrogen dioxide. Consequently, a test result of the form "20% at all points" is compatible with both a clean atmosphere and a twofold excess of the limit concentrations, and it is impossible to distinguish between these conditions based on the available data.

A stability analysis showed that conclusions 3–5 are determined by the ratio of concentrations rather than their absolute values, and remain valid when substituting different national limit values, provided that the order of this ratio is maintained.

HAVO EHTIYOJINI HISOBLASHDA DIZEL OMILI USTUNLIK QILGANDA KON ATMOSFERASI TARKIBINI SHTATLI NAZORAT QILISHNING MA'LUMOTLILIGI

Maxmudov A., Axmedov S.T.

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, Navoiy, O'zbekiston.

ANNOTATSIYA Maqolada o'ziyurar dizel uskunalarini ishlatadigan konni shamollatish uchun zarur bo'lgan havo miqdori dvigatellarning o'rnatilgan quvvati bo'yicha hisoblash orqali aniqlanishi, haqiqiy berilgan havoning yetarliligi esa kon atmosferasi tarkibini nazorat qilish orqali tekshirilishi ko'rib chiqilgan. Agar nazorat qilinadigan komponentlar ro'yxati aralashtirish uchun havo beriladigan moddalar ro'yxatiga mos kelmasa, hisob-kitobni tekshirish shunchaki rasmiyatchilik bo'lib qoladi. Dizel dvigatellarining yonish mahsulotlarini aralashtirish masalasiga nisbatan kon atmosferasi tarkibini shtatli nazorat qilishning ma'lumotliligini baholash va nazorat qilinadigan komponentlar qaysi sharoitlarda chegaraviy konsentratsiyalardan oshib ketishini aniqlay olishini aniqlash. Ilmiy-tadqiqot ishlarini olib borishda ikkita ventilyatsiya stvolining 24 ta o'lchov punkti bo'yicha havo tarkibining haqiqiy yozuvlaridan foydalanilgan. Aralashmagan chiqindi gazlarning kon havosi bilan aralashishining kislorod hajmiy ulushining pasayishini uglerod oksidi va azot dioksidi

konsentratsiyalari bilan bog‘laydigan ikki parametrli modeli tuzildi. Model aralashmagan chiqindi gazlar va ish zonasi havosi uchun hujjatlashtirilgan chegaraviy qiymatlar bilan parametrlangan; ushbu kattaliklar nisbatiga nisbatan xulosalarning barqarorligi tahlili amalga oshirilgan. Barcha 24 ta punktda kislorod hajmiy ulushining bir xil qiymati - 20% qayd etilgan; havo sarfi 0,2 dan 122,4 m3/s gacha bo‘lgan oraliqda tanlanma standart og‘ish nolga teng. Uglerod oksidi bo‘yicha chegaraviy konsentratsiyaga erishish paytida kislorodning kamayishi chiqindi gazlar tarkibiga qarab 0,16–0,66 foiz punktni tashkil etishi va hech qanday tarkibda 0,87 foiz punktdan oshmasligi; azot dioksidi bo‘yicha esa mos ravishda 0,20–0,80 va 1,05 foiz punktni tashkil etishi ko‘rsatilgan.

KALIT SO‘ZLAR Kon atmosferasi; havo tarkibi; o‘ziyurar dizel uskunalari; uglerod oksidi; azot dioksidi; kislorodning hajmiy ulushi; o‘lchashning ajrata olish qobiliyati; havo-depressiya syomkasi.

ИНФОРМАТИВНОСТЬ ШТАТНОГО КОНТРОЛЯ СОСТАВА РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЫ ПРИ ДОМИНИРОВАНИИ ДИЗЕЛЬНОГО ФАКТОРА В РАСЧЁТЕ ВОЗДУХОПОТРЕБНОСТИ

Махмудов А., Ахмедов С.Т.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан

АННОТАЦИЯ В статье рассмотрено, как потребное количество воздуха для проветривания рудника, эксплуатирующего самоходное дизельное оборудование, определяется расчётом по установленной мощности двигателей, а достаточность фактически поданного воздуха проверяется контролем состава рудничной атмосферы. Если перечень контролируемых компонентов не соответствует перечню веществ, ради разбавления которых воздух подаётся, проверка расчёта оказывается формальной. Цель работы — оценить информативность штатного контроля состава рудничной атмосферы применительно к задаче разбавления продуктов сгорания дизельных двигателей и определить, при каких условиях контролируемые компоненты способны выявить превышение предельных концентраций. При проведении исследований использованы фактические записи состава воздуха по 24 замерным пунктам двух вентиляционных стволов. Построена двухпараметрическая модель смешения неразбавленных отработавших газов с рудничным воздухом, связывающая убыль объёмной доли кислорода с концентрациями оксида углерода и диоксида азота. Модель параметризована документированными предельными значениями для неразбавленных отработавших газов и для воздуха рабочей зоны; выполнен анализ устойчивости выводов к отношению этих величин. Во всех 24 пунктах зафиксировано одно и то же значение объёмной доли кислорода — 20 %; выборочное стандартное отклонение равно нулю при диапазоне расходов воздуха от 0,2 до 122,4 м³/с. Показано, что в момент достижения предельной концентрации по оксиду углерода убыль кислорода составляет 0,16–0,66 процентного пункта в зависимости от состава отработавших газов и не превышает 0,87 процентного пункта ни при каком составе; по диоксиду азота — соответственно 0,20–0,80 и 1,05 процентного пункта.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Рудничная атмосфера; состав воздуха; самоходное дизельное оборудование; оксид углерода; диоксид азота; объёмная доля кислорода; разрешающая способность измерения; воздушно-депрессионная съёмка.

REFERENCES

1. Uniform Safety Rules for the Underground Development of Ore, Non-Ore, and Alluvial Deposits: Approved by Resolution No. 09/YUB-23 of March 6, 2019.
2. Provisional Instructions for Calculating the Amount of Air Required for Ventilation in Ore Mines. — Moscow, 1983.
3. Methodological Guidelines for Conducting Air-Depression Surveys and Processing Their Results at Non-

Ferrous Metal Mines. — Sverdlovsk, 1980.

4. Halim A. Ventilation requirements for diesel equipment in underground mines — Are we using the correct values? — 2017. — Full text: DiVA repository, Luleå University of Technology, record 1134809. — URL: https://www.diva-portal.org/smash/get/diva2:1134809/ATTACHMENT01.pdf

5. Regulation 854 (Mines and Mining Plants) under the Occupational Health and Safety Act, Ontario, Canada; the "Ventilation requirements for diesel-powered equipment in underground mines" guideline from the Ontario Ministry of Labor, Immigration, Training, and Skills Development. — URL: https://www.ontario.ca/page/ventilation-requirements-diesel-powered-equipment-underground-mines; text of the 2023 amendments: https://www.ontario.ca/laws/docs/R23069_e.doc

6. Regulation 833 (Control of Exposure to Biological or Chemical Agents) under the Occupational Health and Safety Act, Ontario, Canada.

7. 30 CFR § 57.5060. Limit on exposure to diesel particulate matter. — Code of Federal Regulations, USA.

8. NIOSH Manual of Analytical Methods, Method 5040: Diesel Particulate Matter (as Elemental Carbon). — National Institute for Occupational Safety and Health, USA.

9. Cauda E. G., Bugarski A. D., Patts L. Diesel aftertreatment control technologies in underground mines: the NO_2 issue // 13th United States/North American Mine Ventilation Symposium, 2010 / eds. Hardcastle S., McKinnon D. L. — Sudbury: MIRARCO, 2010. — P. 17–23.

10. Bugarski A. D., Barone T. L. Diesel and welding aerosols in an underground mine // International Journal of Mining Science and Technology. — 2020. — Vol. 30, No. 4. — pp. 449–454. — DOI: 10.1016/j.ijmst.2020.05.002

11. Ajayi K. M., Gangrade V., Harris M. L., Briton J., Fritz J., Young M., Cole G. Development of Air Quantity Estimator (AQE 2.0) software for estimating airflow requirements for diluting diesel particulate matter // SME Annual Conference, Denver, CO, February 26–March 1, 2023. — Preprint 23-041.

12. Robertson S. B., Grau R. H., Dolgos J., Mucho T. P. A computer software program that estimates air quantity requirements in large-opening stone mines // Mine Ventilation: Proceedings of the 10th U.S./North American Mine Ventilation Symposium, Anchorage, Alaska, May 16–19, 2004 / eds. Ganguli R., Bandopadhyay S. — Leiden: Balkema, 2004. — pp. 363–369. — ISBN 90-5809-633-5.

13. CSA M424.2:22. Diesel-Powered Machines for Use in Non-Gassy Underground Mines. — CSA Group.

14. Minimum Air Quantities for Diesel Engines in Underground Coal Mines: Safety Bulletin SB17-07 / NSW Department of Planning and Environment, Resources Regulator. — November 2017.

15. Worker Exposure to Diesel Exhaust Emissions — NSW Underground Mines: Targeted Assessment Program Report / NSW Department of Planning and Environment, Resources Regulator. — April 2017.

16. Kenzy G. W., Ramani R. V. An international review of regulations for diesel-powered equipment in underground mines // Proceedings of the 2nd International Mine Ventilation Congress, Reno, Nevada, USA / ed. P. Mousset-Jones. — 1980. — pp. 175–190.

17. Watson B., Hanulik M. Ontario Regulation 854 review and guidance: workshop materials. — MDEC Conference, 2023. — URL: https://mdec.ca/2023/WP1_Watson_Hanulik_Workshop_Reg_854.pdf

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Makhmudov Azamat	—	Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics, PhD; Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Republic of Uzbekistan. E-mail: maxmudov-azamat@inbox.ru ORCID: https://orcid.org/0000-0002-1260-9433
Akhmedov Soyibjon Tozhiboevich	—	Assistant Professor, Department of Mining Electromechanics, Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Republic of Uzbekistan

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ПАРАМЕТРОВ СТЕНДА ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ УДАРНЫХ МЕХАНИЗМОВ

Отажонов Б.О., Рахимов А.В., Юнусов Ж.Ф., Норимонов Ш.Н.
Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.23663227

АННОТАЦИЯ В данной работе описана конструкция экспериментального стенда, предназначенного для исследования ударных процессов машин ударного действия, а также результаты проведённых экспериментов. Основной целью исследования является экспериментальная регистрация и оценка параметров волн упругой деформации, возникающих в процессе ударного взаимодействия между поршнем-ударником полукатеноидальной формы, используемым в пневматических перфораторах, и волноводом.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Экспериментальный стенд, волновод, ударный импульс, пневматический перфоратор

В строительной и горнодобывающей отраслях широко применяются машины ударного действия (сваебойные установки, отбойные молотки, пневматические и гидравлические перфораторы, буровые станки), предназначенные для разрушения или деформации среды. Их высокая эффективность обусловлена тем, что разрушение материала определяется не длительностью воздействия, а уровнем возникающих напряжений.

Главная особенность машин ударного действия — способность создавать в зоне контакта усилия, в сотни раз превышающие нагрузки на их опорные конструкции. Это достигается путем преобразования непрерывного потока энергии в дискретную серию кратковременных ударных импульсов [1].

Структура и принцип работы ударной системы пневматических молотов, перфораторов и буровых станков, применяемых на подземных горных предприятиях и функционирующих на основе данной системы, заключаются в следующем [2].

Принцип работы системы следующий: энергия привода преобразуется в кинетическую энергию бойка (1). В конце хода боек соударяется с хвостовиком волновода (2), генерируя падающий ударный импульс (4). Амплитуда и длительность импульса зависят от формы, размеров и материала соударяющихся тел [3].

Импульс передаётся к инструменту (3), который внедряется в среду (6) на глубину, обеспечивая её разрушение. Глубина внедрения и коэффициент передачи энергии (КПЭ) являются основными критериями эффективности процесса. Часть энергии возвращается в виде отражённого импульса (5) и гасится системой (рис. 1).

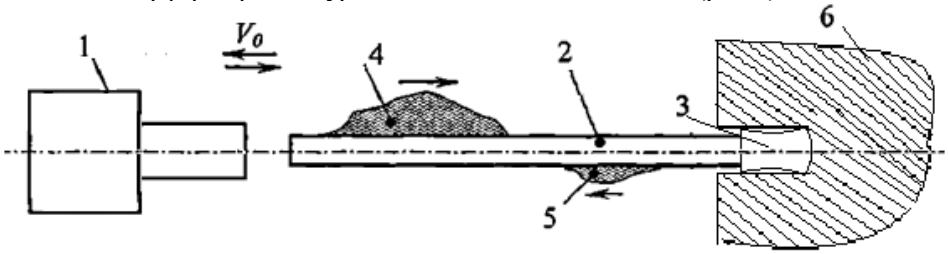


Рисунок 1. Общая технологическая схема механизмов ударного действия.

Изучение ударных процессов — одна из наиболее актуальных проблем механики, связанная с оценкой поведения конструкций при интенсивных импульсных нагрузках в процессе эксплуатации современных сооружений, механизмов и приборов. Данная проблема включает в себя ряд крупных задач, представляющих значительный интерес как в комплексе, так и по отдельности:

- исследование влияния форм и размеров ударника на форму волнового импульса в стержне;
- исследование взаимодействия инструмента с разрушаемой средой;
- отыскание условий обеспечения максимальных значений КПЭ;
- исследование прочности бойков, волноводов и ударных систем в целом [4].
- исследование вибраций, возникающих в результате ударного воздействия.

Разработка и внедрение в практику современных экспериментальных стендов имеет важное значение при опытно-экспериментальном исследовании данных научно-технических проблем. Принимая во внимание вышеизложенное, профессорско-преподавательским составом кафедры «Горная

электромеханика» ТГТУ был разработан универсальный экспериментальный стенд.

Стенд (рис.2а) выполнен в вертикальном исполнении и состоит из следующих основных элементов: поршень-ударник (1), канат (2), узел регулировки высоты (3), люнеты (4), несущая опорная рама (5), осциллограф (6), пьезодатчик (7), стержень (8), коронка (9), горная порода (10), направляющая (11).

Фотография стенда представлена на рисунке 2. Стержень (8) представляет собой буровую штангу длиной 1200 мм и диаметром 25 мм. Для исследования волновых импульсов вдоль оси стержня (8), на расстоянии 40 мм от ударного торца, с противоположных сторон установлен пьезоэлектрический датчик (7). Пьезоэлектрический датчик вибрации регистрирует продольные колебания (ударный импульс) в стержне и передает сигналы в виде осциллограмм на осциллограф модели WaveRunner 64Xi-A (рис.2б). При этом влияние изгибных колебаний практически исключается [5].

Для предотвращения потери устойчивости стержня (8) используются люнеты (4). Подъём поршня-ударника (1) на заданную высоту осуществляется с помощью каната (2), закреплённого в центральной задней части поршня с помощью специальной гайки. Соосность между поршнем-ударником (1) и стержнем (8) обеспечивается направляющей (11).

Коронка (9), служащая местом контакта с породой (10), представляет собой цилиндр с внутренней полостью, заполненной резиной. В качестве исследуемого материала используется горная порода с коэффициентом крепости f = 15 по шкале Протодьяконова [6,7].

Высота падения поршня-ударника регулируется через узел регулировки высоты (3), закреплённый на опорной раме (5) при помощи болтов.

Опорная рама (5) и узел регулировки (3) изготовлены соответственно из металлических профилей сечением 50×30 мм и 60×40 мм и закреплены к фундаменту с помощью металлических анкеров М18×10. Данный регулировочный механизм позволяет варьировать высоту сброса бойка и проводить исследования при различных скоростях соударения.

Поршень-ударник поднимается по направляющей вручную с помощью каната на заданную высоту. При этом необходимые ударные скорости и высоты могут быть определены с использованием закона сохранения энергии, который имеет следующий вид:

$$E_{\text{полн}} = E_{\text{к}} + E_{\text{п}} = const \quad (1)$$

Где: $E_{\text{к}} = \frac{m \cdot v^2}{2}$-кинетическая энергия, $\text{E}_{\text{п}} = m \cdot g \cdot h$- потенциальная энергия

h- высота,

m- масса поршня-ударника

g- ускорение свободного падения.

v – скорость.

Если тело падает с высоты h, то потенциальная энергия полностью превращается в кинетическую:

$$\frac{\text{m} \cdot \text{v}^2}{2} = \text{m} \cdot \text{g} \cdot \text{h} \quad \text{отсюда: } \text{h} = \frac{\text{v}^2}{2 \cdot \text{g}} \quad \text{v} = \sqrt{2 \cdot \text{g} \cdot \text{h}} \quad (2)$$

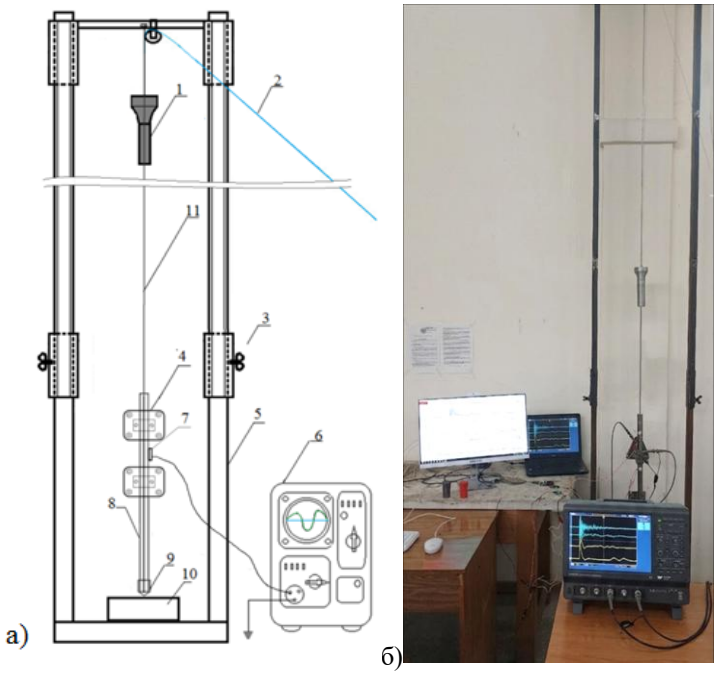


Рисунок 2. Схема универсального экспериментального стенда для исследования ударных систем: а) конструктивная схема; б) общий вид

Представленный универсальный экспериментальный стенд открывает широкие возможности для детального исследования ударных систем горно-добывающих и строительных машин. Главными преимуществами установки являются точная регулировка высоты сброса бойка, обеспечение идеальной соосности за счёт направляющих и люнетов, а также высокая точность регистрации продольных волновых импульсов с помощью современных пьезодатчиков и цифрового осциллографа. Данные конструктивные решения позволяют эффективно оценивать коэффициент передачи энергии, исследовать динамику взаимодействия инструмента с породой и повышать общую надежность ударных узлов.

ZARBALI MEXANIZM ELEMENTLARINI TADQIQ QILISH STENDINING PARAMETRLARINI YARATISH VA ILMIY ASOSLASH

Otajonov B.O., Raximov A.V., Yunusov J.F., Norimonov Sh.N.
Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O‘zbekiston

ANNOTATSIYA Ushbu ishda zarb ta’sirli mashinalarning zarb jarayonlarini tadqiq etishga mo‘ljallangan eksperimental stendning tuzilishi hamda o‘tkazilgan tajriba natijalari bayon etilgan. Tadqiqotning asosiy maqsadi pnevmatik perfuratorlarda qo‘llaniladigan yarim katenoid shaklidagi porshen-zarb beruvchi va to‘lqin o‘tkazgich o‘rtasidagi zarbli o‘zaro ta’sir jarayonida yuzaga keladigan elastik deformatsiya to‘lqinlari parametrlarini eksperimental tarzda qayd etish hamda baholashdan iborat.

KALIT SO‘ZLAR Eksperimental stend, to‘lqin o‘tkazgich, zarb impulsi, pnevmatik perfurator.

SCIENTIFIC SUBSTANTIATION AND DEVELOPMENT OF PARAMETERS FOR AN EXPERIMENTAL STAND TO STUDY IMPACT SYSTEM COMPONENTS

Otajonov B.O., Rakhimov A.V., Yunusov J.F., Norimonov Sh.N.
Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

ABSTRACT This work describes the design of an experimental test bench intended for studying the impact processes of percussion machines, as well as the results of the experiments performed. The main objective of the research is the experimental recording and evaluation of elastic deformation wave parameters arising during the impact interaction between a semi-catenoidal piston-striker used in pneumatic rock drills and a waveguide.

KEYWORDS Experimental test bench, waveguide, impact pulse, pneumatic rock drill.

REFERENCES

1. Алимов О. Д., Манжосов В. К., Еремянц В. Э. Удар. Распространение волн деформаций в ударных системах. М.: Наука, 1985.
2. Алимов О. Д., Дворников Л. Т. Бурильные машины. М.: Машиностроение, 1976. 295 с.
3. Андреев В. Д. Расчет передачи энергии ударного импульса через инструмент в породу. — В кн.: Горный породоразрушающий инструмент. Киев: Техника, 1969, с. 71–79.
4. Дворников Л. Т. К вопросу о рациональном проектировании ударных систем горно-технологического назначения. В кн.: Материалы четвертой научно-практической конференции по секции машиностроения и горных машин. Под редакцией проф. Дворникова Л. Т., Новокузнецк, 1995.
5. Барон Л. И., Веселов Г. М., Коняшин Ю. Г. Экспериментальные исследования процессов разрушения горных пород ударом. М.: Изд-во, 1962. 219 с.
6. Алимов О. Д., Манжосов В. К., Еремянц В. Э., Невечкин Ю. В. Расчет динамического внедрения инструмента в обрабатываемую среду. Фрунзе: Илим, 1980. 43 с.
7. Алабужев П. М., Стихановский Б. Н., Шпильберг И. Я. Введение в теорию удара. Новосибирск: НЭТИ, 1970. 158 с.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Otajonov Bahrom Otaboevich	— Senior lecturer of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: bahrom9097@yandex.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-8871-7724
Rakhimov Abduvalixodja Vahobovich	— Senior lecturer of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan.
Yunusov Jasurbek Farxod ugli	— Senior lecturer of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan E-mail: jasurbekyunusov@tdtu.uz ORCID ID: https://orcid.org/0009-0002-5126-0059
Norimonov Shamsiddin Nuraddinovich	— Assistant of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan E-mail: shamsiddintmjgorniy@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0001-7785-3082

НЕАДДИТИВНОСТЬ РЕЗЕРВОВ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ В ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЦЕПИ: ПРАВИЛО УЗКОГО МЕСТА ПРИ ОЦЕНКЕ РЕЗЕРВОВ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Махмудов Ш.А.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.23663300

АННОТАЦИЯ Рассматривается методическая ошибка, распространённая при обосновании программ повышения эффективности использования горного оборудования: суммирование резервов, рассчитанных раздельно по звеньям последовательной технологической цепи. На материале пофамильных эксплуатационных данных 73 единиц выемочного и бурового оборудования золотодобычного рудника за 2024 г. и производственных показателей за 2021 г. показано, что такое суммирование завышает оценку достижимого прироста в 2,2 раза: формальная сумма резервов по шести направлениям воздействия составляет 40,21 млн м³ эквивалента, тогда как реализуемый прирост равен 18,30 млн м³ — резерву выемочно-погрузочного звена, оказавшегося ограничивающим. Для приведения резервов разнородных звеньев к единой шкале обоснован коэффициент выхода взорванной горной массы — 34,2 м³ на 1 погонный метр скважины. Установлено, что ранжирование направлений воздействия по фонду времени и по натуральному результату не совпадает, поскольку производительность часа работы машин различных типов несопоставима. Выявлен парадокс планирования: направление, занимающее первое место в обоих ранжированиях и обладающее наивысшей реализуемостью, при изолированном внедрении даёт нулевой прирост выемки — весь эффект накапливается в запасе взорванной горной массы, увеличивая его с 70 до 167 суток потребления. Показано, что это обстоятельство не является основанием откладывать соответствующие мероприятия, поскольку прирост технологического буфера сам по себе снижает риск роста технологической компоненты потерь. Сформулированы условия, при которых суммирование резервов правомерно.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Резервы производительности; последовательная технологическая цепь; узкое место; аддитивность; горно-транспортный комплекс; технологический буфер; открытые горные работы.

Введение

Обоснование программ повышения эффективности использования горного оборудования обычно строится по следующей схеме: потери фонда времени раскладываются по причинам, для каждой причины оценивается устранимая часть, полученные величины переводятся в единицы продукции и суммируются. Итоговая сумма предъявляется как достижимый прирост производства и служит основанием для распределения ресурсов между мероприятиями.

Настоящая работа показывает, что последний шаг этой схемы содержит систематическую ошибку, а её величина на реальном объекте оказывается кратной.

Источник ошибки состоит в том, что карьерный горно-транспортный комплекс представляет собой последовательную технологическую цепь: подготовка горной массы к выемке (бурение и взрывание), выемка и погрузка, транспортирование, разгрузка. Резервы, рассчитанные для разных звеньев этой цепи, измеряются в разных сущностях. Резерв бурового звена выражается в горной массе, подготовленной к выемке; резерв выемочно-погрузочного звена — в массе вынутой. Дополнительно подготовленная масса становится продукцией только при наличии свободной выемочной и транспортной мощности; в противном случае она накапливается в запасе.

Отсюда следует, что резервы последовательных звеньев не складываются, а реализуемый прирост определяется наименьшим из них. Это положение согласуется с общим принципом теории ограничений [1, 2], однако в практике обоснования мероприятий на горных предприятиях систематически не учитывается — по-видимому, потому, что расчёт резервов ведётся в разрезе причин потерь, а не в разрезе звеньев цепи, и принадлежность причины к тому или иному звену при суммировании теряется.

Практические последствия ошибки серьёзны. Завышенная оценка прироста ведёт к завышенным плановым заданиям, к неверному распределению ресурсов между мероприятиями и — при последующем недостижении заявленного эффекта — к дискредитации самой методики оценки резервов.

Цель работы — количественно оценить величину ошибки суммирования резервов последовательных звеньев на материале действующего карьера, установить условия правомерности суммирования и сформулировать правило корректного определения реализуемого прироста.

Дополнительно решаются две сопутствующие задачи: обоснование коэффициента приведения резервов разнородных звеньев к единой натуральной шкале и проверка совпадения ранжирований направлений воздействия по фонду времени и по натуральному результату.

Обзор литературы

Ограничения и пропускная способность производственных систем

Положение о том, что производительность последовательной системы определяется её наиболее ограничивающим элементом, сформулировано в общем виде в теории ограничений [1, 2]. Практическое следствие этого положения — приоритет воздействия на ограничивающее звено и бесполезность наращивания мощности прочих звеньев — стало основой ряда управленческих методик.

Применительно к производственным системам с несколькими последовательными переделами разработаны показатели, учитывающие взаимозависимость звеньев. Показатель общей пропускной эффективности (Overall Throughput Effectiveness) предложен как расширение показателя общей эффективности оборудования на уровень производственной линии; он позволяет выявлять узкое место и оценивать вклад отдельного оборудования в результат системы [3]. Существенно, что эти разработки выполнены применительно к дискретному производству с явно определёнными межоперационными запасами.

В горной отрасли аналогичная постановка развита слабее. Показатель общей эффективности оборудования применяется, как правило, к отдельной машине или к однородной группе машин [4, 5], а вопрос о корректном объединении оценок по разнородным звеньям в явном виде не ставится.

Согласование звеньев горно-транспортного комплекса

Наиболее разработанным направлением согласования звеньев в горной отрасли является анализ соответствия выемочного и транспортного звеньев. Фактор соответствия (match factor) в расширенной формулировке C. N. Burt и L. Caccetta [6] позволяет оценить сбалансированность разнородных парков погрузочных машин и автосамосвалов. Обзор методов выбора оборудования [7] систематизирует подходы к обоснованию состава парка и отмечает, что значение фактора соответствия, равное единице, не является безусловно оптимальным.

Работы по имитационному моделированию транспортных потоков [8, 9] и по применению методов машинного обучения к оптимизации работы автотранспорта [10] развивают тот же круг задач. Общая черта этих работ — сосредоточенность на паре «погрузка — транспорт»; связь с буровзрывным звеном, находящимся выше по цепи, обычно выносится за рамки модели в виде предположения о

неограниченности запаса подготовленной горной массы.

Это предположение и составляет предмет настоящей работы: оно правомерно, пока запас достаточен, но именно оно делает некорректным суммирование резервов бурового и выемочного звеньев.

Оценка резервов в горной отрасли

Прикладные исследования эффективности использования горного оборудования дают фактические значения интегральных показателей существенно ниже нормативных ориентиров: 25 % для экскаваторов и 38 % для автосамосвалов по данным вероятностной модели [4], со сходными выводами в [5]. Метод OMEE [11] рассматривает эффективность как совместный результат управленческих процессов, оперативного контроля и условий эксплуатации.

Общим для этих работ является то, что оценка выполняется для одного типа оборудования либо агрегируется без явного указания правила объединения. Вопрос о том, как соотносятся резервы, полученные для разных звеньев цепи, и допустимо ли их складывать, в рассмотренной литературе прямо не обсуждается.

Нерешённая задача

Обзор показывает, что общий принцип ограничений известен [1, 2], инструменты его применения к дискретному производству разработаны [3], а согласование выемочного и транспортного звеньев в горной отрасли исследовано детально [6–10]. Не решённой остаётся задача корректного объединения резервов, рассчитанных по разнородным звеньям горно-транспортного комплекса, и количественной оценки ошибки, возникающей при их формальном суммировании.

Материалы и методы

Объект и информационная база

Объектом исследования является горно-транспортный комплекс золотодобычного рудника — крупного глубокого карьера с цикличной и циклично-поточной технологией.

Использованы первичные производственные документы предприятия:

Реестр простоев, коэффициентов использования и технической готовности за 2024 г. — пофамильный учёт по 74 единицам оборудования (45 экскаваторов и 29 буровых станков), из которых 73 имеют полный набор показателей фонда времени; 14 статей простоя.

Технический отчёт за 2021 г. — выемка горной массы 109 620 тыс. м³; буровые работы 2 394 910 пог. м; взрывные работы 82 005 тыс. м³; остаток взорванной горной массы на конец года 15 623 тыс. м³; транспортирование автомобильным транспортом 109 117,7 тыс. м³.

Реестр простоев за 2021 г. — пофамильный учёт с указанием фактических объёмов по каждой машине, использован для определения удельной производительности.

Ограничения информационной базы, определяющие границы выводов: стоимостные показатели не предоставлены, оценка выполняется в натуральном выражении; данные по автотранспорту представлены агрегированно; пофамильные объёмы продукции имеются только за 2021 г., вследствие чего переводные коэффициенты рассчитаны по данным 2021 г. и применены к структуре потерь 2024 г.

Расчёт резервов по направлениям воздействия

Потери фонда времени, определяемые как разность между технически доступным временем и фактическим временем работы, разложены на три компоненты по группам статей первичного учёта: ресурсную (отсутствие запасных частей), организационную (включая отсутствие транспорта) и технологическую (буровзрывные работы, технологические ожидания).

Достижимая часть каждой компоненты определена умножением на коэффициент технической достижимости, рассчитанный по внутреннему эталону: для каждой группы однотипных машин эталонным принят уровень компоненты у лучшего дециля группы, а достижимым резервом — превышение фактической доли над эталонной:

$$R_i = \max\left(0,\ g_i - b_{k(i)}\right) \cdot T_{\text{кал},\,i}$$

где g_i — фактическая доля компоненты в фонде времени i-й машины; b_k — эталонная доля по группе k.

Полученные величины сгруппированы по шести направлениям воздействия, каждое из которых соответствует определённой компоненте, группе оборудования и ответственной службе.

Приведение к единой натуральной шкале

Резерв бурового звена выражается в погонных метрах скважин, резерв выемочно-погрузочного — в кубометрах горной массы. Для приведения к единой шкале введён коэффициент выхода взорванной горной массы:

$$k_V = \frac{V_{\text{взр}}}{L_{\text{бур}}}$$

где $V_{взр}$ — годовой объём взрывных работ; $L_{бур}$ — годовой объём бурения.

По данным 2021 г.: kV = 82 005 · 10^{3} / 2 394 910 = 34,24 м³ на 1 погонный метр.

Коэффициент имеет содержательный смысл: дополнительно пробурённый погонный метр даёт дополнительно подготовленную к выемке горную массу. Существенно, что приведение делает величины сопоставимыми, но не делает их взаимозаменяемыми: подготовленная масса и вынутая масса остаются разными сущностями, и

это различие составляет предмет дальнейшего анализа.

Часовая производительность машин принята по фактическим данным 2021 г.: для экскаваторного парка 109 620 тыс. м³ / 176 373 маш.-ч = 621,5 м³/маш.-ч; для бурового парка 2 394 910 пог. м / 123 310 маш.-ч = 19,42 пог. м/маш.-ч.

Формулировка правила узкого места

Пусть технологическая цепь состоит из m последовательных звеньев, и для каждого звена j рассчитан резерв ΔV_j, приведённый к единой натуральной шкале. Пусть P_j — фактическая производительность звена j, а B_j — ёмкость межзвенного буфера между звеньями j и j+1.

При отсутствии буферов достаточной ёмкости реализуемый прирост производства определяется как

$$\Delta V_{\text{реал}} = \min_{j=1\ldots m} \Delta V_j$$

Суммирование резервов правомерно только в случае, когда резервы относятся к параллельным, а не последовательным элементам, либо к разным причинам потерь внутри одного звена. В последнем случае суммирование корректно при условии, что причины независимы, что обеспечивается аддитивностью разложения потерь фонда времени.

Величина ошибки при неправомерном суммировании оценивается коэффициентом завышения:

$$\kappa = \frac{\sum_j \Delta V_j}{\min_j \Delta V_j}$$

Расчёты выполнены средствами Python (библиотеки pandas, numpy, scipy).

Результаты

Резервы по направлениям воздействия

Цепочка перевода потерь фонда времени в производственный результат представлена на рисунке 1.



Рисунок 1.
Цепочка перевода резерва фонда времени в производственный результат

Результаты расчёта достижимого резерва по шести направлениям приведены в таблице 1.

Таблица 1
Достижимый резерв по направлениям воздействия, 2024 г.

№	Направление	Звено цепи	Достижимый резерв, маш.-ч	Натуральный результат	Эквивалент, млн м³
1	Обеспечение запасными частями буровых станков	буровое	31 078	603,5 тыс. пог. м	20,66
2	Транспортное обеспечение экскаваторов	выемочно-погрузочное	18 827	11,70 млн м³	11,70
3	Обеспечение запасными частями экскаваторов	выемочно-погрузочное	6 652	4,13 млн м³	4,13
4	Организация смены (экскаваторы)	выемочно-погрузочное	3 964	2,46 млн м³	2,46
5	Организация смены (буровые станки)	буровое	1 213	23,6 тыс. пог. м	0,81
6	Транспортное обеспечение буровых станков	буровое	653	12,7 тыс. пог. м	0,43
	Формальная сумма		62 387	—	40,21

Расхождение ранжирований по фонду времени и по натуральному результату

Сопоставление порядка направлений при ранжировании по двум основаниям представлено на рисунке 2.

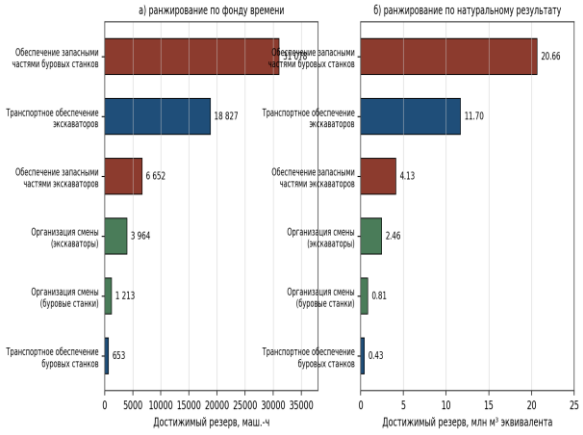


Рисунок 2.
Ранжирование направлений воздействия по фонду времени и по натуральному результату

По фонду времени первое место занимает направление 1 (31 078 маш.-ч), второе — направление 2 (18 827 маш.-ч); соотношение 1,65 : 1. По натуральному результату порядок сохраняется, но соотношение изменяется до 1,77 : 1, а разрыв с последующими направлениями увеличивается.

Расхождение обусловлено различием производительности часа работы машин разных типов: час работы бурового станка даёт 19,42 пог. м, что эквивалентно 664 м³ подготовленной массы, тогда как час работы экскаватора даёт 621,5 м³ вынутой массы. В рассматриваемом случае величины близки, вследствие чего расхождение умеренно и порядок направлений не изменяется.

Однако само расхождение методически принципиально. Ранжирование по фонду времени корректно лишь при сопоставимой производительности часа у сравниваемых машин. При сопоставлении, например, экскаватора и вспомогательной техники, различающихся по часовой производительности на порядок, такое ранжирование даёт неверный порядок направлений. Отсюда следует правило: направления воздействия ранжируются по натуральному результату, приведённому к единой шкале; фонд времени служит промежуточной величиной.

Группировка резервов по звеньям и величина ошибки суммирования

Резервы, сгруппированные по звеньям технологической цепи, приведены в таблице 2.

Таблица 2
Резервы по звеньям технологической цепи

Звено	Направле-ния	Резерв, маш.-ч	Натуральный результат	Эквива-лент, млн м³	Сущность результата
Буровое	1, 5, 6	32 944	639,8 тыс. пог. м	21,91	подготовленная горная масса
Выемочно-погрузочное	2, 3, 4	29 443	18,30 млн м³	18,30	вынутая горная масса
Формальная сумма		62 387	—	40,21	—
Реализуемый прирост		—	—	18,30	вынутая горная масса

Реализуемый прирост определяется наименьшим из резервов последовательных звеньев:

$$\Delta V_{\text{реал}} = \min(21{,}91;\ 18{,}30) = 18{,}30 \text{ млн м}^3$$

Коэффициент завышения при формальном суммировании:

$$\kappa = \frac{40{,}21}{18{,}30} = 2{,}20$$

Таким образом, суммирование резервов по направлениям воздействия без учёта их принадлежности к звеньям цепи завышает оценку достижимого прироста в 2,2 раза.

Соотношение резервов звеньев и сценарные оценки прироста представлены на рисунке 3.

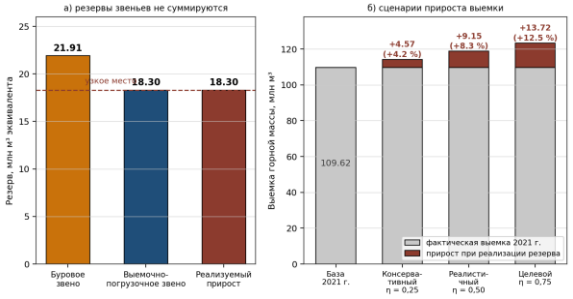


Рисунок 3 — Правило узкого места: резервы звеньев не суммируются, и сценарные оценки прироста выемки

Узким местом является выемочно-погрузочное звено, а внутри него — транспортное обеспечение, дающее 11,70 млн м³ из 18,30 млн м³ резерва звена.

Резерв бурового звена превышает потребность на 3,61 млн м³, или на 19,7 %.

Парадокс планирования: направление с наивысшим приоритетом даёт нулевой прирост

Направление 1 — обеспечение буровых станков запасными частями — занимает первое место в обоих ранжированиях (по фонду времени и по натуральному результату) и обладает наивысшей реализуемостью среди всех направлений: оно требует оборотных средств и организационной работы, но не капитальных вложений, а горизонт получения эффекта составляет до шести месяцев.

Однако при изолированном внедрении этого направления прирост выемки горной массы равен нулю.

Обоснование состоит в следующем. Дополнительно подготовленная горная масса в объёме 20,66 млн м³ может быть вынута только при наличии свободной выемочной и транспортной мощности. Поскольку выемочно-погрузочное звено является ограничивающим, такая мощность отсутствует, и весь эффект накапливается в запасе взорванной горной массы.

Количественная оценка этого накопления приведена в таблице 3.

Таблица 3

Влияние изолированного внедрения направления 1 на запас взорванной горной массы

Показатель	Значение
Годовой объём взрывных работ (2021 г.), тыс. м³	82 005
Остаток взорванной горной массы на конец 2021 г., тыс. м³	15 623
Запас в сутках потребления	70
Прирост подготовленной массы при реализации направления 1, млн м³	20,66
Прирост запаса, %	+140
Запас в сутках потребления после реализации	167
Прирост выемки горной массы, млн м³	0

Запас взорванной горной массы возрастает с 70 до 167 суток потребления, то есть более чем вдвое, при нулевом приросте производства.

Устойчивость результата

Проверка устойчивости выполнена варьированием четырёх параметров относительно реалистичного сценария реализации резерва (рисунок 4).

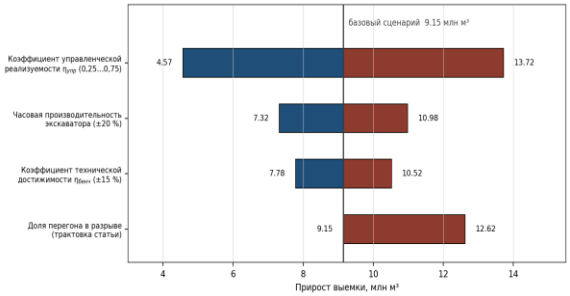


Рисунок 4 — Анализ чувствительности оценки прироста выемки к ключевым параметрам

Таблица 4

Чувствительность результата к параметрам расчёта

Параметр	Диапазон варьирования	Влияние на реализуемый прирост	Влияние на вывод о узком месте
Коэффициент управленческой реализуемости	0,25…0,75	пропорциональное	отсутствует
Часовая производительность экскаватора	±20 %	7,32…10,98 млн м³	отсутствует при отклонении до +20 %
Коэффициент технической достижимости	±15 %	7,78…10,52 млн м³	отсутствует
Трактовка статьи «перегон»	базовая / с включением в разрыв	9,15…12,62 млн м³	отсутствует

Отдельно проверено влияние коэффициента выхода взорванной горной массы, входящего только в расчёт бурового звена. Его варьирование в пределах ±15 % изменяет резерв бурового звена в диапазоне 18,62…25,20 млн м³, оставляя резерв выемочного звена неизменным; реализуемый прирост при этом не изменяется, поскольку ограничивающим остаётся выемочное звено во всём диапазоне.

Вывод о том, какое звено является ограничивающим, устойчив к варьированию всех рассмотренных параметров. Смена

ограничивающего звена потребовала бы, чтобы резерв бурового звена оказался меньше резерва выемочного, то есть снижения коэффициента выхода взорванной массы более чем на 16 % либо соответствующего роста производительности экскаваторов. Ни то, ни другое не находится в пределах правдоподобной погрешности исходных данных.

Обсуждение

Условия правомерности суммирования резервов

Полученный результат не означает, что резервы нельзя складывать никогда. Суммирование правомерно в двух случаях.

Первый — резервы относятся к разным причинам потерь внутри одного звена. Так, для выемочно-погрузочного звена резервы направлений 2, 3 и 4 (транспортное обеспечение, запасные части, организация смены) складываются корректно: они относятся к одному и тому же оборудованию и устраняют разные, независимые причины его простоя. Корректность обеспечивается аддитивностью разложения потерь фонда времени, при которой сумма компонент тождественно равна общей величине потерь без остаточного члена.

Второй — звенья работают параллельно, а не последовательно. Если два участка карьера обслуживаются независимыми комплексами, резервы этих комплексов складываются.

Ошибка возникает при суммировании резервов последовательных звеньев, и её величина тем больше, чем сильнее различаются резервы звеньев. В предельном случае, когда резерв одного звена близок к нулю, суммирование даёт величину, не имеющую никакого отношения к достижимому приросту.

Отсюда следует практическое требование к методике оценки резервов: расчёт, ведущийся в разрезе причин потерь, должен сопровождаться отнесением каждой причины к звену технологической цепи, и объединение результатов должно выполняться по правилу узкого места, а не суммированием.

Роль межзвенного буфера и разрешение парадокса

Установленный выше парадокс — направление с наивысшим приоритетом даёт нулевой немедленный прирост — на первый взгляд ведёт к заключению, что мероприятия по буровому звену следует отложить до расширения выемочно-транспортной мощности. Такое заключение представляется неверным по трём причинам.

Первая — различие горизонтов. Резерв бурового звена достигается организационными средствами с горизонтом до шести месяцев и не требует капитальных вложений. Резерв выемочного звена в основной своей части (транспортное обеспечение, 11,70 из 18,30 млн м³) требует структурного решения с горизонтом 12–24 месяца. Откладывание быстрых мероприятий до завершения медленных означает потерю времени без какой-либо компенсации.

Вторая — буферная функция запаса. Запас взорванной горной массы представляет собой межзвенный буфер, демпфирующий рассогласование буровзрывного и выемочного звеньев. Увеличение буфера снижает вероятность ситуаций, при которых экскаватор простаивает из-за отсутствия подготовленной массы, то есть уменьшает риск роста технологической компоненты потерь. Прямая количественная оценка этого эффекта требует данных о частоте таких простоев в разрезе участков, которые в информационной базе отсутствуют; поэтому здесь фиксируется лишь направление эффекта, а не его величина.

Третья — последовательность реализации. Если мероприятия по буровому звену завершаются к моменту, когда расширяется выемочно-транспортная мощность, накопленный запас позволяет реализовать прирост немедленно, без задержки на подготовку фронта работ. При обратной последовательности расширенная выемочная мощность окажется не обеспеченной подготовленной массой.

Таким образом, рациональная стратегия состоит в параллельной реализации: быстрые мероприятия по буровому звену с накоплением буфера и одновременное развёртывание долгосрочного решения по транспортному обеспечению. Парадокс разрешается не отказом от приоритетного направления, а отказом от оценки его эффекта по немедленному приросту производства.

Существенно, что этот вывод получен только благодаря явному учёту структуры цепи. При формальном суммировании резервов направление 1 выглядело бы источником 20,66 млн м³ немедленного прироста, что привело бы к завышенным ожиданиям и к последующему выводу о нерезультативности мероприятия.

Ограничение верхней оценки прироста

Правило узкого места задаёт верхнюю границу реализуемого прироста, но не гарантирует её достижения. Реализуемый прирост 18,30 млн м³ соответствует полному устранению управляемых потерь выемочно-погрузочного звена, что предполагает коэффициент управленческой реализуемости, равный единице.

При частичной реализации прирост снижается пропорционально: при коэффициенте 0,25 он составляет 4,57 млн м³, при 0,50 — 9,15 млн м³, при 0,75 — 13,72 млн м³. Эти величины следует рассматривать как сценарные, поскольку коэффициент реализуемости не вычисляется из

данных, а задаётся исходя из предположений о полноте выполнения управленческих решений.

Отметим, что при частичной реализации резерва выемочного звена превышение резерва бурового звена возрастает: если выемочное звено реализует лишь половину резерва (9,15 млн м³), то избыток бурового звена составит уже 12,76 млн м³, то есть 139 % от реализуемого прироста. Это усиливает изложенный выше аргумент о необходимости соотносить темпы реализации по звеньям.

Ограничения исследования

Первое. Переводные коэффициенты рассчитаны по данным 2021 г. и применены к структуре потерь 2024 г., поскольку пофамильные объёмы продукции за 2024 г. отсутствуют. Это допущение влияет на абсолютные величины резервов, но не на соотношение резервов звеньев, поскольку коэффициенты применяются к обоим звеньям на основе данных одного и того же года.

Второе. Транспортное звено не рассматривается как самостоятельное звено цепи, а включено в выемочно-погрузочное через статью «организационные простои по транспорту» в реестре погрузочного оборудования. Причина — отсутствие пофамильного учёта по автосамосвалам. Строго говоря, цепь содержит не два, а три звена, и полный анализ требует раздельной оценки резерва транспортного звена. Данное упрощение является консервативным: раздельный учёт транспортного звена мог бы выявить ещё более узкое место и, следовательно, ещё меньший реализуемый прирост.

Третье. Эффект увеличения буфера зафиксирован качественно, без количественной оценки, ввиду отсутствия данных о простоях экскаваторов из-за отсутствия подготовленной массы в разрезе участков.

Четвёртое. Исследование выполнено на одном объекте. Численные значения — коэффициент завышения 2,20, соотношение резервов звеньев — специфичны для данного карьера и данного соотношения мощностей звеньев. Переносу подлежит правило и методика его применения, а не численные значения.

Сопоставление с литературой

Полученный результат представляет собой применение общего принципа теории ограничений [1, 2] к задаче оценки резервов эксплуатации горного оборудования и его количественную верификацию на промышленных данных. Новизна состоит не в самом принципе, а в демонстрации того, что при принятой практике расчёта резервов в разрезе причин потерь принадлежность причины к звену цепи теряется, вследствие чего ошибка возникает систематически и достигает кратной величины.

Работа развивает направление, представленное показателями уровня производственной линии [3], перенося логику учёта взаимозависимости звеньев на горно-транспортный комплекс, где межзвенные буферы существуют лишь частично: между буровзрывным и выемочным звеном буфер имеется (запас взорванной массы), между выемочным и транспортным — отсутствует принципиально.

Последнее обстоятельство объясняет, почему в литературе по согласованию выемочного и транспортного звеньев [6–10] вопрос о суммировании резервов не возникает: там рассматривается пара звеньев без буфера, для которой взаимозависимость очевидна. Ошибка появляется именно при расширении анализа на звенья, разделённые буфером, где иллюзия независимости сохраняется до тех пор, пока ёмкость буфера не исчерпана.

Заключение

Установлено, что суммирование резервов производительности, рассчитанных по направлениям воздействия без учёта их принадлежности к звеньям последовательной технологической цепи, приводит к систематическому завышению оценки достижимого прироста. На материале действующего карьера коэффициент завышения составил 2,20: формальная сумма резервов по шести направлениям — 40,21 млн м³ эквивалента против реализуемого прироста 18,30 млн м³.

Сформулировано правило узкого места применительно к оценке резервов: реализуемый прирост определяется наименьшим из резервов последовательных звеньев. Определены условия правомерности суммирования: резервы складываются, если относятся к разным независимым причинам потерь внутри одного звена либо к параллельно работающим комплексам.

Обоснован коэффициент приведения резервов разнородных звеньев к единой натуральной шкале — 34,2 м³ взорванной горной массы на 1 погонный метр скважины, рассчитанный по фактическим производственным данным. Показано, что приведение делает величины сопоставимыми, но не взаимозаменяемыми: подготовленная и вынутая горная масса остаются разными сущностями.

Установлено, что ранжирование направлений воздействия по фонду времени и по натуральному результату может не совпадать вследствие различия часовой производительности машин разных типов. Сформулировано правило: ранжирование выполняется по натуральному результату, приведённому к единой шкале, а фонд времени служит промежуточной величиной.

Выявлен парадокс планирования: направление, занимающее первое место в обоих ранжированиях

и обладающее наивысшей реализуемостью, при изолированном внедрении даёт нулевой прирост выемки. Весь эффект накапливается в запасе взорванной горной массы, увеличивая его с 70 до 167 суток потребления.

Показано, что данный парадокс не является основанием откладывать соответствующие мероприятия. Обоснована стратегия параллельной реализации: быстрые мероприятия по звену, находящемуся выше по цепи, с накоплением межзвенного буфера и одновременное развёртывание долгосрочного решения по ограничивающему звену. Парадокс разрешается отказом от оценки эффекта мероприятия по немедленному приросту производства.

Практическое требование к методике оценки резервов состоит в том, что расчёт, ведущийся в разрезе причин потерь, должен сопровождаться отнесением каждой причины к звену технологической цепи, а объединение результатов должно выполняться по правилу узкого места.

KETMA-KET TEXNOLOGIK ZANJIRDA UNUMDORLIK ZAXIRALARINING NOADDITIVLIGI: KARYER USKUNALARI ZAXIRALARINI BAHOLASHDA TOR JOY QOIDASI

Maxmudov Sh.A.
Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, Navoiy, O‘zbekiston.

ANNOTATSIYA Ushbu maqola kon uskunalaridan foydalanish samaradorligini oshirish dasturlarini asoslashda keng tarqalgan metodologik xatoni – ketma-ket jarayon zanjirining har bir bosqichi uchun alohida hisoblangan zahiralarni yig‘ishni – ko‘rib chiqadi. Oltin konidagi 73 ta qazib olish va burg‘ilash uskunasining 2024-yil uchun har bir mashina bo‘yicha ekspluatatsion ma’lumotlari hamda 2021-yil ishlab chiqarish ko‘rsatkichlari asosida bunday yig‘indi erishiladigan o‘sishni 2,2 barobar ortiq baholashi ko‘rsatilgan: olti ta’sir yo‘nalishi bo‘yicha nominal umumiy zahira hajmi 40,21 million m³ ekvivalentni tashkil etsa, haqiqiy o‘sish esa 18,30 million m³ ni — qazib olish va yuklash bosqichidagi zahirani — tashkil etadi, bu esa cheklovchi omil ekanligi ma’lum bo‘ldi. Geterogen bosqichlardagi zaxiralarni yagona shkalaga keltirish uchun quduqning har bir pogon metriga 34,2 m³ portlatilgan tog‘ jinsi massasi chiqish koeffitsiyentini belgilash taklif etilgan. Turli mashinalar turlarining soatlik unumdorligi solishtirib bo‘lmaydiganligi sababli, ta’sir yo‘nalishlarini vaqt fondi va natural natija bo‘yicha reytinglash mos kelmasligi aniqlangan. Rejalashtirish paradoksi aniqlangan: ikkala reytingda ham birinchi o‘rinni egallagan va eng yuqori amalga oshirish imkoniyatiga ega yo‘nalish alohida amalga oshirilganda qazib olish hajmida sof o‘sishni bermaydi — butun ta’sir portlatilgan tog‘ jinsi zaxirasida to‘planib, uni 70 kunlik iste’moldan 167 kunlik iste’molgacha oshiradi. Bu holat tegishli chora-tadbirlarni kechiktirish uchun asos bo‘lmasligi ko‘rsatildi, chunki texnologik zaxira hajmining o‘sishi yo‘qotishlarning texnologik komponentining oshish xavfini kamaytiradi. Zaxiralarni birlashtirishni asoslash shartlari ishlab chiqildi.

KALIT SO‘ZLAR Ishlab chiqarish zaxiralari; ketma-ket jarayon zanjiri; tor joy; qo‘shiluvchanlik; qazib olish va tashish tizimi; jarayon buferi; ochiq karyer usuli.

THE NON-ADDITIVITY OF PRODUCTION RESERVES IN A SEQUENTIAL TECHNOLOGICAL CHAIN: THE BOTTLENECK RULE IN THE EVALUATION OF RESERVES FOR MINE EQUIPMENT

Makhmudov Sh.A.
Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

This paper examines a methodological error commonly found in the justification of programs aimed at improving the efficiency of mining equipment use: the summation of reserves calculated separately for each link in a sequential process chain. Using operational data by unit for 73 pieces of mining and drilling equipment at a gold mine for 2024 and production indicators for 2021, it is shown that such aggregation overestimates the achievable increase by a factor of 2.2: the formal sum of reserves across the six areas of intervention amounts to 40.21 million m³

equivalent, whereas the realizable increase is 18.30 million m³—the reserve of the mining and loading stage, which proved to be the limiting factor. To bring the reserves of heterogeneous segments onto a single scale, a yield coefficient for blasted rock mass of 34.2 m³ per linear meter of borehole was established. It was found that the ranking of impact areas based on time allocation and actual output does not coincide, since the hourly productivity of different types of machinery is not comparable. A planning paradox has been identified: the direction that ranks first in both classifications and has the highest feasibility, when implemented in isolation, yields zero net increase in excavation—the entire effect accumulates in the stockpile of blasted rock, increasing it from 70 to 167 days of consumption. It is shown that this circumstance does not justify postponing the relevant measures, since the increase in the technological buffer itself reduces the risk of an increase in the technological component of losses. Conditions under which the summing of reserves is justified are formulated.

Productivity reserves; sequential technological chain; bottleneck; additivity; mining and haulage system; technological buffer; surface mining.

REFERENCES

1. Goldratt E. M., Cox J. The goal: a process of ongoing improvement. — Croton-on-Hudson: North River Press, 1984.
2. Goldratt E. M. Theory of constraints. — Croton-on-Hudson: North River Press, 1990.
3. Muthiah K. M. N., Huang S. H. Overall throughput effectiveness (OTE) metric for factory-level performance monitoring and bottleneck detection // International Journal of Production Research. — 2007. — Vol. 45, No. 20. — P. 4753–4769.
4. Jandaghi Jafari A., Hoseinie S. H., Bagherpour R., Mofidi M., Ghodrati B. Quantifying operational uncertainties in mining machinery fleet productivity using a stochastic Overall Equipment Effectiveness (OEE) analysis // Resources Policy. — 2026. — Vol. 115.
5. Basharaf M., Sayadi A. R., Rahimdel M. J. Improving productivity in mine loading and hauling operations through OEE analysis // Resources Policy. — 2026. — Vol. 115. — Art. 105873.
6. Burt C. N., Caccetta L. Match factor for heterogeneous truck and loader fleets // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. — 2007. — Vol. 21, No. 4. — P. 262–270.
7. Burt C. N., Caccetta L. Equipment selection for surface mining: a review // Interfaces. — 2014. — Vol. 44, No. 2. — P. 143–162.
8. Chaowasakoo P., Seppälä H., Koivo H., Zhou Q. Digitalization of mine operations: scenarios to benefit in real-time truck dispatching // International Journal of Mining Science and Technology. — 2017. — Vol. 27, No. 2. — P. 229–236.
9. Hashemi A. S., Sattarvand J. Simulation based investigation of different fleet management paradigms in open pit mines: a case study of Sungun copper mine // Archives of Mining Sciences. — 2015. — Vol. 60, No. 1. — P. 195–208.
10. Choi Y., Nguyen H., Bui X.-N., Nguyen-Thoi T. Optimization of haulage-truck system performance for ore production in open-pit mines using big data and machine learning-based methods // Resources Policy. — 2022. — Vol. 75. — Art. 102522.
11. Gutiérrez-Diez J. C., Fernández-Muñiz Z., Fernández-Martínez J. L. et al. New method to study the effectiveness of mining equipment: a case study of surface drilling rigs // Applied Sciences. — 2024. — Vol. 14, No. 5. — Art. 2185.
12. Elevli S., Elevli B. Performance measurement of mining equipments by utilizing OEE // Acta Montanistica Slovaca. — 2010. — Vol. 15, No. 2. — P. 95–101.
13. Paraszczak J. Understanding and assessment of mining equipment effectiveness // Mining Technology. — 2005. — Vol. 114, No. 3. — P. 147–151.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Makhmudov Sherzod Azamatovich	Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics, PhD; Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Republic of Uzbekistan. E-mail: 1yy2@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-0057-2829

СПОСОБ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ТЕПЛОВОГО РАЗРУШЕНИЯ КРУПНОГАБАРИТНЫХ ШИН КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

[1]Истаблаев Ф.Ф., [2]Атакулов Л.Н.

[1]Навоийское отделение Академии наук Республики Узбекистан, Навои, Узбекистан.

[2]Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.23663355

АННОТАЦИЯ В статье рассмотрена проблема теплового разрушения крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов, эксплуатируемых в условиях жаркого аридного климата. Выполнен анализ основных причин выхода шин из строя, включая износ, механические повреждения и тепловые разрушения, а также рассмотрены существующие подходы к предотвращению перегрева, основанные на контроле давления и температуры воздуха в шинах и расчете показателя тонно-километров в час (ТКВЧ). На примере эксплуатации автосамосвала БелАЗ-7547 в условиях карьера АО «Qizilqumsement» выполнена оценка фактического значения ТКВЧ при различных температурах окружающего воздуха, которая показала возможность превышения допустимого теплового режима в летний период. На основе результатов натурных наблюдений и тепловизионных измерений предложен способ предотвращения перегрева крупногабаритных шин, основанный на их периодическом охлаждении при проезде через специальную водяную ванну. Разработана конструкция охлаждающей ванны, приведены зависимости для определения ее основных геометрических параметров и объема, а также предложена двухконтурная система охлаждения с использованием чиллера и пластинчатого теплообменника. Результаты теплового расчета показали, что применение предлагаемого технического решения обеспечивает снижение температуры наружного слоя шины, что способствует предотвращению достижения критических температур и повышению эксплуатационной надежности крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА карьерный автосамосвал, крупногабаритные шины, тепловое разрушение, перегрев, тепловой режим, ТКВЧ, охлаждающая ванна, тепловизионный контроль, надежность.

Введение. Значительная доля издержек в эксплуатации автосамосвалов при транспортировке горной породы на карьерах связана с закупкой и обслуживанием шин. В структуре транспортных расходов она составляет от 25 до 30% и выше [1, 2]. Так, предприятию АО «Навоийский ГМК» ежегодно требуется более 5000 единиц данной продукции, а расходы на нее составляют до 19,7% от совокупных затрат [3, 4]. В связи с этим продление ходового ресурса крупногабаритных шин (КГШ) является ключевой задачей для оптимизации себестоимости перевозок.

Эксплуатация карьерных самосвалов в груженом состоянии, особенно при длительных циклических нагрузках, движении на подъем и повышенной температуре окружающего воздуха (свыше +30°С), характеризуется интенсивным тепловыделением в структуре шин [5, 6]. Данный фактор проявляется наиболее остро в условиях засушливого резко континентального климата Узбекистана, где летняя температура воздуха в тени превышает +44°С, а в Кызылкумском горнорудном регионе сезонный температурный диапазон составляет от -25°С зимой до +50°С летом [4]. Гипертермический режим вызывает ускоренное изнашивание протектора, деструкцию и расслоение конструктивных элементов КГШ, сокращает их срок службы и приводит к преждевременному выходу из строя. В критических случаях термодеструкция обусловливает аварийное разрушение шин, сопровождающееся их взрывом или возгоранием. Подобные инциденты приводят к значительным финансовым убыткам, вызывают длительные простои технологического оборудования и требуют существенных затрат на ликвидацию последствий.

Изложенное свидетельствует о высокой научно-практической значимости разработки технико-технологических решений, ориентированных на предотвращение критического перегрева крупногабаритных шин в условиях действующих горных производств.

Материалы и методы. По мнению ряда исследователей, причины отказов КГШ можно разделить на три основные группы [1, 3, 4, 7, 8, 9]:

Износ, что является следствием взаимодействия шины с дорожным полотном, а скорость и манера вождения, погодные условия – сопутствующие факторы. Он может быть *естественным (равномерным)*, при котором допускается эксплуатация до второго видимого слоя брекера, *неравномерным (односторонним, пилообразным)*, вызванным неисправностью техники, что приводит к дополнительному трению при качении колеса либо связанным с высокой скоростью в виражах; *ускоренным агрессивным*, при котором резина протектора имеет многочисленные вырывы, что может быть вызвано крупностью фракции и твердостью материала подсыпки дорожного полотна, выбором шины с несоответствующей резиновой смесью протектора, проскальзыванием на твердой агрессивной поверхности.

Механические повреждения, которые являются следствием наезда на острые предметы, в том числе острые камни, скальные обломки, выбоины с жесткими краями и металлические предметы либо повреждения шины при перемещении, монтаже и по другим причинам. Это может быть *сквозной прокол или пробой протектора* с повреждением всех слоев шины, включая каркас и гермослой (обычный прокол ремонтопригоден по размеру, а пробой, вызванный наездом на острый предмет на высокой скорости, ведет к мгновенному разрыву шины и приводит ее в неремонтопригодное состояние); *порез с последующим отслоением*, когда после наезда на острый предмет пробивается резина протектора, но тросы каркаса и гермослой остаются неповрежденными, однако из-за дальнейшей езды развивается неремонтопригодная коррозия вдоль тросов брекера (ускоряется при нагреве резины); *сквозной порез боковины*, возникающий обычно в зонах погрузки от контакта со скальными обломками или падающими камнями (ремонтопригодность зависит от размера); *вздутия боковины с разрывом или без* из-за повреждения борта при монтаже или перемещении, проявляющиеся в деформациях и скрытых повреждениях посадочной резины (вплоть до металла) из-за нарушения технологии сборки (без стенда, без смазки) либо грубого контакта с вилами и крюками погрузочной техники (неремонтопригодно).

Тепловые разрушения, вызванные воздействием на резину высоких температур. **Это может быть *отслоение резины протектора из-за перегрева*** *(рис. 1)*, при котором резина необратимо теряет свойства (темнеет, становится липкой, появляется запах гари и сажа), а внутри массива образуется растущая при каждом обороте полость (при этом тросы обычно не оголяются, но резина между ними выгорает). Процесс чаще возникает на шинах передней оси (особенно новых) и вызван превышением параметров ТКВЧ, избыточной скоростью или несоответствием давления нагрузке; *поражение электрическим током; возгорание (внутреннее, наружное).* Повреждение является неремонтопригодным.



Рис. 1. Тепловое разрушение шины: отслоение резины в области протекторной части вследствие перегрева и развитие термического повреждения в поперечном направлении

Кроме того, выделяют повреждения, связанные с усталостью каркаса и брекера, проявляющиеся появлением на резине микротрещин, а также перегрузом/недокачкой, связанными с давлением воздуха в шине (рис. 2) [3, 4, 9].

Из всего вышесказанного можно сделать вывод, что естественный износ шин при эксплуатации неизбежен. Предотвратить ускоренный износ и продлить срок их службы можно, улучшив состояние дорог, чтобы их покрытие, а также уклоны и радиусы поворота соответствовали нормам. В научной литературе представлено множество работ, посвященных решению этой проблемы. Исследование факторов, влияющих на долговечность шин, проводилось такими авторами из Узбекистана и стран СНГ, как Абдуллаев Э.К., Бухин Б.Л., Горюнов С.В., Исраилов М.Э., Кульпин А.Г., Лебедев О.В., Рахимов Р.Х., Топалиди В.А., Шермухамедов А.А., Юсупов У.Б., а также авторами стран дальнего зарубежья, как Baker C.S., Bacon R.H., Segel L., Clark S.K., Verma M.K. и другими [1, 3, 7].

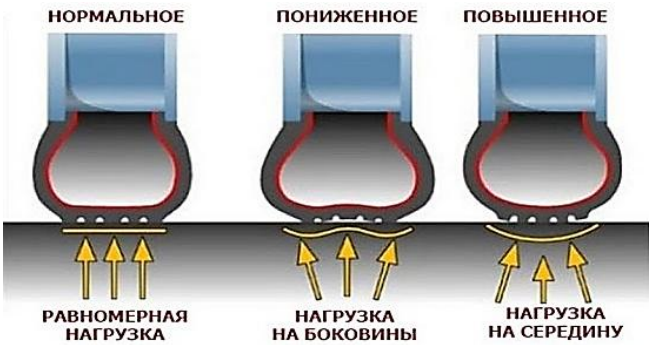


Рис. 2. Влияние нарушений норм давления воздуха в шинах на использование ресурса ходимости: *при нормальном давлении воздуха - ходимость 100% (равномерная нагрузка); при пониженном давлении - нагрузка на боковины, снижение ресурса на 30%; при повышенном давлении - нагрузка на середину, снижение ресурса на 20%*

Наличие или отсутствие механических повреждений на шинах во многом зависит от опыта водителей автосамосвалов и обслуживающего персонала – механиков и шиномонтажников.

Тепловые разрушения связаны непосредственно с условиями эксплуатации. Имеются рекомендации по их предотвращению, в том числе вышеперечисленных исследователей, однако они ограничиваются контролем давления и расчетом показателя тонно-километров в час (ТКВЧ).

ТКВЧ представляет собой комплексный критерий производительности шин и выражается в виде функции, зависящей от средней эксплуатационной скорости и средней рабочей нагрузки. Этот параметр рассчитывается для базовой температуры окружающего воздуха +38°С, а при отклонении от этого показателя значение показателя корректируется. Основное назначение ТКВЧ заключается в установлении оптимальных режимов работы карьерных автосамосвалов по критерию теплообразования, то есть он зависит от максимально разрешенной внутренней рабочей температуры шины [4, 9, 10].

Выделяют номинальный, базовый и фактический ТКВЧ. Под *номинальным* Tn понимается паспортное нормативное значение, устанавливаемое заводом-изготовителем по результатам стандартных испытаний для обеспечения безопасной эксплуатации.

Для отражения специфики конкретной рабочей площадки рассчитывается *базовый* показатель ТКВЧ Tp, определяемый по формуле:

$$Tp = Qm \cdot Vm, \text{ т·км/ч} \qquad (1)$$

где Qm – средняя эксплуатационная нагрузка на шину, которая рассчитывается как полусумма нагрузок, приходящихся на шину в груженом и порожнем состояниях карьерного самосвала, т; Vm – средняя скорость движения в рамках рабочего цикла, км/ч.

Определение *фактического* ТКВЧ Tf требует обязательного учета трех дополнительных эксплуатационных факторов. При протяженности транспортных маршрутов свыше 5 км вводится корректирующий коэффициент K_1 (табл. 1).

Таблица 1

Зависимость коэффициента K_1 от протяженности маршрута цикла L, км

L, км	K_1	L, км	K_1	L, км	K_1	L, км	K_1	L, км	K_1
1		11	1,13	21	1,19	31	1,21	41	1,23
2		12	1,14	22	1,19	32	1,21	42	1,23
3		13	1,15	23	1,20	33	1,22	43	1,23
4		14	1,16	24	1,20	34	1,22	44	1,23
5	1,00	15	1,16	25	1,20	35	1,22	45	1,23
6	1,04	16	1,17	26	1,20	36	1,22	46	1,23
7	1,06	17	1,17	27	1,21	37	1,22	47	1,23
8	1,09	18	1,18	28	1,21	38	1,22	48	1,23
9	1,10	19	1,18	29	1,21	39	1,22	49	1,23
10	1,12	20	1,19	30	1,21	40	1,22	50	1,23

При температуре окружающего воздуха более 38°С вводится корректирующий коэффициент K_2. Он вычисляется по формуле:

$$K_2 = 1 / (1 – (0{,}4 \cdot (T_A – T_Б) / Vm)) \quad (2)$$

где T_A - температура воздуха, за которую принимается максимальная зафиксированная в тени температура в самый жаркий период, °С; $T_Б$ = 38°С - базовая температура, применяемая к базовому показателю ТКВЧ площадки.

Кроме того, для учета прочности горных пород, формирующих покрытие карьерных автодорог, применяются коэффициенты корректирования K_3. Для условий АО «Алмалыкский ГМК» данное значение составляет K_3=1,12; для АО «Qizilqumsement» - K_3=1,0; а для АО «Узбекуголь» - K_3=0,8 [11].

Таким образом, итоговый расчет фактического ТКВЧ производится по формуле:

$$Tf = Tp \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3, \text{ т·км/ч} \quad (3)$$

После проведения расчетов в случае, когда Tn > Tf, то есть паспортный показатель ТКВЧ шины превышает фактический ТКВЧ рабочей площадки, выбранная модель шины полностью пригодна для эксплуатации в текущих условиях. Если Tn < Tf, шина признается непригодной для использования на данном объекте.

Расчеты. В качестве примера для расчетов выбран автосамосвал БелАЗ 7547, который эксплуатируется в условиях карьера Горный АО «Qizilqumsement». Согласно паспортным данным, вес порожнего автосамосвала составляет 33 т, а груженого – 78 т, средняя скорость движения Vm=15км/ч. На нем используется 6 КГШ марки Techking 21.00R35 стандартного компаунда, ТКВЧ у которых 210 т·км/ч.

Согласно данным [12], в тени температура в самый жаркий период на карьере предприятия составляет T_A = +47 °С, а максимальная протяженность маршрута за один цикл L=20 км (горная масса транспортируется от карьера сланцев на расстояние до 10 километров в одну сторону).

Расчеты показали следующее:

а) при температурах от 40 до 44°С Tn > Tf (210 > 174,2-196,3): шины пригодны для эксплуатации;

б) при температуре 46°С Tf вплотную приближается к критическому паспортному лимиту шины Techking (209,7 ≈ 210): шина работает на пределе и подвергается риску перегрева;

в) при максимальной температуре 47°С Tn < Tf (210 < 217,1): шина непригодна для использования в пиковую жару без организационных мер (рис. 3).

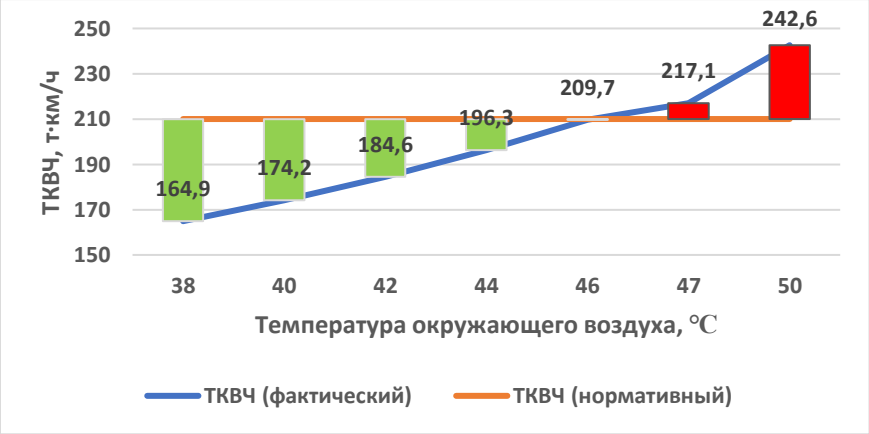


Рис. 3. Фактический ТКВЧ для шин Techking 21.00R35, используемых на автосамосвале БелАЗ-7547 в условиях АО «Qizilqumsement»

В таких случаях возможны следующие варианты решения проблемы:

- замена шин на теплостойкие этого же или другого бренда, но стоимость шин может быть в разы выше;
- снижение скорости, уменьшение полезного груза либо сокращение количества рейсов, но это ограничивает использование всех возможностей автосамосвала;
- применение технических решений по контролю или снижению температуры шин.

Обсуждение. Согласно обзору [3, 7, 13], превышение температуры воздуха внутри шины отметки 85°С считается критическим. Рост этого показателя до 110°С запускает термическое разложение (пиролиз) резиновой смеси с выделением взрывоопасных газов - водорода и метана, что вызывает резкий скачок давления и создает угрозу взрыва.

При этом в научной среде нет единого мнения о предельном нагреве элементов каркаса. Часть авторов [14, 15] заявляет, что установившаяся температура резинового корда должна оставаться в

пределах 100°C. Другие исследователи отмечают, что для модифицированных бескамерных шин опасным является нагрев до 110–120°C и выше [6, 16]. Дальнейшее термическое воздействие приводит к деструкции колеса из-за падения механической прочности кордовых нитей и ухудшения их связи с резиной.

Ниже рассмотрены технические решения данной проблемы.

1. Контроль температуры шин.

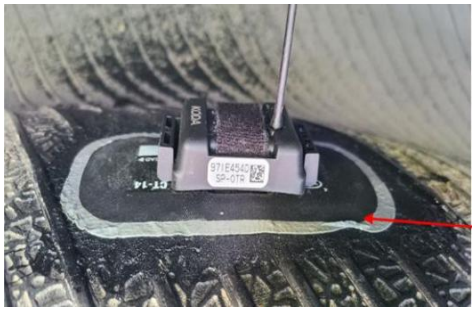
Для контроля температуры современным решением для карьерной техники являются автоматизированные системы контроля давления и температуры (СКДТ), обеспечивающие непрерывный мониторинг шин в процессе эксплуатации.

В основе работы СКДТ лежит циклический сбор и анализ данных. После включения зажигания система с заданным интервалом считывает показатели с датчиков и сравнивает их с нормативными значениями. В штатном режиме устройство работает как пассивный наблюдатель, выводя текущие параметры на экран. При фиксации опасных отклонений активируется звуковое или визуальное оповещение с указанием локализации проблемного колеса [3, 17].

Измерительные элементы систем делятся на два типа. Внешние датчики накручиваются на вентиль колеса (рис. 4а). Их программирование занимает около 15 минут, а монтаж на всю машину - не более 2 часов. Главное преимущество - высокая ремонтопригодность (замена при сбое занимает до 5 минут), однако они сильнее подвержены механическим воздействиям среды.



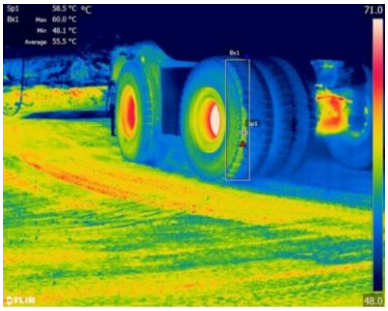
а



б

Рис. 4. Пример установки датчиков СКДТ: а – внешний датчик, накрученный на вентиль колеса; б – внутренний датчик, приклеенный пластырем внутрь шины

Внутренние датчики монтируются непосредственно внутрь шины (рис. 4б) с помощью специальных пластырей. Они надежно защищены от внешних факторов, но требуют проведения шиномонтажных работ, а их замена приводит к долгосрочной остановке техники.



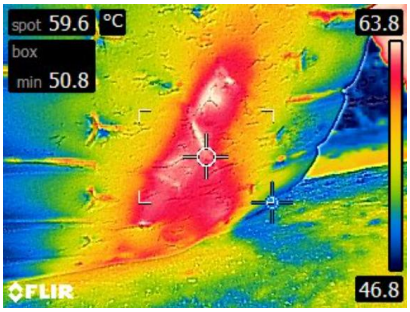
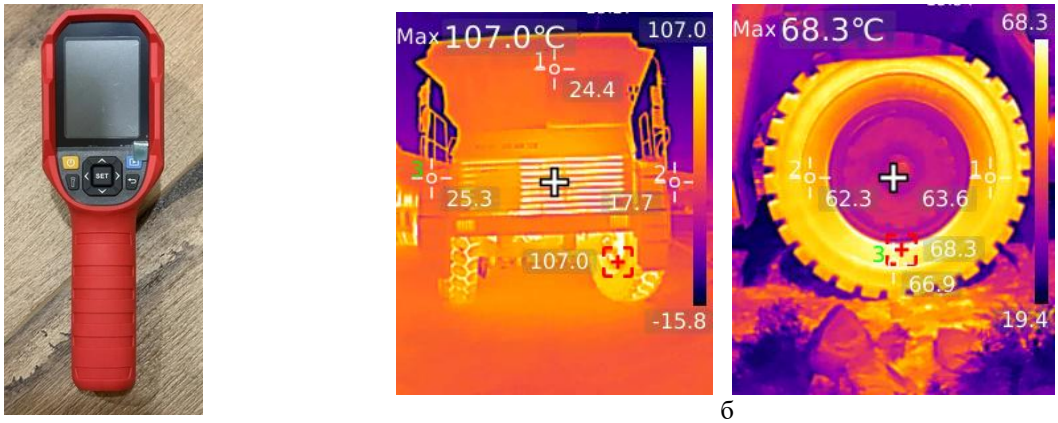


Рис. 5. Пример работы системы Pitcrew AI

Альтернативой является Pitcrew AI - система на базе тепловизионных камер FLIR и технологий искусственного интеллекта [18]. Использование ИИ-алгоритма, обученного на библиотеке ИК-изображений, позволяет выявлять дефекты на ранних стадиях, предотвращая отказы оборудования и аварии (рис. 5).

2. Применение охлаждающей ванны для шин.

Для изучения ситуации в реальных условиях карьеров АО «Qizilqumsement» проведены наблюдения за работой автосамосвалов БелАЗ-7547 и измерения температуры используемых в них КГШ Techking 21.00R35 при помощи показаний тепловизора UNI-T Uti260B (рис. 6а) [10].



а б

Рис. 6. Внешний вид тепловизора UNI-T Uti260B (а) и пример демонстрации показаний в инфракрасном диапазоне (б)

Измерения показали, что шины поливооросительной техники на базе БелАЗ-7547, внешне нагревались меньше на 7-10°С, чем КГШ такого же автосамосвала, транспортирующего горную породу. Обе машины покрывали одинаковое расстояние. Отличие было лишь в том, что у водовоза шины были мокрыми из-за полива.

Данное наблюдение позволило предположить, что так же, как нагрев из-за гистерезиса внутренних слоев резины шины может нагреть внешнюю часть (брекер, протектор), так и охлаждение наружной части шины водой может охладить внутренние слои и поддерживать общую температуру КГШ в допустимых пределах, не давая разогреваться выше критических значений. При этом кратковременный контакт нагретой шины с водой, у которой температура составляет 20–25°С, не приводит к критическим термическим напряжениям в материале шины.

Однако простой полив шин, когда вода попадает на металлические части колеса, может привести к коррозии материала. Также нежелательно попадание холодной воды на перегретые металлические части тормозной системы, что может вызвать напряжения и трещины в них.

Для решения поставленной задачи предлагается сконструировать систему водяного охлаждения КГШ самосвалов, основой которой является проездная охлаждающая ванна в виде канала с трапецеидальным поперечным сечением и наклонными боковыми стенками (рис. 7). Применение данного профиля позволяет снизить объем охлаждающей жидкости, уменьшить гидродинамические возмущения при проезде самосвала и повысить устойчивость конструкции.

Для вычисления объема воды необходимо определить параметры трапеции, лежащей у основания ванны, – длину (a) и ширину (b) прямоугольной площадки, глубину погружения шины в воду (h) и угол наклонной части для въезда и выезда автосамосвала (α). Первые три параметра напрямую зависят от габаритов самого автосамосвала и крупногабаритной шины.

По правилам безопасности, ширина проезжей части для технологического транспорта должна составлять не менее 1,5 ширины автосамосвала (ba/c). Соответственно, ширину площадки можно определить по формуле:

$$b = 1{,}5 \cdot ba/c, \text{ м} \qquad (4)$$

Длину нижней площадки (a) стоит рассчитывать из принципа, что колесо должно сделать минимум два полных оборота в воде, а глубина погружения (h) составлять высоту профиля шины и доходить до нижней отметки обода колеса, тогда:

$$h = (D\text{-}dоб) / 2, \text{ м} \qquad (5)$$

где D – наружный диаметр колеса (к примеру, для шин 21.00R35 он составляет 2,05 м);

dоб - посадочный диаметр обода (35 дюймов ≈ 0,889 м).

Чтобы найти длину прямоугольной площадки (a) нужно длину окружности шины (Lш) увеличить в два раза:

$$a = 2 \cdot Lш = 2 \cdot \pi \cdot D, \text{ м} \qquad (6)$$

Наиболее агрессивное воздействие на резину оказывает движение на продольных уклонах крутизной более 8% [3, 4], поэтому желательно принимать α = 8%.

Для нахождения длины водной поверхности, то есть большего основания трапеции (A), необходимо рассчитать длину горизонтальной проекции одного пандуса (x). Это можно сделать, воспользовавшись формулой:

$$x = 100 \cdot h / \alpha, \text{ м} \qquad (7)$$

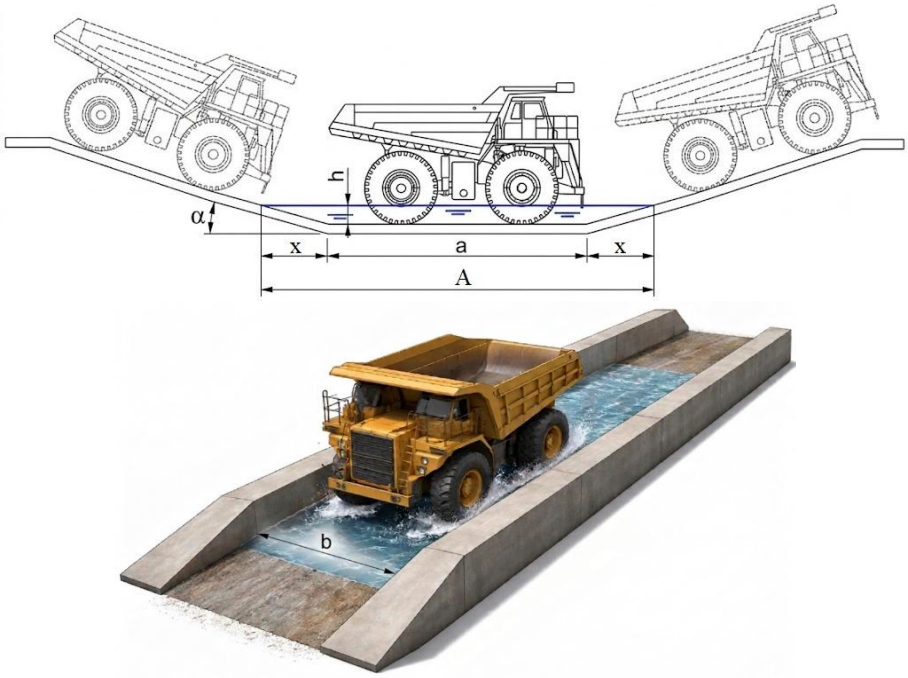


Рис. 7. Чертеж охлаждающей ванны в поперечном разрезе и ее 3D-модель

Таким образом, длина большего основания трапеции:

$$A = 2x + a, \text{ м} \quad (8)$$

Объем ванны с охлаждающей жидкостью можно найти по формуле:

$$V = S_{трап} \cdot b = ((A + a) / 2) \cdot h \cdot b, \text{ м}^3 \quad (9)$$

Общую площадь внешней поверхности шины ($S_{полн}$) приближенно можно рассчитать по формуле полого цилиндра, суммировав площадь протектора ($S_{прот}$) и двух боковин ($S_{бок}$):

$$S_{полн} = S_{прот} + 2 \cdot S_{бок}, \text{ м}^2 \quad (10)$$

Из-за проезда по охлаждающей ванне автосамосвалов с нагретыми шинами и воздействия тепла окружающей среды вода в ней постепенно нагревается. Для поддержания температуры жидкости в заданном интервале необходимо ее охлаждать. С этой задачей может справиться промышленная холодильная установка – чиллер. При этом оборудование должно быть сертифицировано под тропический климат (класс Т3), использовать стойкий фреон, а также работать в паре с внешним разборным пластинчатым теплообменником, чтобы грязная карьерная вода из ванны не забила внутренности самого чиллера.

Принципиальная схема технологического процесса может состоять из двух изолированных друг от друга контуров, теплообмен между которыми происходит в промежуточном узле (рис. 8). В первом контуре (холодильном) чиллер с воздушным охлаждением генерирует холод и сбрасывает избыточное тепло в атмосферу с помощью встроенных вентиляторов. Охлажденный чистый теплоноситель, такой как вода или раствор гликоля, направляется в разборный пластинчатый теплообменник (РПТО). Пройдя через пакет пластин и отобрав тепло от технологического контура, этот чистый теплоноситель возвращается обратно в чиллер для повторного цикла.

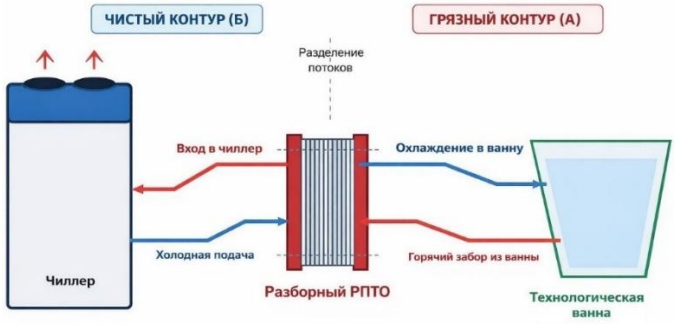


Рис. 8. Двухконтурная система охлаждающей ванны для КГШ с чиллером и пластинчатым теплообменником (РПТО)

Во втором контуре (технологическом) оборотная вода из ванны, нагретая от контакта с крупногабаритными шинами самосвалов, забирается насосом и подается в тот же РПТО. Внутри теплообменника оборотная вода циркулирует по изолированным каналам параллельно первому контуру. Физического смешивания жидкостей не происходит, так как тепло передается исключительно через металлические пластины. Отдавшая свое тепло вода возвращается обратно в ванну для охлаждения шин.

Для обслуживания системы предусмотрены вспомогательные линии. Линия подпитки служит для автоматического восполнения потерь оборотной воды, а линия слива и дренажа используется для безопасного опорожнения гидравлической системы при проведении регламентных работ.

Для защиты воды от воздействия прямых солнечных лучей рекомендуется над охлаждающей ванной установить навес. Чтобы предотвратить разлив воды по бокам охлаждающей ванны можно устроить бордюры. Для контроля уровня воды, которая может испаряться, необходимо проводить проверку по начерченной риске на бордюре раз в смену и пополнять резервуар при необходимости. Этот процесс можно автоматизировать.

Результаты. Максимально зафиксированная температура боковины КГШ по данным измерений в АО «Qizilqumsement» составила 68,3℃ при температуре окружающего воздуха 41,3℃ [10]. Хотя внутренние слои резины шины могут прогреться до 100-110℃, а воздух внутри них - до 85-90℃, и эти значения являются пороговыми, внешняя оболочка из-за толщины резинового слоя и постоянного обдува ветром при езде обычно на 10-15℃ ниже. Поэтому для расчетов можно принять температуру КГШ (Тш) 75℃.

С учетом этих допущений и при температуре окружающего воздуха (То) +47℃, а воды (Тв) 20-25℃ проведенный тепловой расчет показал, что при использовании охлаждающей проездной ванны объемом 82,2 м^3 и глубиной 0,58 м, что равно высоте профиля шины Techking 21.00R35, и проезде самосвала со скоростью 3–5 км/ч за 24,8 секунды контакта наружный слой резины КГШ эффективно остывает на 10,6℃, а вода в ванне нагревается всего на 0,04℃.

Выводы. Перегрев крупногабаритных шин карьерного автотранспорта является крайне актуальной проблемой в жарком аридном климате Узбекистана, так как он напрямую сокращает ресурс шин и ведет к аварийному простою техники, что отрицательно сказывается на экономических показателях горных предприятий.

Внедрение автоматизированных СКДТ позволяет в режиме реального времени отслеживать давление и температуру воздуха внутри КГШ, однако при перегреве единственное, что может сделать водитель автосамосвала, - это остановить транспортное средство и ждать, пока шина остынет естественным способом на открытом воздухе, что может занять длительное время, вплоть до нескольких часов.

Поэтому предлагаемое техническое решение может решить эту проблему. Несмотря на то, что резина - плохой проводник тепла и за время, которое самосвал едет через ванну, внутренняя часть шины, где температура достигает 100–110℃, остыть не успеет, но температура наружного слоя, который непосредственно контактирует с водой, снизится на 10-11℃. Это соответствует результатам наблюдений, выполненных в АО «Qizilqumsement», и выявленной разнице температур между сухими и мокрыми шинами. При дальнейшем движении вода, испаряющаяся с поверхности мокрой шины, будет дополнительно отводить тепло в окружающую среду, а тепло из внутренних слоев постепенно станет передаваться наружу, обеспечивая снижение общей температуры шины. Циклическое повторение такого охлаждения при каждом проезде через ванну позволит предотвратить нагрев КГШ до критических температур.

KON AVTOAG‘DARGICHLARINING KATTA O‘LCHAMLI SHINALARIDA ISSIQLIK YEMIRILISHINING OLDINI OLISH USULI

[1]Istablayev F.F.,[2]Ataqulov L.N.

[1]O‘zbekiston Respublikasi Fanlar akademiyasining Navoiy bo‘limi, Navoiy, O‘zbekiston.
[2]Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, Navoiy, O‘zbekiston.

ANNOTATSIYA Maqolada issiq arid iqlim sharoitida ekspluatatsiya qilinadigan kon avtoag‘dargichlarining katta o‘lchamli shinalarida issiqlik yemirilishi muammosi ko‘rib chiqilgan. Shinalarning ishdan chiqishining asosiy sabablari, jumladan yeyilish, mexanik shikastlanishlar va issiqlik yemirilishi tahlil qilingan, shuningdek, shinalar ichidagi havo bosimi va haroratini nazorat qilish hamda tonna-kilometr-soat (TKS) ko‘rsatkichini hisoblashga asoslangan qizib ketishning oldini olish bo‘yicha mavjud yondashuvlar ko‘rib chiqilgan. «Qizilqumsement»

AJ karyeri sharoitida BelAZ-7547 kon avtoag‘dargichi ekspluatatsiyasi misolida atrof-muhit havosining turli haroratlarida TKS ko‘rsatkichining haqiqiy qiymati baholanib, yoz mavsumida ruxsat etilgan issiqlik rejimidan oshib ketish ehtimoli aniqlangan. Natur kuzatuvlari va termovizion o‘lchovlar natijalari asosida katta o‘lchamli shinalarning maxsus suvli vanna orqali davriy sovitilishiga asoslangan qizib ketishining oldini olish usuli taklif etilgan. Sovitish vannasining konstruksiyasi ishlab chiqilgan, uning asosiy geometrik parametrlari va hajmini aniqlash uchun bog‘lanishlar keltirilgan, shuningdek, chiller va plastinkali issiqlik almashtirgichdan foydalangan holda ikki konturli sovitish tizimi taklif etilgan. Issiqlik hisoblari natijalari taklif etilgan texnik yechimni qo‘llash shinaning tashqi qatlami haroratini pasaytirishini, bu esa kritik haroratlarga erishilishining oldini olish va kon avtoag‘dargichlarining katta o‘lchamli shinalari ekspluatatsion ishonchliligini oshirishga xizmat qilishini ko‘rsatdi.

KALIT SO‘ZLAR kon avtoag‘dargichi, katta o‘lchamli shinalar, issiqlik yemirilishi, qizib ketish, issiqlik rejimi, TKS, sovitish vannasi, termovizion nazorat, ishonchlilik.

A METHOD FOR PREVENTING THERMAL DEGRADATION OF LARGE-SIZE TYRES OF MINING DUMP TRUCKS

[1]Istablaev F.F.,[2]Atakulov L.N.

[1]Navoi Branch of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, Navoi, Uzbekistan.
[2]Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan.

ABSTRACT This paper addresses the problem of thermal degradation of large-size tyres of mining dump trucks operating under hot arid climatic conditions. The main causes of tyre failure, including wear, mechanical damage, and thermal degradation, are analysed. Existing approaches to preventing tyre overheating based on monitoring the air pressure and air temperature inside the tyres, as well as calculating the Ton-Kilometres per Hour (TKPH) index, are also reviewed. Using the operation of a BelAZ-7547 mining dump truck at the Qizilqumsement JSC quarry as a case study, the actual TKPH value was evaluated under different ambient air temperatures, demonstrating the possibility of exceeding the permissible thermal operating conditions during the summer period. Based on the results of field observations and thermal imaging measurements, a method for preventing overheating of large-size tyres is proposed. The method is based on periodically cooling the tyres as the dump truck passes through a specially designed water cooling bath. The design of the cooling bath was developed, relationships for determining its main geometric parameters and volume were established, and a dual-circuit cooling system employing a chiller and a plate heat exchanger was proposed. The results of the thermal calculations showed that the proposed technical solution reduces the temperature of the outer tyre layer, thereby preventing the tyres from reaching critical operating temperatures and improving the operational reliability of large-size tyres of mining dump trucks.

KEYWORDS mining dump truck, large-size tyres, thermal degradation, overheating, thermal operating conditions, TKPH, cooling bath, thermal imaging, reliability.

REFERENCES

1. Истаблаев Ф.Ф., Атакулов Л.Н. Обзор и анализ факторов перегрева крупногабаритных шин // Горные машины и технологии. – 2025. – №2 (12). – С. 21-28. https://doi.org/10.5281/zenodo.15744338.
2. Топалиди В.А., Юсупов У.Б. Износостойкость шин специализированного автотранспорта в карьерных условиях. Монография. Т.: Изд-во «Avtomsan», 2021. С. 132.
3. Исраилов М.Э. Совершенствование методики расчета фактического показателя ТКВЧ крупногабаритных шин: Дис. канд. техн. наук. – Ташкент, 2025 – 110с.
4. Юсупов У.Б. Методология прогнозирования ресурса шин автотранспорта в карьерных условиях: Дис. д-ра техн. наук. – Ташкент, 2024 – 198с.

5. Абдуллаев Э.К., Махараткин П.Н., Кошкина Е.П., Пумпур Е.В. Экспериментальные исследования зависимости влияния температуры шины на ее свойства // Горная промышленность. 2019. №3 (145). С. 98–99. http://dx.doi.org/10.30686/1609-9192-2019-3-145-98-99.

6. Кульпин А.Г., Стенин Д.В., Кульпина Е.Е. Исследование потока отказов крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2017. № 6, с.162-167.

7. Горюнов С.В. Разработка методики прогнозирования долговечности крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов: Дис. канд. техн. наук. – Кемерово, 2021 – 124с.

8. Истаблаев Ф.Ф., Атакулов Л.Н., Хайдаров Ш.Б. Обзор и анализ методов ремонта крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов // Цифровые технологии в промышленности. – 2025. – Vol. 3, № 2. – С. 81-90. https://doi.org/10.70769/3030-3214.SRT.3.2.2025.15.

9. Положение о порядке учета, движения и эксплуатации крупногабаритных шин горнотранспортного оборудования подразделений АО «НГМК» : утв. приказом АО «НГМК» от 09.08.2024 г. № 538. — Навои, 2024. — 35 с.

10. Истаблаев Ф.Ф., Атакулов Л.Н., Жураев А.Ш. Исследование температурных режимов крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов и анализ причин их преждевременного отказа в условиях горнодобывающих предприятий Узбекистана // Цифровые технологии в промышленности. – 2026. – Vol. 4, № 3. https://doi.org/10.70769/3030-3214.SRT.4.3.2026.3.

11. Юсупов У., Нарзиев Ж., Зафаров К. Особенности эксплуатации крупногабаритных шин для технологического транспорта // Oriental journal of technology and engineering. – 2022. – Vol 2. – P. 20-29. https://doi.org/10.37547/supsci-ojte-01-01-04.

12. АО «Кизилкумцемент» // Узстройматериалы : сайт]. [Б. г.]. URL: https://uzsm.uz/ru/about/organizations/ao-kizilkumtsement/ (дата обращения: 24.07.2026).

13. Руководство по эксплуатации карьерных и индустриальных шин радиальной и диагональной конструкции : РЭ ГИУЛ 22.07-2024 : актуализировано к версии 2022 года / ОАО «Белшина». — Бобруйск, 2024. — 49 с.

14. Умирзоков А.М., Саибов А.А., Джобиров Ф.И., Абаев А.Х., Бердиев А.Л. Классификация факторов, влияющих на пробег шин в условиях высокогорных карьеров // Политехнический вестник. Серия: Инженерные исследования. 2018. № 3 (43). С. 44–51.

15. Grinchuk P. S., Fisenko S. P. Heat exchange with air and temperature profile of a moving oversize tire // Journal of Engineering Physics and Thermophysics. – 2016. - Vol. 89, No. 6. – P. 1369-1373. DOI 10.1007/s10891-016-1503-8.

16. Боханцев Т.Ф., Подгорный А.И. Проблемы ходимости шин: влияние температуры, качества, веса и давления на эксплуатационные характеристики // Вестник науки. – 2024. – Т. 2, №11 (80). – С. 1187-1191.

17. Истаблаев Ф.Ф., Атакулов Л.Н., Мадатов Т.А. Обзор и анализ методов контроля температурного режима эксплуатации крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов // Development of science. – 2025. – Vol. 1, № 6. – С. 9-20.

18. Оборудование тепловой визуализации от компании FLIR для проведения автономной проверки промышленной, горнодобывающей и карьерной техники в Австралии // ИТЦ «Авикон» : [сайт]. [Б. г.]. URL: https://itc-avikon.ru/materials/oborudovanie-teplovoj-vizualizaczii-ot-kompanii-flir-dlya-provedeniya-avtonomnoj-proverki-promyshlennoj-gornodobyvayushhej-i-karernoj-tehniki-v-avstralii/ (дата обращения: 27.08.2025).

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Istablaev Fevzi Feratovich — Senior Researcher of the Department of Mechanical Engineering, Instrumentation and Automation; Navoi Branch of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, 210100, Navoi, M. Tarobiy Str., 44a Uzbekistan. E-mail: fevzi_xkm@mail.ru
ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-2808-6566

Atakulov Lazizjon Nematovich — Doctor of Technical Sciences (DSc), Professor, Head of the Department of Mining Electromechanics, Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: Laziz218@mail.ru
ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-3561-8850

BIR CHO‘MICHLI EKSKAVATORLAR PO‘LAT SIM ARQONLARINI DOIMIY MOYLASH TIZIMINI ISHLAB CHIQISHNI ILMIY ASOSLASH

Haydarov Sh.B., Xamzayev A.A., Usmonov M.Z.
Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, Navoiy, O‘zbekiston.

Doi: 10.5281/zenodo.23663393

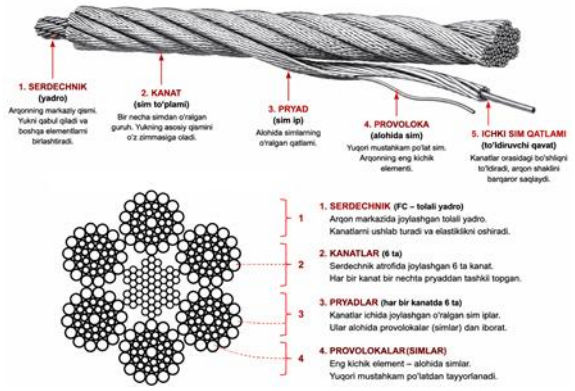
ANNOTATSIYA Mazkur maqolada EKG-10 turidagi bir cho‘michli karyer ekskavatorlarida qo‘llaniladigan ko‘tarish po‘lat sim arqonlarining ishlash sharoiti, ishqalanish jarayonlari va yeyilish intensivligi tahlil qilingan. Ekspluatatsiya jarayonida po‘lat sim arqonlar yuqori tortish kuchlari, dinamik yuklanishlar, tashqi muhit ta’siri hamda yetarli moylanmaslik natijasida tez yeyilishi aniqlangan. Ayniqsa, ko‘tarish bloklari va bosh shkivlar orqali harakatlanish vaqtida simlar orasida ichki ishqalanish kuchlari ortishi natijasida mahalliy qizish, metall charchashi va sim tolalarining uzilishi sodir bo‘lishi kuzatildi. Tadqiqot davomida po‘lat sim arqonlarni moylashning to‘rt xil holati, yangi moylangan, kam moylangan, moylanmagan va davriy ravishda tomchilatib moylanadigan holatlari qiyosiy tahlil qilindi. SolidWorks Simulation dasturi yordamida arqonda hosil bo‘ladigan kuchlanishlar, kontakt bosimi, ishqalanish koeffitsiyenti va yeyilish zonalari raqamli modellashtirildi. Tahlil natijalariga ko‘ra, moylanmagan holatda ishqalanish koeffitsiyenti 0,25 gacha oshishi, yeyilish intensivligi esa 3–4 barobar ortishi aniqlandi. Davriy tomchilatib moylash usuli qo‘llanilganda esa ishqalanish koeffitsiyenti 50–60 % ga kamayishi, yeyilish jarayonining sezilarli pasayishi hamda arqon xizmat muddatining 40–70 % gacha uzayishi kuzatildi. Shuningdek, maqolada ko‘tarish arqonlari uchun avtomatik tomchilatib moylash tizimining konstruktiv sxemasi taklif qilinib, uning ishlash prinsipi, texnik parametrlari va ekspluatatsion samaradorligi baholandi. Olingan natijalar asosida doimiy moylash tizimini joriy etish ekskavatorning ishonchliligi, texnik tayyorgarlik koeffitsiyenti va umumiy ish unumdorligini oshirishga xizmat qilishi ilmiy jihatdan asoslab berilgan.

KALIT SO‘ZLAR Po‘lat sim arqon, moylash tizimi, tomchilatib moylash, ishqalanish, yeyilish, kontakt bosimi, kuchlanish, raqamli modellashtirish, ekspluatatsion ishonchlilik, texnik xizmat ko‘rsatish.

Kirish.

Konchilik sanoatida qo‘llaniladigan bir cho‘michli karyer ekskavatorlari yuqori yuklanish va og‘ir ekspluatatsiya sharoitida ishlaydigan murakkab texnik tizimlardan biri hisoblanadi. Bunday ekskavatorlarning asosiy ishchi mexanizmlarida ko‘tarish, bosim va tortish harakatlarini amalga oshirish uchun po‘lat sim arqonlar keng qo‘llaniladi. Ayniqsa, EKG-10 turidagi ekskavatorlarda ko‘tarish trosi cho‘michni ko‘tarish va tushirish jarayonida doimiy dinamik yuklanish ta’sirida ishlaydi. Po‘lat sim arqonlarning ishonchli ishlashi ekskavatorning umumiy unumdorligi, xavfsizligi va xizmat muddatiga bevosita ta’sir ko‘rsatadi [5].

Ekspluatatsiya jarayonida po‘lat sim arqonlarda tortish kuchi, egilish kuchlanishi, kontakt bosimi va ichki ishqalanish jarayonlari yuzaga keladi. Arqon shkiv va bloklar orqali harakatlangan vaqtda tashqi sim qatlamlari hamda ichki tolalar o‘rtasida nisbiy siljish hosil bo‘ladi. Bu esa metall charchashi, qizish, simlarning mikroyorilishi va yeyilish jarayonlarini tezlashtiradi. Ayniqsa, moylash yetarli darajada amalga oshirilmagan holatlarda ishqalanish koeffitsiyenti keskin ortib, arqonning xizmat muddati sezilarli darajada qisqaradi.



1-rasm. Po‘lat sim arqonning konstruksiyasi va ko‘ndalang kesimi ko‘rinishi

Mavjud ekspluatatsiya amaliyotida ko‘p hollarda po‘lat sim arqonlar qo‘lda yoki davriy ravishda moylanadi. Bunday usulda moylash bir tekis taqsimlanmasligi, inson omiliga bog‘liqligi va moyning ishchi zonaga to‘liq yetmasligi sababli samaradorlik past bo‘ladi. Natijada simlar orasida quruq ishqalanish zonalari hosil bo‘lib, ichki yeyilish jadallashadi. Shu bilan birga, ortiqcha moylash ham chang va abraziv zarrachalarning yopishishiga sabab

bo‘lib, aksincha yeyilishni kuchaytirishi mumkin [7-8].

So‘nggi yillarda og‘ir kon texnikasi elementlarini tahlil qilishda raqamli modellashtirish va chekli elementlar usuli (Finite Element Analysis — FEA) keng qo‘llanilmoqda. SolidWorks Simulation dasturi yordamida po‘lat sim arqonlarda hosil bo‘ladigan kuchlanishlar, kontakt bosimi, ishqalanish kuchlari va yeyilish zonalarini aniqlash imkoniyati mavjud. Bu esa real ekspluatatsiya sharoitida konstruksiyaning ishonchliligini baholash va optimal texnik yechimlarni ishlab chiqishga xizmat qiladi.

Mavzu bo‘yicha olib borilgan tadqiqotlar tahlili shuni ko‘rsatadiki, aksariyat ilmiy ishlar po‘lat sim arqonlarning mustahkamligi va uzilish sabablarini o‘rganishga bag‘ishlangan bo‘lib, doimiy tomchilatib moylash tizimining ekspluatatsion samaradorligi yetarlicha kompleks tahlil qilinmagan. Ayniqsa, ekskavator ko‘tarish troslarida moylash intensivligi, ishqalanish koeffitsiyenti va yeyilish jarayonlari o‘rtasidagi o‘zaro bog‘liqlikni raqamli modellashtirish asosida baholash masalasi dolzarb ilmiy muammolardan biri hisoblanadi [1-3].

Shu munosabat bilan mazkur tadqiqotning asosiy maqsadi EKG-10 ekskavatori ko‘tarish po‘lat sim arqonlari uchun doimiy tomchilatib moylash tizimini ishlab chiqishni ilmiy asoslash, moylash rejimlarining arqon ishonchliligi va xizmat muddatiga ta’sirini SolidWorks Simulation dasturi yordamida tahlil qilishdan iborat. Tadqiqot natijalari asosida optimal moylash rejimi va konstruktiv yechimlarni ishlab chiqish hamda ekskavator ekspluatatsiya samaradorligini oshirish imkoniyatlari baholanadi.

Adabiyotlar tahlili.

Po‘lat sim arqonlarning ishonchliligi va xizmat muddatini oshirish masalalari konchilik va og‘ir mashinasozlik sohasidagi muhim ilmiy yo‘nalishlardan biri hisoblanadi. Ayniqsa, karyer ekskavatorlarida qo‘llaniladigan ko‘tarish troslari yuqori dinamik yuklanishlar, takroriy egilishlar va tashqi muhit ta’siri ostida ishlashi sababli ularning yeyilish jarayonlari ko‘plab tadqiqotlarda o‘rganilgan.

Mavjud ilmiy adabiyotlarda po‘lat sim arqonlarda asosiy buzilish sabablari sifatida ichki ishqalanish, metall charchashi, kontakt bosimi va korrozion yeyilish jarayonlari keltirilgan [1–3]. Tadqiqotchilarning fikriga ko‘ra, arqon shkivlar orqali harakatlangan vaqtda tashqi va ichki sim qatlamlari orasida nisbiy siljish yuzaga keladi. Bu esa simlar o‘rtasida mahalliy qizish va ishqalanish koeffitsiyentining ortishiga olib keladi [4].

Bir qator olimlar tomonidan olib borilgan tadqiqotlarda po‘lat sim arqonlarning xizmat muddati moylash holatiga bevosita bog‘liq ekani ta’kidlangan [5–7]. Xususan, moylash yetarli bo‘lmagan holatda simlar orasida quruq ishqalanish hosil bo‘lib, yeyilish tezligi keskin ortishi aniqlangan. Shu bilan birga, ortiqcha moylash ham tashqi muhitdagi chang va abraziv zarrachalarning sim yuzasiga yopishishiga sabab bo‘lishi qayd etilgan [8].

Adabiyotlarda po‘lat sim arqonlarni moylashning turli usullari — qo‘lda moylash, bosim ostida moylash va avtomatik tomchilatib moylash tizimlari tahlil qilingan [9]. Tahlillar shuni ko‘rsatadiki, avtomatik tomchilatib moylash usuli moyning bir tekis taqsimlanishini ta’minlab, ishqalanish koeffitsiyentini sezilarli darajada kamaytiradi. Natijada simlar orasidagi kontakt bosimi pasayib, arqon xizmat muddati uzayadi [10].

So‘nggi yillarda po‘lat sim arqonlardagi kuchlanish va yeyilish jarayonlarini baholashda raqamli modellashtirish usullari keng qo‘llanilmoqda. Ayniqsa, SolidWorks Simulation, ANSYS va ABAQUS kabi muhandislik dasturlari yordamida arqonlarda hosil bo‘ladigan ekvivalent kuchlanish, kontakt bosimi va deformatsiyalarni aniqlash imkoniyati paydo bo‘ldi [11–13]. Ushbu dasturlar yordamida real ekspluatatsiya sharoitlariga yaqin muhitda raqamli tahlil o‘tkazish mumkin.

Tadqiqotlar natijalariga ko‘ra, po‘lat sim arqonlarda eng yuqori kuchlanishlar shkiv bilan kontakt zonasida hamda tashqi sim qatlamlarida hosil bo‘ladi [14]. Ayniqsa, moylanmagan holatlarda ishqalanish koeffitsiyenti 0,20–0,25 gacha oshishi, bu esa yeyilish intensivligining 3–4 barobar ortishiga sabab bo‘lishi qayd etilgan [16].

Shu bilan birga, mavjud tadqiqotlarda karyer ekskavatorlarining ko‘tarish troslari uchun doimiy tomchilatib moylash tizimining konstruktiv parametrlari, moy sarfi va uning ekspluatatsion samaradorligi yetarlicha kompleks o‘rganilmagan. Ayniqsa, moylash rejimlari bilan arqonda hosil bo‘ladigan kuchlanish va yeyilish jarayonlari o‘rtasidagi o‘zaro bog‘liqlikni SolidWorks Simulation muhitida baholash masalasi hali ham dolzarb bo‘lib qolmoqda.

Shu sababli mazkur tadqiqotda EKG-10 ekskavatori ko‘tarish po‘lat sim arqonlari uchun doimiy tomchilatib moylash tizimining ishlash samaradorligi raqamli modellashtirish asosida tahlil qilinib, uning yeyilish jarayonlariga ta’siri ilmiy jihatdan baholanadi.

Materiallar va metodlar.

Mazkur tadqiqotda EKG-10 ekskavatorining ko‘tarish mexanizmida qo‘llaniladigan po‘lat sim arqonlar uchun doimiy tomchilatib moylash tizimining samaradorligi nazariy hisoblashlar, raqamli modellashtirish va SolidWorks Simulation muhitidagi sonli tahlillar asosida baholandi. Tadqiqot jarayonida arqonda hosil bo‘ladigan tortish kuchlari, ishqalanish koeffitsiyenti, kontakt bosimi, yeyilish intensivligi va xizmat muddati o‘zgarishi kompleks ravishda tahlil qilindi.

Tadqiqot obyekti sifatida EKG-10 ekskavatorining ko‘tarish mexanizmida qo‘llaniladigan GOST 2688–80 standarti bo‘yicha

tayyorlangan 6×36+7FC konstruksiyali po‘lat sim arqon qabul qilindi.

1-jadval

Po‘lat sim arqonning asosiy parametrlari

Ko‘rsatkich	Qiymat
Arqon diametri	42 mm
Konstruksiyasi	6×36 + 7FC
Mustahkamlik chegarasi	1770 MPa
Elastiklik moduli	$2{,}1\times10^5$ MPa
Shkiv diametri	1850 mm
Ekskavator turi	EKG-10

Ko‘tarish mexanizmidagi po‘lat sim arqonida hosil bo‘ladigan asosiy tortish kuchi quyidagi (1) formula orqali aniqlandi:

$$F = \frac{Q \cdot k_d}{n} \quad (1)$$

bu yerda: F — po‘lat sim arqondagi tortish kuchi, N;

Q — ko‘tarilayotgan yuk og‘irligi, N;

k_d — dinamik koeffitsiyent;

n — po‘lat sim arqon tarmoqlari soni.

Hisoblashlarda (1) ifodadagi asosiy parametrlari qiymatlarini Q=980 000 N, kd=1,2, n=2 qabul qilamiz. Natijada esa (1) ifodaning qiymati quyidagicha bo‘ladi.

$$F = \frac{980\,000 \cdot 1.2}{2} = 588\,000 = 588\ kN$$

Demak, har bir ko‘tarish trosida o‘rtacha 588 kN tortish kuchi hosil bo‘lishi aniqlandi.

Po‘lat sim arqon va shkiv orasidagi ishqalanish kuchi quyidagi (2) formula orqali hisoblandi:

$$F_i = \mu \cdot N \quad (2)$$

bu yerda: F_i — ishqalanish kuchi, kN;

μ — ishqalanish koeffitsiyenti;

N — normal bosim kuchi, F=N, kN.

2-jadval

Moylash holatiga qarab ishqalanish koeffitsiyenti

Holat	Ishqalanish koeffitsiyenti
Yangi moylangan	0,08
Kam moylangan	0,15
Moylanmagan	0,25
Tomchilatib moylangan	0,09

588 kN yuklanish uchun ishqalanish kuchlari quyidagicha aniqlandi.

Moylanmagan holat:

$$\boldsymbol{F_i = \mu \cdot N = 0.25 \cdot 588 = 147\ kN}$$

Tomchilatib moylangan holat:

$$\boldsymbol{F_i = \mu \cdot N = 0.09 \cdot 588 = 52.9\ kN}$$

Natijalarga ko‘ra, tomchilatib moylash ishqalanish kuchini taxminan 64–65 % ga kamaytirishi aniqlandi.

Po‘lat sim arqondagi yeyilish intensivligini Archard modeli asosida quyidagi (3) ifoda orqali baholanadi:

$$V = k \cdot \frac{W \cdot L}{H} \quad (3)$$

bu yerda: V — yeyilish hajmi;

k — yeyilish koeffitsiyenti;

W — normal yuk, W=588 kN;

L — sirpanish yo‘li, L=1200 mm;

H — material qattiqligi, H=2100 MPa.

Tahlil natijalariga ko‘ra, moylanmagan holatda yeyilish: 0,22–0,25 mm, tomchilatib moylangan holatda: 0,06–0,09 mm atrofida bo‘lishi aniqlandi. Bu esa yeyilish intensivligi 3–4 barobar kamayishini ko‘rsatdi.

Tomchilatib moylash tizimi parametrlarini, ya’ni moy sarfi quyidagi (4) formula orqali aniqlandi:

$$Q = q \cdot t \quad (4)$$

bu yerda: Q — umumiy moy sarfi;

q — vaqt birligidagi sarf;

t — ish vaqti.

Hisoblashlarga ko‘ra, 1 bosh shkiv uchun 18–22 tomchi/daqiqa, 1 soatda 45–60 ml va 1 smenada 0,35–0,45 litr moy sarfi optimal deb topildi.

Raqamli modellashtirish SolidWorks Simulation muhitida amalga oshirildi. Tahlil jarayonida:

- po‘lat sim arqon;
- bosh shkiv;
- kontakt zonalari;
- ishqalanish koeffitsiyentlari;
- moylash holatlari

uch o‘lchamli model ko‘rinishida yaratildi.

Hisoblash to‘ri (mesh) kontakt zonalarida maydalashtirildi va quyidagi parametrlar baholandi:

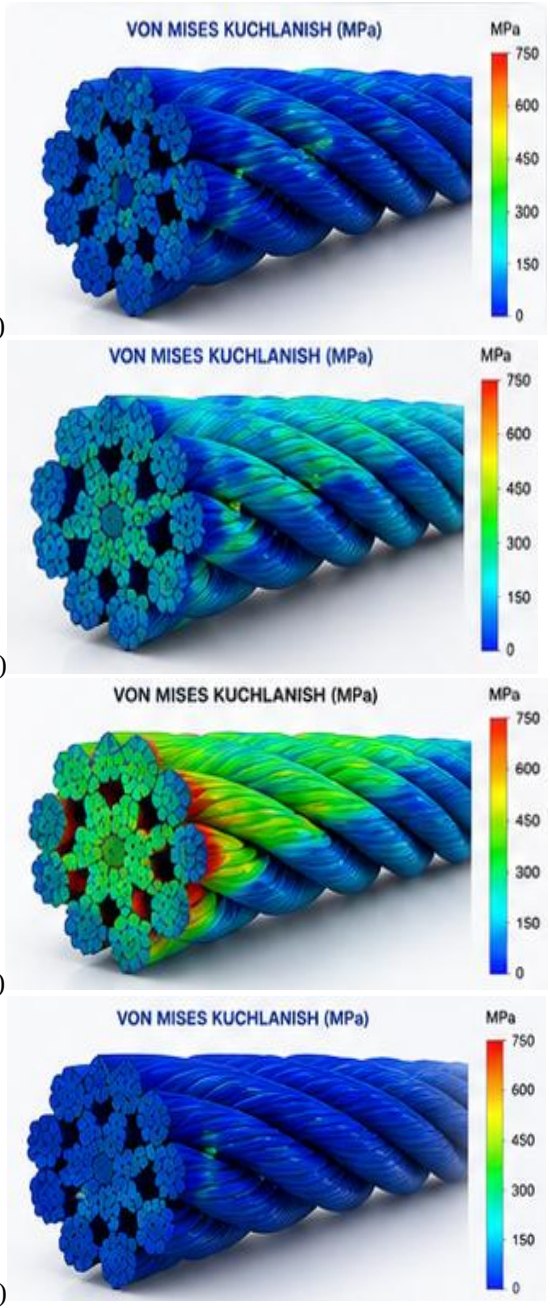
- ekvivalent kuchlanish (von Mises);
- kontakt bosimi;
- umumiy deformatsiya;
- ishqalanish zonalari;
- yeyilish intensivligi.

Tahlil natijalariga ko‘ra, doimiy tomchilatib moylash tizimi ishqalanish koeffitsiyentini 50–60 % ga, yeyilish intensivligini esa 3–4 barobargacha kamaytirishi mumkinligi aniqlandi.

Natijalar va natijalar muhokamasi.

Olib borilgan hisoblashlar va SolidWorks Simulation dasturidagi raqamli modellashtirish natijalari EKG-10 ekskavatori ko‘tarish po‘lat sim arqonida moylash holati ishqalanish, yeyilish, harorat va xizmat muddatiga sezilarli ta’sir ko‘rsatishini ko‘rsatdi.

Hisoblashlarga ko‘ra, har bir ko‘tarish trosiga ta’sir etuvchi o‘rtacha tortish kuchi 588 kN ni tashkil etdi. Ushbu yuklanish sharoitida moylanmagan holatda ishqalanish kuchi 147 kN gacha yetdi. Tomchilatib moylash qo‘llanilganda esa ishqalanish kuchi 52 kN atrofida bo‘lib, moylanmagan holatga nisbatan taxminan 64,6 % ga kamaydi. Bu olingan, 4 xil holatdagi SolidWorks Simulation dasturidagi natijalarni quyidagi 2-rasmda ko‘rsatilgan.



2-rasm. EKG-10 ekskavatori po‘lat sim arqonida hosil bo‘lgan kuchlarni SolidWorks Simulation dasturidagi olingan natijalari: *a) yangi holatdagi; b) kam moylangan; c) moylanmagan; d) davriy moylangan.*

Moylash holatiga qarab asosiy natijalar quyidagi 3-jadvalda ko‘rsatilgan.

Natijalardan ko‘rinib turibdiki, eng katta kuchlanish va yeyilish moylanmagan holatda kuzatildi. Bunda maksimal kuchlanish 480 MPa, yeyilish miqdori esa 0,25 mm ni tashkil etdi. Kam moylangan holatda ham kuchlanish 320 MPa gacha oshgani aniqlandi. Bu esa moylash yetarli bo‘lmagan holatda po‘lat sim arqonda ichki ishqalanish va kontakt bosimi ortishini ko‘rsatadi.

3-jadval.
Moylash holatiga qarab asosiy natijalar

Holat	Ishqa-lanish koeffit siyenti	Ishqa-lanish kuchi, kN	Kuch-lanish, MPa	Yeyi lish, mm	Har orat , °C
Yangi moylangan	0,08	47	210	0,05	48
Kam moylangan	0,15	88	320	0,12	71
Moylanmagan	0,25	147	480	0,25	96
Tomchilatib moylangan	0,09	52	225	0,07	52

Tomchilatib moylash tizimi qo‘llanilganda maksimal kuchlanish 225 MPa atrofida bo‘lib, moylanmagan holatga nisbatan 53,1 % ga kamaydi. Yeyilish miqdori esa 0,25 mm dan 0,07 mm gacha, ya’ni taxminan 72 % ga pasaydi. Harorat ham 96°C dan 52°C gacha kamayib, bu moy pardasi ishqalanish va qizishni barqarorlashtirishini ko‘rsatadi.

Taklif etilayotgan tomchilatib moylash tizimining samaradorligi quyidagi 4-jadvalda keltirilgan.

4-jadval.
Tomchilatib moylash tizimining samaradorligi

Ko‘rsatkich	Moylan-magan holat	Tomchilatib moylash	Samara-dorlik (%)
Ishqalanish kuchi	147 kN	52 kN	64,6 %
Kuchlanish	480 MPa	225 MPa	53,1 %
Yeyilish	0,25 mm	0,07 mm	72 %
Harorat	96°C	52°C	45,8 %
Xizmat muddati	6–8 oy	16–20 oy	2–2,5 marta oshdi

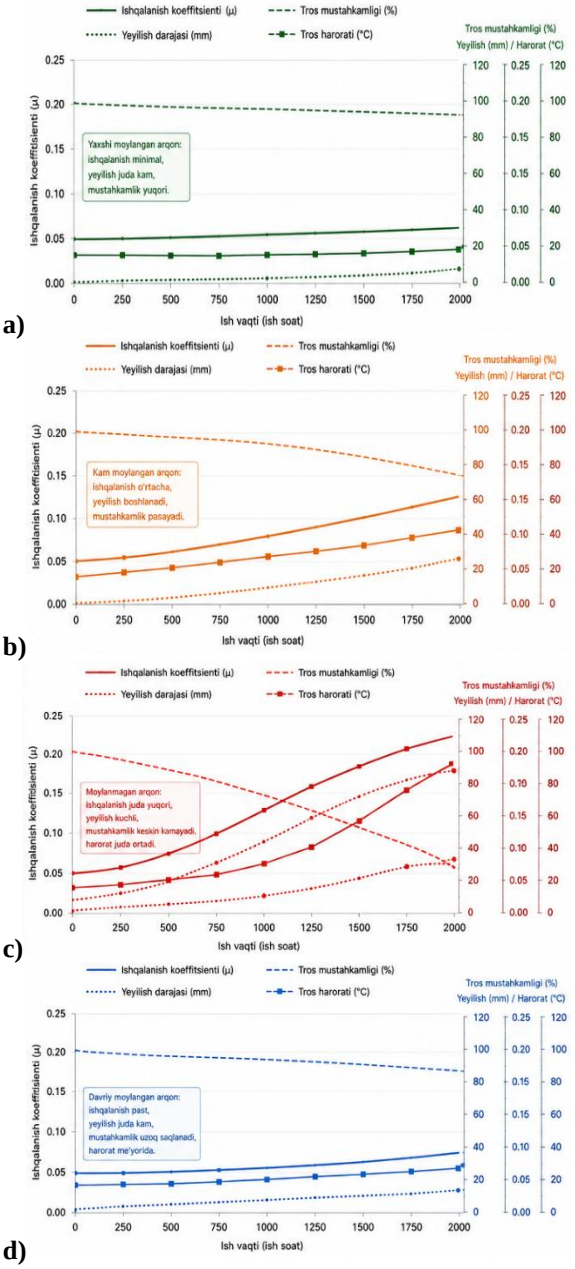
SolidWorks Simulation tahlili natijalariga ko‘ra, eng katta kuchlanishlar po‘lat sim arqonning shkiv bilan kontaktda bo‘ladigan tashqi sim qatlamlarida hosil bo‘ldi. Moylanmagan holatda kontakt zonasida kuchlanishlar lokal tarzda to‘planib, simlar orasida quruq ishqalanish kuchaydi. Tomchilatib moylash qo‘llanilganda esa moy qatlami kontakt zonasida himoya pardasi hosil qilib, yuklanishning nisbatan bir tekis taqsimlanishiga sharoit yaratdi.

Tahlillar asosida doimiy tomchilatib moylash tizimi uchun optimal sarf miqdori bir bosh shkiv uchun 18–22 tomchi/daqiqa, bir soatda 45–60 ml, bir smenada esa 0,35–0,45 litr deb baholandi. Bu miqdor ortiqcha moy sarfini oldini olib, po‘lat sim arqonda yetarli moy pardasini hosil qilish uchun maqbul hisoblanadi.

Umuman olganda, olingan natijalar tomchilatib moylash tizimi po‘lat sim arqonda ishqalanishni kamaytirishi, yeyilish intensivligini pasaytirishi va

ko‘tarish mexanizmining ekspluatatsion ishonchliligini oshirishini ko‘rsatdi.

Olib borilgan tadqiqot natijalari EKG-10 ekskavatori ko‘tarish po‘lat sim arqonlarining ishonchli ishlashi ko‘p jihatdan moylash holatiga bog‘liq ekanligini ko‘rsatdi. Hisoblashlar va SolidWorks Simulation muhitidagi raqamli tahlillar asosida aniqlandiki, moylash yetarli bo‘lmagan holatlarda simlar orasidagi ichki ishqalanish keskin ortib, kontakt bosimi va lokal kuchlanishlar yuqori qiymatlarga yetadi. Quyidagi 3-rasmda 4 xil holatda olingan natijalar asosida grafik ko‘rinishlari keltirilgan.



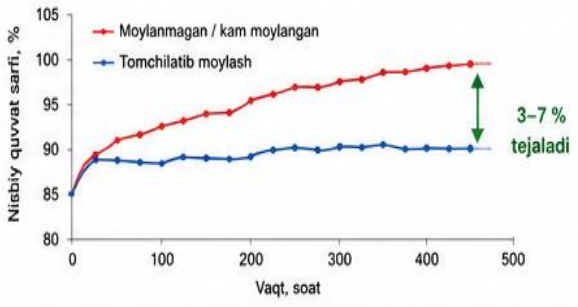
3-rasm. EKG-10 ekskavatori po‘lat sim arqoni moylanish holati bo‘yicha olingan natijalar grafigi:

a) yangi holatdagi; b) kam moylangan; c) moylanmagan; d) davriy moylangan.

Tahlillar natijasida moylanmagan holatda ishqalanish koeffitsiyentining 0,25 gacha ortishi arqonda hosil bo‘ladigan ishqalanish kuchining deyarli 3 barobar oshishiga sabab bo‘lishi aniqlandi. Bu holat simlar orasida mahalliy qizish, metall strukturasining charchashi va mikroyoriqlar hosil bo‘lishiga olib keladi. Ayniqsa, shkiv bilan kontaktda bo‘ladigan tashqi sim qatlamlarida kuchlanishlarning lokal to‘planishi yeyilish jarayonini tezlashtirishi kuzatildi.

SolidWorks Simulation natijalari ko‘rsatishicha, maksimal ekvivalent kuchlanishlar asosan shkiv bilan bevosita kontakt zonasida hosil bo‘ladi. Moylanmagan holatda bu qiymat 480 MPa gacha yetgan bo‘lsa, tomchilatib moylash qo‘llanilganda 225 MPa atrofida bo‘lishi qayd etildi. Bu esa moy qatlamining simlar orasida himoya muhitini hosil qilib, yuklarning bir tekis taqsimlanishiga yordam berishini ko‘rsatadi.

Olingan natijalarga ko‘ra, tomchilatib moylash tizimi qo‘llanilganda yeyilish intensivligi 72 % gacha kamayishi aniqlandi. Bu holat ishqalanish koeffitsiyentining pasayishi va kontakt yuzasidagi metall–metall to‘qnashuvining kamayishi bilan izohlanadi. Shu bilan birga, haroratning 96°C dan 52°C gacha pasayishi moylash tizimi ishqalanish jarayonida hosil bo‘ladigan issiqlikni samarali kamaytirishini tasdiqladi. Bundan tashqari umumiy energiya sarfi 3-7 % gacha tejaldi. 4-rasmdagi grafikda nisbiy quvvat sarfining foizdagi ko‘rsatkichini vaqtga bog‘liqligi ko‘rsatilgan.

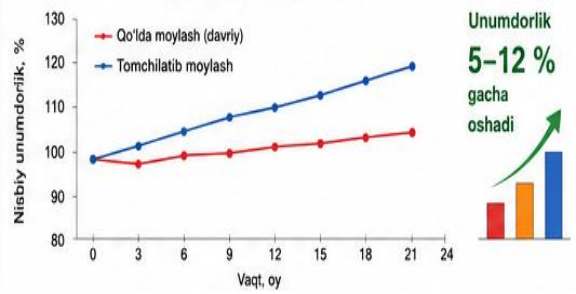


4-rasm. Nisbiy quvvat sarfini vaqtga bog‘liqlik grafigi.

Tadqiqot natijalari shuni ko‘rsatdiki, an’anaviy qo‘lda moylash usulida moy simlar orasiga to‘liq kirib bormaydi va moylash bir tekis amalga oshmaydi. Natijada ayrim zonalarda quruq ishqalanish saqlanib qoladi. Tomchilatib moylash tizimida esa moy bosh shkiv oldida doimiy ravishda uzatilishi hisobiga simlar harakat vaqtida to‘liq moylanadi va ichki qatlamlarga ham kirib boradi. Quyidagi 5-rasmda ekskavator nisbiy unumdorligining vaqt bo‘yicha o‘zgarish grafigi keltirilgan bo‘lib, bunda 5-12 % gacha unumdorlik ortishiga olib keladi.

Tomchilatib moylash tizimining muhim afzalliklaridan biri moy sarfining nazorat qilinishi hisoblanadi. Hisoblashlarga ko‘ra, bir bosh shkiv

uchun 18–22 tomchi/daqiqa intensivlikda moy uzatilishi yetarli samara berishi aniqlandi. Bu holat ortiqcha moy sarfini kamaytirish bilan bir vaqtda ishqalanishni barqaror holatda ushlab turish imkonini berdi.



5-rasm. Ekskavator nisbiy unumdorligining vaqt bo‘yicha o‘zgarish grafigi

Olingan natijalar boshqa tadqiqotlarda keltirilgan ma’lumotlar bilan ham mos keladi. Ayniqsa, po‘lat sim arqonlarda moylash ishqalanish koeffitsiyenti va yeyilish intensivligiga bevosita ta’sir ko‘rsatishi haqidagi nazariy qarashlar mazkur tadqiqot natijalarida ham tasdiqlandi. Biroq ushbu ishning asosiy farqi shundaki, tomchilatib moylash tizimi birinchi marta EKG-10 ekskavatori ko‘tarish po‘lat sim arqon uchun ekspluatatsiya sharoitiga yaqin holatda kompleks baholandi.

Xulosa va takliflar.

Olib borilgan tadqiqotlar natijasida EKG-10 ekskavatori ko‘tarish po‘lat sim arqonlarining ishlash samaradorligi va xizmat muddati ko‘p jihatdan moylash sharoitiga bog‘liq ekani ilmiy jihatdan asoslab berildi. Nazariy hisoblashlar va SolidWorks Simulation muhitidagi raqamli modellashtirish natijalari moylanmagan yoki kam moylangan holatlarda simlar orasida ichki ishqalanish kuchayishi, lokal kontakt bosimi ortishi va intensiv yeyilish jarayonlari yuzaga kelishini ko‘rsatdi.

Tahlil natijalariga ko‘ra, moylanmagan holatda ishqalanish koeffitsiyenti 0,25 gacha ortib, arqonda hosil bo‘ladigan kuchlanishlar 480 MPa gacha yetishi aniqlandi. Bu esa simlarda charchoq yoriqlari va metall yemirilishining tezlashishiga sabab bo‘ladi. Tomchilatib moylash tizimi qo‘llanilganda esa ishqalanish koeffitsiyentining 50–60 % ga kamayishi, yeyilish intensivligining 72 % gacha pasayishi hamda haroratning sezilarli darajada tushishi kuzatildi.

Olingan natijalar asosida doimiy tomchilatib moylash tizimi po‘lat sim arqonning xizmat muddatini 2–2,5 barobargacha oshirishi mumkinligi aniqlandi. Shu bilan birga, ishqalanish kuchining kamayishi hisobiga energiya sarfi pasayishi va ekskavatorning umumiy ish unumdorligi ortishi qayd etildi.

Tadqiqot natijalari asosida quyidagi takliflar ishlab chiqildi:

- EKG turidagi karyer ekskavatorlarida ko‘tarish po‘lat sim arqonlari uchun avtomatik tomchilatib moylash tizimini joriy qilish;
- moyni bosh shkiv oldiga uzatish orqali simlar orasiga bir tekis taqsimlanishini ta’minlash;
- moy sarfini 18–22 tomchi/daqiqa diapazonida ushlab turish;
- filtrlangan ishlatilgan (otrabotka) moydan foydalanish orqali iqtisodiy samaradorlikni oshirish;
- po‘lat sim arqonlarning texnik holatini muntazam diagnostika qilish va yeyilish monitoringini tashkil etish.

Shuningdek, kelgusida:

- dinamik va zarbaviy yuklanishlarni hisobga olgan holda murakkab modellar ishlab chiqish;
- real ekspluatatsiya sharoitida sanoat tajribalarini o‘tkazish;
- intellektual avtomatik moylash tizimlarini yaratish maqsadga muvofiq hisoblanadi.

Shunday qilib, mazkur tadqiqot karyer ekskavatorlarida qo‘llaniladigan po‘lat sim arqonlarning ishonchliligini oshirish, xizmat muddatini uzaytirish va texnik xizmat ko‘rsatish xarajatlarini kamaytirish bo‘yicha ilmiy asoslangan amaliy yechimlarni taklif etish imkonini berdi.

SCIENTIFIC SUBSTANTIATION FOR THE DEVELOPMENT OF A CONTINUOUS LUBRICATION SYSTEM FOR THE STEEL WIRE ROPES OF SINGLE-BUCKET EXCAVATORS

Khaydarov Sh.B., Xamzayev A.A., Usmonov M.Z.
Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

ABSTRACT This article analyzes the operating conditions, friction processes, and wear intensity of lifting steel cables used in EKG-10 type single-bucket quarry excavators. It has been established that steel wire ropes wear out rapidly during operation due to high tensile forces, dynamic loads, environmental impact, and insufficient lubrication. In particular, local heating, metal fatigue, and wire fiber breakage were observed as a result of increased internal friction forces between the wires during movement through lifting blocks and main pulleys. During the study, a comparative analysis was conducted on four different lubrication states for steel cables: freshly lubricated, lightly lubricated, non-lubricated, and periodically drip-lubricated. Using the SolidWorks Simulation program, the

stresses, contact pressure, friction coefficient, and wear zones generated in the rope were numerically modeled. According to the analysis results, it was found that in the unlubricated state, the friction coefficient increases to 0.25, and the wear intensity increases by 3-4 times. When using the periodic drip lubrication method, a 50-60% reduction in the friction coefficient, a significant reduction in the wear process, and an extension of the rope's service life to 40-70% were observed. The article also proposes a structural scheme for an automatic drip lubrication system for hoisting ropes, evaluating its operating principle, technical parameters, and operational efficiency. Based on the results obtained, it is scientifically substantiated that the implementation of a continuous lubrication system serves to increase the reliability of the excavator, the technical readiness coefficient, and overall productivity.

KEYWORDS Steel wire rope, lubrication system, drip lubrication, friction, wear, contact pressure, stress, digital modeling, operational reliability, technical maintenance.

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ СИСТЕМЫ ПОСТОЯННОЙ СМАЗКИ СТАЛЬНЫХ КАНАТОВ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Хайдаров Ш.Б., Хамзаев А.А., Усмонов М.З.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан

АННОТАЦИЯ В данной статье анализируются условия работы, процессы трения и интенсивность износа подъемных стальных тросов, применяемых в одноковшовых карьерных экскаваторах типа ЭКГ-10. В процессе эксплуатации было установлено, что стальные тросы быстро изнашиваются в результате высоких тяговых усилий, динамических нагрузок, воздействия внешней среды и недостаточной смазки. В частности, в результате увеличения сил внутреннего трения между проволоками при движении через подъемные блоки и главные шкивы наблюдалось местное нагревание, усталость металла и обрыв волокон проволоки. В ходе исследования был проведен сравнительный анализ четырех различных состояний смазки стальных тросов - свежесмазанных, слабосмазанных, несмазанных и периодически подвергаемых капельной смазке. С помощью программы SolidWorks Simulation численно смоделированы напряжения, возникающие в канате, контактное давление, коэффициент трения и зоны износа. По результатам анализа установлено, что в несмазанном состоянии коэффициент трения увеличивается до 0,25, а интенсивность износа увеличивается в 3-4 раза. При использовании метода периодической капельной смазки наблюдалось снижение коэффициента трения на 50–60%, значительное снижение процесса износа и увеличение срока службы каната до 40–70%. Также в статье предложена конструктивная схема системы автоматической капельной смазки для подъемных канатов, оценены принцип ее работы, технические параметры и эксплуатационная эффективность. На основании полученных результатов научно обосновано, что внедрение системы постоянной смазки способствует повышению надежности, коэффициента технической готовности и общей производительности экскаватора.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Стальной трос, система смазки, капельная смазка, трение, износ, контактное давление, напряжение, цифровое моделирование, эксплуатационная надежность, техническое обслуживание.

REFERENCES

1. Toshov, J. B., Rabatuly, M., Khaydarov, S., Kenetayeva, A. A., Khamzayev, A., Usmonov, M., & Zheldikbayeva, A. T. (2026). Methods for analysis and improvement of dynamic loads on the steel wire rope holding the boom of steel wire rope excavators. Kompleksnoe Ispolzovanie Mineralnogo Syra= Complex use of mineral resources, 339(4), 87-96.

2. Атакулов, Л. Н., Хайдаров, Ш. Б., Усмонов, М. З., & Элбеков, Ж. У. (2022). Theory of forces influencing the process of excavator bucket operation. In X Юбилейной международной научно-практической конференции, посвященной «Институт высоких технологий» актуальные проблемы урановой промышленности (pp. 24-26).

3. Buri Toshov, Akbar Khamzayev, Shaxlo Namozova. Development of a circuit for automatic control of an electric ball mill drive// AIP Conference Proceedings 2552, 040018 (2023);

4. Abduazizov Nabijon Azamatovich, Muzaffarov Amrillo, Toshow Jawahir Burievich, Juraev Rustam Umarxanoxich, Zhuraev Akbar Shavkatovich. (2020). A Complex of methods for analyzing the working fluid of a hydrostatic power plant for hydraulic mining machines. International Journal of Advanced Science and Technology, 29 (5s), 852 - 855.

5. Florea, V. A., & Toderaș, M. (2024). Efficiency of maintenance activities in aggregate quarries: a case study of wear parts on loaders and excavators. Applied Sciences, 14(17), 7649.

6. Malafeev, S. I., Novgorodov, A. A., & Konyashin, V. I. (2020, October). Bench tests of the quarry excavators main electric drives. In 2020 XI International Conference on Electrical Power Drive Systems (ICEPDS) (pp. 1-5). IEEE.

7. Kryuchkov, A., & Serhiienko, M. (2025, March). The system of time characteristics and its influence on the excavation process in quarries. In IOP Conference Series: Earth and Environmental Science (Vol. 1481, No. 1, p. 012018). IOP Publishing.

8. Tytiuk, V., Khandakji, K., Sivyakova, G., Karabut, N., Chornyi, O., & Busher, V. (2021). Determining the parameters of the trajectory of the bucket of mining quarries excavators. In E3S Web of Conferences (Vol. 280, p. 05013). EDP Sciences.

9. Zhuraev, A.S., Turdiyev, S.A., Jurayev, S.T., Salimova, S.S.Q. Characteristics of packing gland seals in hydraulic systems of quarry excavators and results of comparative analysis of experimental tests Vibroengineering Procedi., 2024, 54, страницы 252–257. https://doi.org/10.21595/vp.2024.24051

10. Zokhidov, O.U.; Khoshimov, O. O.; Khalilov, Sh. Sh. Experimental analysis of microges installation for existing water flows in industrial plants. III International Conference on Improving Energy Efficiency, Environmental Safety and Sustainable Development in Agriculture (EESTE2023), E3S Web of Conferences, Volume 463, id.02023. October 2023. DOI: 10.1051/e3sconf/202346302023

11. Khamzaev Akbar, A., Toshov Buri, R., Niyetbayev Arislanbek, D. Improvement of soft starter circuit for high-voltage and high-power asynchronous motors. Proceedings of SPIE - The International Society for Optical Engineering, 2023, 12616, 126160U. https://doi.org/10.1117/12.2675694

12. Toirov, O., Pirmatov, N., Khalbutaeva, A., Jumaeva, D., Khamzaev, A. Method of calculation of the magnetic induction of the stator winding of a spiritual synchronous motor. E3S Web of Conferences., 2023, 401, 04033. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202340104033

13. Khamzaev, A., Mambetsheripova, A., Nietbaev, A. Thyristor-based control for high-power and high-voltage synchronous electric drives in ball mill operations/ E3S Web Conf. Volume 498, 2024/ III International Conference on Actual Problems of the Energy Complex: Mining, Production, Transmission, Processing and Environmental Protection (ICAPE2024) DOI: https://doi.org/10.1051/e3sconf/202449801011

14. Akbar, K., Javokhir, T., Lazizjon, A.,Umidjon, K., Muhammad, I. Improvement of Soft-Start Method for High-Voltage and High-Power Asynchronous Electric Drives of Pumping Plants. AIP Conference Proceedings., 2024, 3152(1), 040006. https://doi.org/10.1063/5.0218899

15. Akbar, K., Sadovnikov, M., Toshov, B., Rakhmatov, B., Abdurakhmanov, U. Automation measures for mine fan installations. Proceedings of SPIE - The International Society for Optical Engineering., 2024, 12986, 129860R. https://doi.org/10.1117/12.3017728

16. Mislibaev I.T., Makhmudov A.M., Makhmudov Sh.A. Theoretical generalisation of functioning modes and modelling of operational indicators of excavators. // Mining information-analytical bulletin. - 2021. №1. с. 102-110. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-1-0-102-110

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Haydarov Shokhidjon Baxriddinovich	— PhD, Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics; Navoi State University of Mining and Technologies, 210100, Navoi, M. Tarobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: shohidh@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/**0009-0005-5661-3919**
Xamzayev Akbar Abdalimovich	— PhD, Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics; Navoi State University of Mining and Technologies, 210100, Navoi, M. Tarobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail:akbar-86-86@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0005-4362-2488
Usmonov Maftunjon Zohidjon ugli	— Assistant Lecturer of the Department of Mining Electromechanics, PhD Candidate; Navoi State University of Mining and Technologies, 210100, Navoi, M. Tarobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: usmonovmaftunjon@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-0716-4775

АНАЛИЗ ЭКСПЛУАТАЦИИ РЕДУКТОРОВ ПРИВОДОВ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Б.Д. Хамроев[1], **Ж.Б. Тошов**[2], **Б.Н. Баратов**[3], **Я.Хусанов**[1]
[1]*ООО «GIDRO STANKO SERVIS», Навои, Узбекистан*
[2]*Ташкентский государственный технический университет, Ташкент, Узбекистан*
[3]*Каршинский государственный технический университет, Карши, Узбекистан*

Doi: 10.5281/zenodo.23663438

АННОТАЦИЯ Редуктор в приводе ленточного конвейера является таким узлом, который почти не резервируют. Если он выходит из строя, линия встаёт на десятки часов. Анализ работы редукторов приводов ленточных и крутонаклонных конвейеров на горных предприятиях показал, что на неисправности редукторов приходится от 3,5 до 21,9 % простоев конвейеров - в среднем около 12 %. Среднее время восстановления после отказа редуктора составляет 21,2 ч. Основная причина – это неравномерное распределение нагрузки на редукторы: в двухбарабанных приводах соотношение тяговых усилий барабанов составляет 1,05–1,73. Влияют также пусковые режимы и расцентровка валов. Масло в редукторах конвейеров деградирует раньше регламентного срока замены. Диагностика по вибрации, температуре и состоянию масла даёт прогноз с достоверностью не менее 90 % и горизонтом до 60 суток. Распределение нагрузки между потоками мощности и по ширине венца изучено в основном на авиационных передачах. Для двухдвигательных редукторов мощных крутонаклонных конвейеров эти задачи до сих пор не решены.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА ленточный конвейер, крутонаклонный конвейер, редуктор, многодвигательный привод, распределение нагрузки, отказы, вибродиагностика, зубчатая передача, нагрузочная способность, смазочное масло

Введение

Конвейерный транспорт является основой технологических схем глубоких карьеров и шахт. Комплексы циклично-поточной технологии с крутонаклонными конвейерами окупаются при производительности 5–30 млн т в год и высоте подъёма 180–680 м [1]. За последние 20 лет в мире введено в промышленную эксплуатацию около 150 крутонаклонных конвейеров с прижимной лентой производительностью до 6000 т/ч [2]. Мощность привода таких машин - несколько мегаватт. Например, на конвейере КНК-270 карьера «Мурунтау» установлены восемь асинхронных двигателей по 630 кВт [3]. Момент от двигателей передаётся на приводные барабаны через редукторы, и отказ любого из них останавливает всю линию.

Исследования надёжности ленточных конвейеров традиционно сосредоточены на ленте, стыковых соединениях, роликоопорах и загрузочных устройствах, тогда как редукторам уделялось недостаточное внимание [4]. Между тем обследование редукторов горного оборудования угольного разреза показало, что их отказы носят массовый характер [5]. Для мощных крутонаклонных конвейеров проблема осложняется тем, что новые узлы привода не проходили стендовых испытаний и требуют доводки в условиях эксплуатации [3].

В статье проанализированы сведения о конструкциях, нагруженности, отказах, смазке и тепловом режиме, диагностике, расчёте и прогнозировании ресурса редукторов приводов ленточных конвейеров горных предприятий, а также выявлены задачи, не решённые для двухдвигательных редукторов мощных крутонаклонных конвейеров.

Материалы и методы

Типовые конструкции приводных станций и редукторов конвейеров представлены в справочной литературе [6]. В приводах конвейеров общего назначения применяют коническо-цилиндрические редукторы типа КЦ и цилиндрические типов ЦУ и Ц2У. Редуктор подбирают по расчётному моменту на тихоходном валу и передаточному отношению так, чтобы перегрузка не превышала 5 %, а недогрузка - 15 % [7]. В приводах подземных ленточных конвейеров наиболее распространены трёхступенчатые коническо-цилиндрические редукторы, установленные на жёстком фундаменте или на реактивной тяге [4]. Типичный привод магистрального конвейера 3ЛЛ-1600 включает двигатели мощностью 500 кВт с частотным

преобразователем, упругую быстроходную муфту и редуктор, жёстко связанный с приводным барабаном [4].

На длинных магистральных конвейерах тяговое усилие распределяют между несколькими приводными барабанами. Нагруженность редуктора зависит и от элементов привода, установленных до и после него. На быстроходной стороне это муфта - упругая или гидродинамическая - и устройство пуска: пусковой реостат двигателя с фазным ротором, тиристорный регулятор напряжения или преобразователь частоты [8]. На тихоходной стороне - соединение с барабаном (жёсткое или через реактивную тягу) [4], тормоз и стопорное устройство. На наклонных и крутонаклонных конвейерах стопор, удерживающий гружёную ленту от обратного хода, нередко встраивают в редуктор. Тогда при аварийной остановке момент обратного хода замыкается через зубчатые передачи и валы, и этот режим должен рассматриваться как самостоятельный расчётный случай.

При мощности привода 500 кВт и более его выполняют двухдвигательным [9]. В приводе КНК-270 два двигателя работают на один цилиндрический редуктор 2Ц2-1000-20,63 (рис. 1). Два входных вала через два промежуточных вала приводят общее выходное колесо. Передача имеет одну степень свободы при двух приводах, поэтому распределение момента между потоками мощности статически неопределимо. В учебных и справочных изданиях [6, 7] такая схема не рассматривается, а методика подбора редуктора по номинальному моменту [7] не учитывает неравномерность распределения нагрузки.

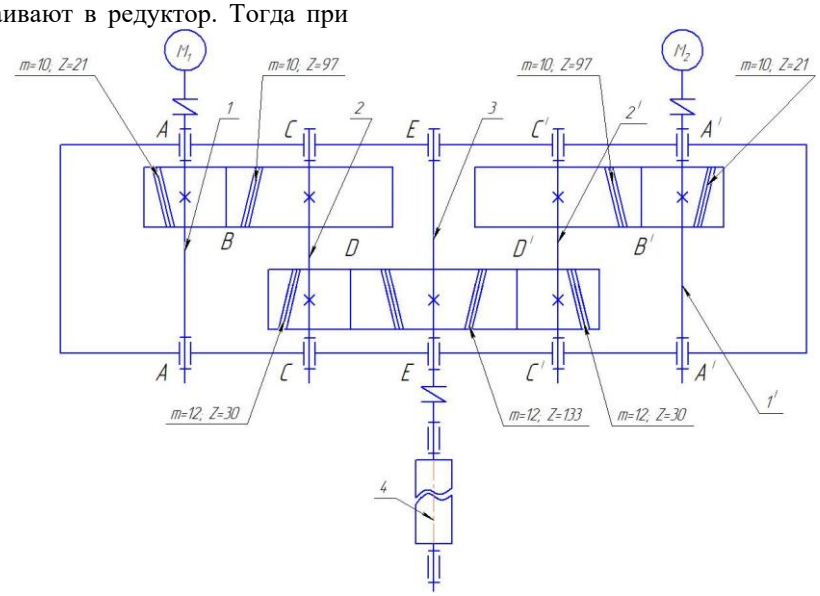


Рис. 1. Кинематическая схема двухдвигательного редуктора 2Ц2-1000-20,63.
M1, M2 - электродвигатели; 1, 1' - входные валы-шестерни; 2, 2' - промежуточные валы; 3 - выходной вал; 4 - приводной барабан

Первым фактором нагруженности редукторов является распределение мощности между приводами. Для двухбарабанного привода расчётом и измерениями показано, что отношение тяговых усилий барабанов составляет 1,60–1,73:1 для нейлоновой ленты, 1,24–1,33:1 для лавсановой и 1,05–1,09:1 для резинотросовой ленты ST-2000 [10]. Следовательно, даже при жёсткой ленте один из редукторов перегружен на 5–9 % относительно равного распределения. В крутонаклонном конвейере с прижимной лентой к этому добавляется перераспределение тяговых усилий между грузонесущим и прижимным контурами из-за относительного проскальзывания лент. Расчётная доля контуров составляет около 70 и 30 % [3].

Второй фактор - пусковые и переходные режимы. Неравномерная загрузка двигателей двухдвигательного привода сокращает межремонтный интервал приводного оборудования. Адаптивный регулятор момента минимизирует перераспределение нагрузки, а предиктор Смита снижает суммарный пусковой момент на 30% [9]. Для редуктора тяги драглайна показано, что управление моментом двигателя, ограничивающее динамические нагрузки, продлевает ресурс наиболее слабого узла - вала-шестерни, а зимой число отказов возрастает в 1,5–2 раза [11].

Пусковые нагрузки рассчитывают по динамическим моделям конвейера с упругой лентой. Сопоставление такой модели с измерениями при пуске конвейера длиной 3620 м

показало, что расчётные усилия в ленте отличаются от измеренных до 30 %, ток двигателя - до 27 % номинального [8]. Погрешность такого порядка намного больше допуска на перегрузку 5 %, принятого при подборе редуктора [7], поэтому пиковые моменты на валах редуктора целесообразно определять измерениями, а не только расчётом.

Третий фактор - распределение нагрузки внутри редуктора. Для двухпоточных зубчатых передач установлено, что наибольшее влияние на него оказывают боковые зазоры и погрешности монтажа [12, 13], крутильная жёсткость валов позволяет удерживать неравномерность в допустимых пределах [14], а модификация зубьев снижает главным образом динамическую нагруженность [15].

Четвёртый фактор - условия установки. При наблюдении за приводами шахтных конвейеров выявлено, что пучение почвы выработок вызывает расцентровку валов редуктора и двигателя [16]. К отказам приводят также нарушения вентиляции картера, вызывающие отказ уплотнений и образование водомасляной эмульсии, некачественные смазочные материалы и несвоевременное обслуживание [4].

Пятый фактор - неполная загрузка и регулирование скорости. На карьерном конвейере номинальной производительностью 6600 м³/ч средняя фактическая загрузка в 2020 г. составила 41% теоретической, а мгновенная менялась от 0 до 77%, при моделировании регулирования скорости по записанному профилю грузопотока лента 65 % времени двигалась со скоростью 1,86 м/с вместо номинальных 4,65 м/с [17]. Для редуктора это означает иной спектр нагрузок, чем принят при подборе по номинальному моменту, и пониженные окружные скорости в зацеплениях, при которых уменьшается толщина смазочной плёнки и меняется вибрационный фон.

Анализ отказов редукторов ленточных конвейеров открытых горных работ, в том числе крутонаклонных, показывает, что 40,1 % отказов приходится на уплотнения, 38,8 % – на подшипники, а на зубчатые колёса и валы вместе – около 11 %; при этом на буроугольных разрезах из-за внезапных отказов ежегодно заменяли до 14 % редукторов [5]. Редукторы карьерных конвейеров при этом работают в более тяжёлых условиях, чем шахтные, мощность привода выше, диапазон температур шире, запылённость сильнее, добавляются сейсмические воздействия массовых взрывов [3]. Доля редукторов во времени простоев конвейеров меняется от 3,5 до 21,9% и составляет в среднем около 12%. Отказы стыков ленты происходят чаще, но устраняются за 1,5–2 ч, тогда как среднее время восстановления после отказа редуктора равно 21,2 ч [4].

Таблица 1

Показатели отказов редукторов ленточных конвейеров и горных машин на подземных и открытых горных работах

Показатель	**Значение**
Подземные горные работы [4]	
Доля редукторов во времени простоев конвейеров, %: диапазон по годам (среднее за период)	6,1–18,2 (13,4)
	10,9–21,9 (15,1)
	6,3–12,1 (9,3)
	3,5–12,2 (8,0)
	13,5–18,1 (15,1)
Открытые горные работы [5]	
Распределение отказов по элементам редуктора, %	уплотнения - 40,1; подшипники - 38,8; резиновые элементы муфт - 5,3; зубчатые колёса - 6,5; валы - 4,1
Доля редукторов, заменяемых за год из-за внезапных отказов, %	до 14
Число отказов редукторов за год	до 29

Время восстановления существенно зависит от вида отказа (рис. 2). Поломка вала требует в среднем 48,7 ч, поломка зубчатых передач - 38,2 ч, износ подшипников - 21,6 ч, тогда как нарушение центровки и перегрев устраняются примерно за 11 ч. Таким образом, отказы, связанные с прочностью валов и зубьев, наиболее тяжелы по последствиям.

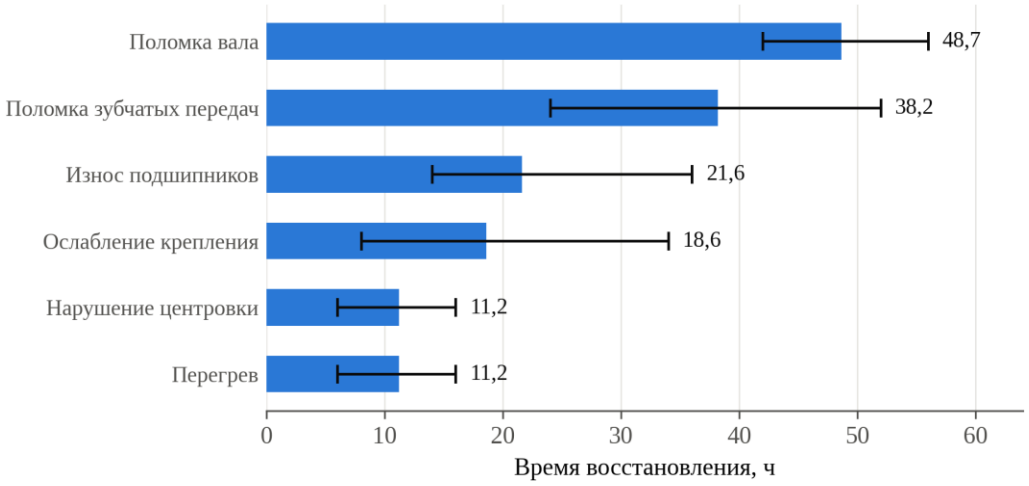


Рис. 2. Среднее время восстановления шахтных ленточных конвейеров после отказа редуктора по видам отказов (столбцы - среднее по шахтам, отрезки – диапазон [4])

По частоте, напротив, преобладают отказы уплотнений и подшипников (табл. 1), а повреждения зубчатых колёс и валов встречаются реже [5]. Усталостное выкрашивание зубьев редуктора конвейера аглофабрики было вызвано недостаточной вязкостью и загрязнением масла при нормальных свойствах материала [18]. Для конических ступеней, характерных для коническо-цилиндрических редукторов, на крупногабаритном стенде воспроизведены три вида повреждений: заедание, выкрашивание и усталостное разрушение зуба с зарождением трещины под поверхностью [19].

Сопоставлять эти данные мешает различие классификаций. В статистике простоев [4] виды отказов укрупнены («поломка зубчатых передач», «износ подшипников»), тогда как [20] различает износ, заедание, микро- и макровыкрашивание, пластическую деформацию, трещины и излом, без такой детализации отказ нельзя связать с расчётным критерием - контактной или изгибной выносливостью, стойкостью к заеданию или ресурсом подшипника.

Состояние масла связывает между собой большинство механизмов отказа. От него зависят выкрашивание зубьев [18], ресурс подшипников и работа уплотнений [4]. Наблюдение за маслом в редукторах конвейеров в эксплуатации показало, что при коэффициенте машинного времени 0,87–0,89 масло деградирует раньше регламентного срока замены 12 мес, вязкость растёт, температура вспышки снижается, а резкий рост содержания кремния после примерно 9000 ч совпал с ускорением износа - вероятно, из-за попадания воды и пыли через изношенные уплотнения [21]. Авторы [21] рекомендуют назначать замену масла по фактическим показателям с учётом календарного времени и нагрузки привода, оцениваемой по току двигателя, а не только по наработке.

Влияние воды на несущую способность зубьев неоднозначно: в испытаниях цементованных колёс заметного снижения износостойкости при обводнении масла не выявлено, тогда как стойкость к микровыкрашиванию снижалась, причём сильнее – для неполярных базовых масел; результат в значительной мере определялся пакетом присадок [22].

Тепловой режим ограничивает передаваемую мощность независимо от прочности зубьев. Методика авторов [24] определяет термическую мощность редуктора из условия теплового равновесия при температуре масла в картере 95°C. В редукторах конвейеров, установленных на поверхности, температура масла меняется примерно от −45 до +110°C [21], а для карьера «Мурунтау» характерны температуры воздуха от −28,8 до +48,6 °C и высокая запылённость [3]. Пыль на корпусе ухудшает теплоотдачу, поэтому термическую мощность, найденную для стандартных условий, нужно проверять применительно к карьеру.

Единого метода, выявляющего все дефекты редуктора на ранней стадии, не существует; наиболее информативны вибродиагностика, тепловой контроль и анализ масла [4]. Обзор экспериментальных и теоретических работ по диагностике зубчатых передач подтверждает, что эти три группы методов дополняют друг друга [25]. Сведения о методах, применённых к редукторам конвейеров, обобщены в табл. 2.

Таблица 2

Методы диагностики редукторов ленточных конвейеров

Метод	Выявляемые дефекты	Критерии и результаты	Источник
Спектральный анализ вибрации с «плавающими опорными масками»	Износ подшипников и зубчатых передач, расцентровка, дисбаланс	Предельные уровни 1,15 мм/с для подшипников и 3,5 мм/с для зубчатых передач, достоверность прогноза не менее 90 %	[4]
Инфракрасная термография корпуса	Перегрев подшипниковых узлов, нарушения охлаждения	Допустимая температурная аномалия 15 °C	[4]
Анализ масла	Износ, загрязнение, обводнение	Вязкость, температура вспышки, содержание Fe, Si, Cu; замена масла по фактическому состоянию	[4, 18, 21]
Единые диагностические критерии по вибрации	Расцентровка, дисбаланс, износ зубьев, дефекты подшипников и муфт	15 конвейеров мощностью 35–200 кВт; прогноз до 60 суток; $R^2 = 0,86$ для подшипников	[18]
Синхронная медиана квадрата огибающей	Локальные дефекты зубьев при импульсных помехах	Устойчивость к импульсному шуму выше, чем у синхронного усреднения	[21]
Интернет вещей и машинное обучение	Сход, пробуксовка и порыв ленты	Точность 95–98 %; редуктор отдельно не выделен	[22]
Спектральный анализ тока двигателя	Локальные дефекты зубьев	Рост числа и амплитуды боковых составляющих около частоты зацепления; без датчиков на редукторе	[23]

Особенность современных приводов - частотное регулирование: при снижении частоты вращения уменьшается общий уровень вибрации и сужается область применения стандартных критериев, что потребовало разработки критериев для пониженных скоростей [4]. Методика [4] апробирована на редукторах конвейеров 3ЛЛ-1600. Для общего уровня вибрации зубчатых редукторов заданы зоны оценки состояния; для приводов с регулированием скорости по грузопотоку [17] измерения необходимо привязывать к скорости и нагрузке в момент замера. Для карьерных крутонаклонных конвейеров ни один из методов не апробирован: специфичны диапазон температур от −28,8 до +48,6 °C, запылённость и сейсмическое воздействие массовых взрывов до 8 баллов [3].

Для многодвигательных приводов с преобразователями частоты перспективен анализ тока двигателя. На двухступенчатом цилиндрическом редукторе с двигателем 11 кВт показано, что при локальном дефекте зуба шестерни растут число и амплитуда боковых составляющих спектра тока около частоты зацепления. Ток каждого двигателя преобразователь измеряет штатно, поэтому сопоставление токов двух двигателей одного редуктора позволило бы одновременно контролировать и техническое состояние, и распределение нагрузки между ветвями.

Следующий шаг - переход от обнаружения дефекта к прогнозу остаточного ресурса. В систематическом обзоре [24] прогнозирование разбито на четыре этапа: сбор данных, построение индикатора состояния, выделение стадий деградации и собственно прогноз остаточного ресурса. Для редукторов конвейеров пока реализованы лишь отдельные звенья этой цепочки: вибрационные индикаторы с горизонтом прогноза до 60 сут и тренды показателей масла [21].

Наиболее неопределённым остаётся коэффициент неравномерности распределения нагрузки по ширине венца $K_{H\beta}$. Конечно-элементные модели системы «колёса - валы» показали, что его определяет прогиб валов. Метод в большинстве случаев завышает $K_{H\beta}$ для косозубых колёс [18], но в зависимости от расположения колеса, направления наклона зубьев и потока мощности может давать и заниженные значения [24]. Для двухдвигательного редуктора с зеркальными ветвями стандартный расчёт может поэтому по-разному ошибаться для каждой ветви.

Расчёт на выносливость по [23] ведут по эквивалентной нагрузке с коэффициентом внешней динамической нагрузки K_A. Для переменного режима [25] предусматривает суммирование повреждений по спектру нагрузок на основе линейной гипотезы Пальмгрена - Майнера. Чтобы применить эту методику к редуктору конвейера, нужна гистограмма моментов на тихоходном валу за представительный период работы. В рассмотренных источниках такие гистограммы для редукторов горных конвейеров не приводятся, хотя данные о колебаниях грузопотока [17] показывают, что фактический режим далёк от номинального. У двухдвигательного редуктора спектры двух ветвей к тому же различаются, если момент между ними распределён неравномерно.

Расчёты авторов обзора для быстроходной ступени редуктора 2Ц2-1000-20,63 по [18] показали, что при увеличении ширины венца на 27,8 % до контактного напряжения доходит лишь около трети ожидаемого эффекта из-за роста $K_{H\beta}$, а увеличение доли момента одной ветви с 50 до 55 % снижает запас по контактной прочности примерно на 5 %. Это означает, что конструктивные резервы повышения нагрузочной способности сопоставимы с потерями от неравномерности нагружения.

Качество изготовления тяжелонагруженных передач исследовано на примере привода шаровых мельниц [24]. Модификация профиля на 11 и 22 мкм снижает расчётные контактные и изгибные напряжения, а обработка закалённых зубьев твердосплавными червячными фрезами сокращает время по сравнению с зубошлифованием в 1,5–4 раза. Альтернативой совершенствованию редукторов является безредукторный привод: распределённая система с синхронными двигателями на постоянных магнитах исключает редуктор и снижает колебания натяжения ленты. Однако для действующих конвейеров с редукторным приводом задача повышения надёжности редукторов остаётся актуальной.

Результаты

По результатам анализа литературы выявлены следующие нерешённые задачи повышения эффективности эксплуатации редукторов конвейеров:

1. Не рассмотрены вопросы, как распределяется нагрузка между потоками мощности в двухдвигательных редукторах. Отсутствует методика, которая связала бы характеристики двигателей, зазоры в зацеплениях, жёсткость ленты и перераспределение усилий между приводами.

2. Редукторы подбирают и рассчитывают по номинальному моменту, пусковые режимы многодвигательного привода, нагрузки при срабатывании стопора и фактический спектр нагрузок в расчётах на выносливость не учитываются.

3. Методы диагностики разработаны для шахтных конвейеров мощностью до 500 кВт и не адаптированы к редукторам мощных карьерных конвейеров с частотным регулированием.

4. Сроки замены масла и тепловой расчёт редукторов не учитывают климат открытых горных работ и запылённость корпуса.

5. Статистика отказов и наработки редукторов крутонаклонных конвейеров в открытой печати отсутствует.

Заключение

На редукторы приходится около 12 % времени простоев ленточных конвейеров, а время восстановления после их отказа (в среднем 21,2 ч) на порядок больше, чем после наиболее частых отказов - стыков ленты (1,5–2 ч). По частоте преобладают отказы уплотнений и подшипников, связанные прежде всего с состоянием масла, которое в шахтных условиях деградирует раньше регламентного срока. Нагруженность редукторов определяется распределением мощности между приводами и внутри редуктора, пусковыми режимами, условиями установки и работой с переменной загрузкой и скоростью.

Диагностика редукторов по вибрации, температуре и состоянию масла развита достаточно, чтобы перейти к обслуживанию по фактическому состоянию, однако прогноз остаточного ресурса редукторов конвейеров пока не выстроен в законченную цепочку. Расчётное обоснование отстаёт: методики подбора не учитывают неравномерность нагружения, спектр нагрузок и стопорение, а исследования распределения нагрузки между потоками и по ширине венца выполнены в основном для авиационных передач. Для двухдвигательных редукторов мощных крутонаклонных конвейеров первоочередными являются измерение распределения нагрузки между ветвями, уточнение $K_{H\beta}$ конечно-элементным расчётом, расчёт на выносливость по фактическому спектру нагрузок, проверка теплового режима в условиях карьера и адаптация систем мониторинга к этим условиям.

ANALYSIS OF THE OPERATION OF BELT CONVEYOR DRIVE GEARBOXES AT MINING ENTERPRISES

B.J. Khamraev[1], **J.B. Toshov**[2], **B.N. Baratov**[3], **Ya. Khusanov**[1]
[1]*GIDRO STANKO SERVIS LLC, Navoi, Uzbekistan*
[2]*Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan*
[3]*Karshi State Technical University, Karshi, Uzbekistan*

ABSTRACT The gearbox in a belt conveyor drive is a component that is rarely provided with redundancy; if it fails, the production line comes to a standstill for tens of hours. Analyses of gearbox performance in belt and steep-incline conveyors at mining operations show that gearbox malfunctions account for 3.5% to 21.9% of conveyor downtime – averaging around 12%. The mean time to repair following a gearbox failure is 21.2 hours. The primary cause is uneven load distribution across the gearboxes; in dual-drum drives, the ratio ranges from 1.05 to 1.73. Startup conditions and shaft misalignment are also contributing factors. Furthermore, the oil in conveyor gearboxes degrades before the scheduled replacement interval. Diagnostics based on vibration, temperature, and oil condition provide a forecast with at least 90% reliability and a lead time of up to 60 days. There is also the issue of complex load distribution – both between power paths and across the gear rim width – a phenomenon primarily studied in the context of aviation transmissions. For the dual-motor gearboxes used in high-power steep-incline conveyors, these challenges remain unresolved.

KEYWORDS belt conveyor, high-angle conveyor, reducer, multi-motor drive, load sharing, failures, recovery time, vibration diagnostics, gear transmission, load capacity

REFERENCES

1. Semenkin A. V., Zhuravlev A. G. Forecast and comparison of application areas of high-angle conveyors. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten. 2021. No. 5-2. pp. 322–337. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_52_0_322 (In Russ.)
2. Dos Santos J. A. Sandwich belt high angle conveyors coal mine to prep plant and beyond – 2016. In: Litvinenko V. (ed.) XVIII International Coal Preparation Congress. Cham : Springer, 2016. DOI: 10.1007/978-3-319-40943-6_17
3. Kirichenko A. I., Kartavyi A. N. Scientific and technical problems of creating high-angle conveyors with a pressure belt. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten. 2012. No. 11. pp. 126–133. (In Russ.)
4. Kuzin E. G. Assessment of the technical condition of mine belt conveyor reducers by non-destructive testing methods: Cand. Sci. (Eng.) thesis. Kemerovo: KuzSTU, 2020. 141 p. (In Russ.)
5. Kiselev B. R., Kolobov M. Yu. Belt conveyor. Calculation and design of main units : textbook. Ivanovo: Ivanovo State University of Chemistry and Technology, 2019. 179 p. (In Russ.)
6. Karolewski B., Ligocki P. Modelling of long belt conveyors. Eksploatacja i Niezawodność – Maintenance and Reliability. 2014. Vol. 16, No. 2. P. 179–187
7. Kulikov A. P. Development and study of an adjustable dual-motor asynchronous electric drive of a main belt conveyor: PhD. Karaganda: Karaganda Technical University, 2025. 99 p. (In Russ.)
8. Yao Y., Zhang B. Influence of the elastic modulus of a conveyor belt on the power allocation of multi-drive conveyors. PLOS ONE. 2020. Vol. 15, No. 7. e0235768. DOI: 10.1371/journal.pone.0235768
9. Iov I. A. Improving the operating efficiency of reducers of heavy walking excavators in extreme conditions: Cand. Sci. (Eng.) thesis abstract. Irkutsk: ISTU, 2014. 19 p. (In Russ.)
10. Dong H., Zhang H. Q., Zhao X. L., Duan L. L. Study on dynamic load-sharing characteristics of face gear dual-power split transmission system with backlash, support and spline clearance. Mechanical Sciences. 2021. Vol. 12, No. 1. P. 573–587. DOI: 10.5194/ms-12-573-2021
11. Liu X., Fang Z., Jia H., Zhao N., Shen Y., Guo H., Zhang X. Investigation of load sharing and dynamic load characteristics of a split torque transmission system with double-helical gear modification. Shock and Vibration. 2021. Vol. 2021. 9912148. DOI: 10.1155/2021/9912148

12. Vasić M., Miloradović N., Blagojević M. Speed control of high power multiple drive belt conveyors. IMK-14 – Research and Development in Heavy Machinery. 2021. Vol. 27, No. 1. P. 9–15. DOI: 10.5937/IMK2101009V

13. Kishore K., Sharma A., Mukhopadhyay G. Failure analysis of a gearbox of a conveyor belt. Journal of Failure Analysis and Prevention. 2020. Vol. 20, No. 4. P. 1237–1243. DOI: 10.1007/s11668-020-00928-4

14. Virtanen E. P. K., Szanti G., Amanov A., Kanerva M. S. Investigation of bevel gears failure modes. Engineering Failure Analysis. 2024. Vol. 165. 108722. DOI: 10.1016/j.engfailanal.2024.108722

15. Kuzin E. G., Mamaeva M. S., Komarov D. S. Predictive maintenance of belt conveyor drives based on the analysis of lubricating oil parameters. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika. 2025. No. 3 (179). pp. 48–60. DOI: 10.26730/1816-4528-2025-3-48-60 (In Russ.)

16. Engelhardt C., Witzig J., Tobie T., Stahl K. Influence of water contamination in gear lubricants on wear and micro-pitting performance of case carburized gears. Industrial Lubrication and Tribology. 2017. Vol. 69, No. 4. P. 612–619. DOI: 10.1108/ILT-07-2016-0152

17. Jangra D., Antil P., Sidh K. N., Pradeep H., Rani A., Kamboj R., Ankur K., Singh J. Gear faults diagnosis: a comprehensive review of experimental and theoretical studies. Structural Health Monitoring. 2026. Vol. 25, No. 5. P. 3608–3644. DOI: 10.1177/14759217251324698

18. Gerike P. B., Gerike B. L. Detection of belt conveyor defects using unified diagnostic criteria. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika. 2025. No. 1 (177). pp. 55–64. DOI: 10.26730/1816-4528-2025-1-55-64 (In Russ.)

19. Schmidt S., Zimroz R., Chaari F., Heyns P. S., Haddar M. A simple condition monitoring method for gearboxes operating in impulsive environments. Sensors. 2020. Vol. 20, No. 7. 2115. DOI: 10.3390/s20072115

20. Wang M., Shen K., Tai C., Zhang Q., Yang Z., Guo C. Research on fault diagnosis system for belt conveyor based on internet of things and the LightGBM model. PLOS ONE. 2023. Vol. 18, No. 3. e0277352. DOI: 10.1371/journal.pone.0277352

21. Rgeai M., Gu F., Ball A., Elhaj M., Ghretli M. Gearbox fault detection using spectrum analysis of the drive motor current signal. In: Engineering Asset Lifecycle Management: Proc. of the 4th World Congress on Engineering Asset Management (WCEAM 2009). London: Springer, 2010. P. 758–769

22. Lei Y., Li N., Guo L., Li N., Yan T., Lin J. Machinery health prognostics: a systematic review from data acquisition to RUL prediction. Mechanical Systems and Signal Processing. 2018. Vol. 104. P. 799–834. DOI: 10.1016/j.ymssp.2017.11.016

23. Roda-Casanova V., Funaru T. G., Patil S. S. Analysis and improvement of the ISO 6336 calculation method for the equivalent mesh misalignment and its application to helical gears. Mechanism and Machine Theory. 2026. Vol. 227. 106502. DOI: 10.1016/j.mechmachtheory.2026.106502

24. Isaeva I. N. Study of technological methods for improving the manufacturing quality of heavy-duty gears of ball mill drives: PhD thesis. Almaty: Satbayev University, 2020. 185 p. (In Russ.)

25. Zhou Q., Gong H., Du G., Zhang Y., He H. Distributed permanent magnet direct-drive belt conveyor system and its control strategy. Energies. 2022. Vol. 15, No. 22. 8699. DOI: 10.3390/en15228699

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Khamraev Bakhtiyor Jabbarovich — Director of GIDRO STANKO SERVIS LLC, 210100, Navoi, Economic Zone 3, Uzbekistan. E-mail: gss-1965@inbox.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0000-2715-1843

Toshov Javokhir Burievich — Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of Department; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: javokhir.toshov@yandex.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-4278-1557

Baratov Bakhtiyor Nusratovich — PhD, Deputy Dean; Karshi State Technical University, Karshi, Khanabad Str., 19, Uzbekistan. E-mail: bakhtiyor.baratov@yandex.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-6621-5974

Khusanov Yangiboy Head of Department; GIDRO STANKO SERVIS LLC, 210100, Navoi, Economic Zone 3, Uzbekistan. E-mail: yangiboy.xusanov1948@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0008-3796-2840

РАЗРАБОТКА ТЕПЛОВИЗИОННОГО МЕТОДА ОБНАРУЖЕНИЯ НЕИСПРАВНОСТЕЙ УЗЛОВ ГИДРОСИСТЕМЫ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

Е.Б. Черепецкая[1], Ш.М. Худайбердиев[2], Ш.С. Косимов[2], А.А. Гапеев[1], О.Л. Дудченко[1]
[1]НИТУ МИСИС, Москва, Россия,
[2]Филиал НИТУ МИСИС в г. Алмалык, Алмалык, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.23663541

АННОТАЦИЯ В статье рассматривается возможность применения тепловизионного неразрушающего контроля для диагностики технического состояния гидросистем карьерных самосвалов БелАЗ. Актуальность исследования обусловлена необходимостью своевременного выявления дефектов гидравлического оборудования на ранних стадиях их развития с целью снижения времени простоя техники и продления ее ресурса. В отличие от традиционных методов тепловизионный контроль менее чувствителен к шероховатости поверхности и дает возможность сканировать и исследовать большие площади, выявляя локальные температурные аномалии. На основе решения уравнений гидродинамики и теплопроводности для стационарного ламинарного течения масла в трещине выполнена теоретическая оценка количественной зависимости локального изменения температуры от раскрытия трещины и градиента давления в цилиндре аксиально-поршневого насоса. Показано, что трещины с раскрытием от 30 мкм создают локальный перегрев не менее 0,5 °C, что более чем на порядок превышает пороговую чувствительность современных тепловизоров. Увеличение раскрытия до 60 мкм приводит к локальному нагреву на 10 °C, что делает дефект легко обнаруживаемым. Экспериментальные исследования проведены с использованием тепловизора Fluke TiX501 на узлах гидросистемы карьерных самосвалов БелАЗ. Установлено, что для загрязненных поверхностей коэффициент излучения лежит в диапазоне 0,90-0,97, а для очищенных 0,73-0,95 в зависимости от степени окисления металла. На основе полученных данных сформулированы практические условия проведения тепловизионного контроля. Составлен атлас тепловых карт бездефектных узлов гидросистемы БелАЗ. Результаты исследования позволяют повысить надёжность и безопасность эксплуатации горнотранспортных машин за счет своевременного выявления предаварийных ситуаций.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА тепловизионный контроль, гидросистема, самосвал, трещина, коэффициент излучения, тепловая карта

Введение

Карьерные самосвалы адаптированы для работы в самых экстремальных условиях [1]. Поэтому для их бесперебойной эксплуатации требуется систематический подход по своевременному выявлению потенциальных неисправностей для сокращения времени ремонта и продления жизненного цикла [2, 3].

Существующие системы мониторинга состояния техники позволяют собирать огромные объемы цифровых сигналов от различных специализированных датчиков, предотвращая внезапные отказы как стационарных установок, так и мобильных транспортных средств [4-7]. Как отмечалось в [4], оснащение самосвалов датчиками температуры и давления масла, температуры шин, вибрации двигателей внутреннего сгорания и редукторов должно не только информировать водителя (оператора) самосвала об отклонениях в работе компонентов, но и посредством связи передаваться и обрабатываться в базе данных отдельного предприятия и компании в целом. Авторами работы [5] протестирован метод прямого измерения полезной нагрузки с помощью тензометрических датчиков, установленных на рессорах подвески тяжелых транспортных средств. Однако измерения с помощью тензометрических датчиков сложны, поскольку они чувствительны к внешним воздействиям (неровная поверхность дороги, маневры тяжелых грузовиков).

Для отслеживания и контроля технического состояния самосвалов БелАЗ в 2010–2021 гг. была разработана интеллектуальная система мониторинга и прогнозной аналитики (IMS) [8]. Датчики системы позволяют, например, контролировать температуру охлаждающей жидкости и выхлопных газов, давление масла в

двигателе внутреннего сгорания, из отдельных узлов гидравлической системы передается информация о температуре масла, степени загрязнения рабочей жидкости, давлении в гидроаккумуляторах рулевого управления и др. В общей сложности IMS насчитывает около пятидесяти датчиков [8].

Все перечисленные выше методы, помимо установки дополнительных датчиков на самосвалы, предполагают знание параметров конструкции транспортного средства и динамической модели шасси, которые могут быть неизвестны или сильно изменяться в зависимости от внешних условий.

Тем не менее несмотря на то, что современные карьерные самосвалы оснащены датчиками и электронными блоками управления, контролирующими работу отдельных компонентов (тормозной системы, двигателя, гидравлики, трансмиссии, шин и др.), для обнаружения и устранения неисправностей на ранних стадиях необходимо также применять дополнительные комплексы диагностических методов. К таким методам относится, в первую очередь, визуальный контроль, включающий эндоскопию, которая позволяет обнаруживать внутренние полости некоторых узлов. Данный метод дополняет ультразвуковая дефектоскопия, применяемая, например, для диагностики сварных швов, обнаружения внутренних дефектов в виде трещин или расслоений в металлических узлах.

Особое внимание уделяется вибродиагностике [9, 10]. Изменение спектра акустических колебаний отдельных узлов позволяет выявить отклонения в их работе. Появление дополнительных гармоник в спектрах дает возможность выявить дисбаланс, люфты, износ подшипников и другие механические дефекты на очень ранней стадии. Как показано в работах [11, 12], повышение уровня вибрации приводит, например, к увеличению риска возникновения отказа комплектующих тяговых приводов карьерных самосвалов.

Термография или тепловизионный контроль позволяет очень оперативно выявлять точки перегрева электрических соединений [13], подшипников при износе [14, 15], тормозной системы [16], узлов двигателей [17] и гидросистемы [18], а также других элементов [19]. Как показано автором работы [20], возможности предлагаемого типа диагностики парка гидравлических экскаваторов могут быть расширены за счет внедрения элементов искусственного интеллекта при накоплении массива статистических данных с последующим анализом и прогнозированием предаварийных ситуаций для изучаемых узлов и механизмов [12, 21]. При проведении непрерывного мониторинга метод тепловизионной диагностики позволяет выявлять потенциально опасный дефект в динамике его развития путем измерения температурных условий того же узла после нескольких циклов его работы. Если тепловое поле повышается во время работы, появляется возможность предсказать начало предаварийной ситуации и обеспечить достаточно точный прогноз технического состояния контролируемых узлов, а также предупредить о возможности и сроках их отказа.

При этом для прогноза возможной аварийной ситуации с элементами гидросистемы автосамосвала необходимо иметь тепловые карты узлов в рабочем состоянии при различном состоянии их поверхностей, а также возможное повышение температуры при появлении дефектов.

В данной работе выполнена оценка изменения температуры в результате появления дефекта типа «трещина» в гидроцилиндре, а также представлены результаты измерения коэффициента излучения при различных состояниях поверхности и тепловые карты отдельных бездефектных узлов гидросистемы самосвалов БелАЗ.

Теоретические оценки изменения теплового поля гидроцилиндров самосвалов при наличии дефектов в виде трещин

Для оценки эффективности использования тепловизионного контроля при обнаружении дефектов в виде трещин в узлах гидросистемы рассмотрим следующую модель. Пусть утечка масла с коэффициентами динамической вязкости η и теплопроводности λ происходит в стенке гидроцилиндра через трещину шириной h (рис.1), толщина стенки L.

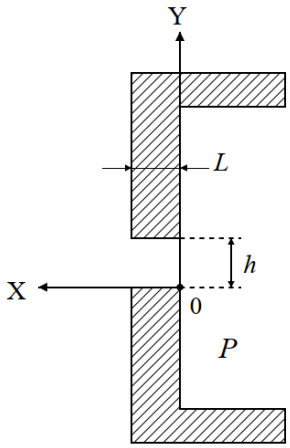


Рис. 1 – Расчетная схема модели

Считаем, что течение стационарное и ламинарное. Количество тепла при таком течении выделяется вследствие вязкой диссипации, а

изменение температуры T в струе описывается уравнением теплопроводности [22]:

$$\rho C_p \frac{\partial T}{\partial t} = \lambda \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + q(y,t) \quad (1)$$

где ρ – плотность масла, C_p – удельная теплоемкость масла, $q(y,t)$ – количество тепла, выделяющееся в единицу времени в единичном объеме среды. Если течение стационарное, то левая часть в уравнении теплопроводности (1) равна нулю. Величина $q(y,t)$ определяется градиентом скорости и при одномерном течении равна [23]:

$$q(y,t) = \eta(\frac{\partial V}{\partial y})^2 \quad (2)$$

В выражении (2) V – компонента скорости течения .вдоль оси X. Уравнение Навье – Стокса в проекции на ось X при стационарном течении в трещине (рис.1) имеет вид [23]: $\frac{\partial^2 V}{\partial y^2} = \frac{1}{\eta}\frac{\partial p}{\partial x}$. (3)

Давление не зависит от координаты y, а его градиент вдоль оси X постоянен и равен:

$$\frac{\partial p}{\partial x} = -\frac{\Delta p}{L}. \quad (4)$$

Здесь $\Delta p = p - p_0$, p – давление в гидроцилиндре, p_0 – атмосферное давление. Поскольку $p \gg p_0$, то атмосферным давлением пренебрегаем и в дальнейшем считаем, что $\Delta p = p$. В качестве граничных условий считаем, что скорость течения на стенках трещины равна нулю:

$$V(y=0) = V(y=h) = 0. \quad (5)$$

Интегрированием уравнения (3) с учетом (4), (5), получим:

$$\frac{\partial V}{\partial y} = -\frac{\Delta p}{2\eta L}(2y - h). \quad (6)$$

При нахождении распределения температур в области трещины считаем, что температура на стенках гидроцилиндра равна температуре масла внутри (изотермическое приближение):

$$T(y=0) = T(y=h) = T_0. \quad (7)$$

Тогда из выражений (1), (2) с учетом (6), (7) распределение температуры $T(y)$ в трещине $(0 \le y \le h)$ будет определяться выражением:

$$T(y) = T_0 - \frac{(\Delta p)^2 h^4}{4L^2\eta\lambda}(\frac{a^4}{3} - \frac{2a^3}{3} + \frac{a^2}{2} - \frac{a}{6}) \quad (8)$$

где безразмерный параметр $a = \frac{y}{h}(0 \le a \le 1)$.

Найдем отклонение температуры $\Delta T = T(y) - T_0$ (T_0 – температура в близлежащей бездефектной области), равное:

$$\Delta T = -\frac{(\Delta p)^2 h^4}{4L^2\eta\lambda}(\frac{a^4}{3} - \frac{2a^3}{3} + \frac{a^2}{2} - \frac{a}{6}) \quad (9)$$

в окрестности трещины $(0 \le y \le h)$ для следующих значений параметров: $\eta = 30$мПа · с, $\lambda = 0{,}15\,\frac{\text{Вт}}{\text{м·К}}$, $L = 2$ см. Давление масла в отдельных узлах гидросистемы автосамосвалов лежит в диапазоне 15-25 МПа. Расчеты для изменения температуры в области трещины в соответствии с выражением (9) выполнены для трещин с поперечными h = 30;40;50;60 мкм (рис. 2) для перепада давления Δp = 20 МПа, а максимальные значения локального изменения температуры при различных давлениях и раскрытиях трещины приведены в таблице 1.

Таблица 1

Максимальные значения отклонения температур в результате течи масла при различных значениях раскрытия трещины в стенке гидроцилиндра

Δp \ h	30 мкм	40 мкм	50 мкм	60 мкм
15 МПа	0,5 К	1,6 К	3,9 К	8,1 К
20 МПа	0,9 К	2,8 К	6,9 К	14,4 К
25 МПа	1,4 К	4,4 К	10,8 К	22,5 К

Проведенные расчеты показали, что трещины с величиной раскрытия 30 мкм дают изменение температуры не менее 1 К при давлении в гидросистеме 25 МПа, а при 15 МПа локальное изменение температуры составляет 0,5 К, что более, чем на порядок превышает погрешность измерения температуры современными тепловизорами. Увеличение раскрытия до 60 мкм приводит к локальному нагреву до десятка градусов, и трещина может быть легко обнаружена при тепловизионной съемке.

Таким образом, использование теплового метода позволяет идентифицировать трещины с раскрытием от 30 мкм. При этом данный метод является более эффективным по сравнению с капиллярным и ультразвуковым, поскольку менее

чувствителен к шероховатости и дает возможность снимать тепловые карты с больших поверхностей.

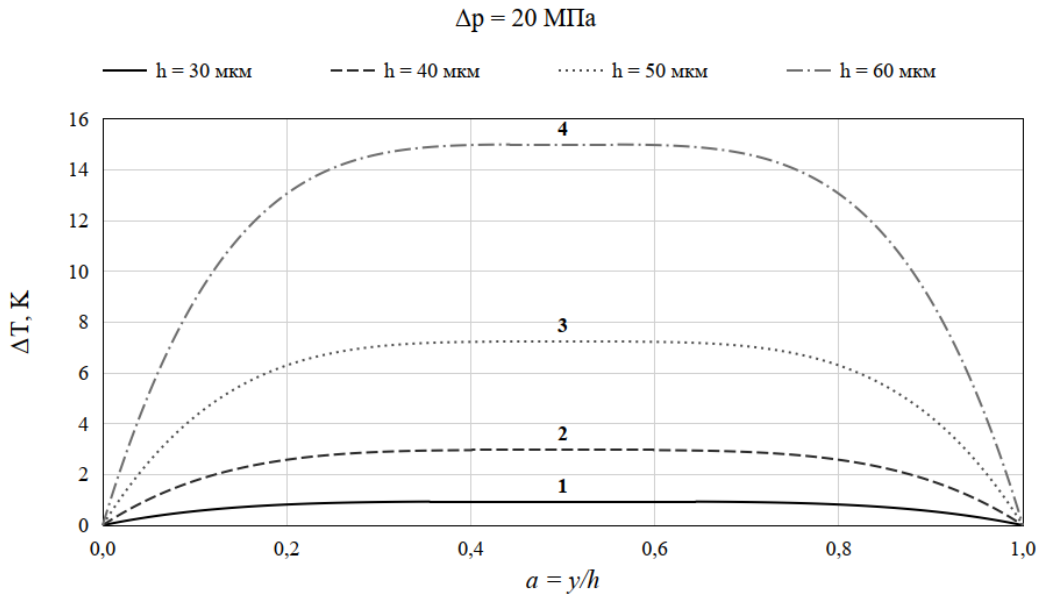


Рис. 2. Распределение температуры по поперечному сечению трещины при Δp = 20 МПа для различных величин раскрытия *h*: ;1 – h = 30 мкм; 2 – h = 40 мкм; 3 – *h* = 50 мкм; 4 – *h* = 60 мкм

Однако, для обнаружения локальных температурных отклонений, связанных с дефектами, необходимо иметь тепловые карты отдельных узлов гидросистемы без нарушений. Такие карты распределения температур элементов в рабочем состоянии при отсутствии и наличии на их внешней поверхности загрязнений были построены, и составлен атлас тепловых карт при специально оговоренных условиях проведения съемки.

Методы и объекты экспериментальных исследований

Методами исследования являлись визуальный и тепловизионный неразрушающий контроль. При визуальном контроле проводилась предварительная оценка состояния каждого узла. Тепловая съемка осуществлялась с использованием тепловизора Fluke TiX501, основные технические характеристики которого следующие:

- ИК-разрешение – 640 × 480 (307 200 пикселей);
- Пространственное разрешение (IFOV) со стандартным объективом – 0,93 мрад;
- Угол поля зрения – 34° (гор.) × 24° (верт.);
- Минимальное фокусное расстояние – 15 см;
- Совместимость с приложением Fluke Connect с автоматической загрузкой снимков в приложение;
- Технология IR-Fusion (объединение ИК и визуального изображения);
- Тепловая чувствительность (NETD) – ≤0,075 °C при 30 °C (75 мК);
- Встроенная цифровая камера (видимый спектр) – 5 Мп;
- Частота кадров – 9 Гц;
- Диапазон измеряемых температур от –20°C до +650°C.

Исследованию подвергались следующие узлы гидросистемы самосвалов БелАЗ: аксиально-поршневой насос, автомат разгрузки насоса, клапан двухмагистральный, коллектор, гидроаккумуляторы рулевой системы, масляный бак. Тепловые карты бездефектных элементов снимались в рабочем состоянии при загрязненной поверхности и после очистки (мойка струей и местами механическая очистка).

На первом этапе измерений проводилась калибровка аппаратуры с учетом таких факторов, как влияние окружающей среды и расстояния от тепловизора до объекта исследования, состояние поверхности узла, угол наблюдения.

Для исключения влияния окружающей среды на определяемое распределение температур измерения проводились при отсутствии прямых солнечных лучей на измеряемой поверхности и скорости ветра не более 5 м/с. В этом случае дополнительный поправочный коэффициент не вводится [24].

Основное внимание уделялось отклонению измеренных значений теплового потока от потока абсолютно черного тела. Данное отклонение задается коэффициентом излучения ε (степенью черноты), который сильно зависит от состояния поверхности каждого узла. Для определения этого коэффициента на каждый элемент в трех областях наклеивалась черная пленка размером 1x1 см с известным значением коэффициента излучательной способности, равным 0,95, и измерялась температура на поверхности данной пленки. После удаления пленки измерялась температура в тех же точках уже либо очищенной, либо загрязненной поверхности. По двум значениям температуры и известному значению коэффициента излучения пленки рассчитывался коэффициент излучения соответствующей поверхности каждого элемента гидросистемы, который выставлялся, соответственно, на тепловизоре для определения реального распределения температур.

Результаты и обсуждение

Первоначально определялось влияние расстояния от тепловизора до узла гидросистемы автосамосвала и угла наблюдения. Было получено, что при увеличении расстояния от 0,25 м до 1,0 м погрешность в определении температуры изменяется в пределах 0,1 % при минимальном расстоянии до 0,2 % при 1 м. Это означало, что при увеличении расстояния от 0,25 м до 1 м и температуре работающих узлов гидросистемы порядка 50°С и выше температура измеряемого поля изменялась в пределах 1°С. В связи с этим влиянием расстояния можно пренебречь. Измеренные значения коэффициентов излучения для некоторых элементов гидросистемы автосамосвалов БелАЗ при различных состояниях поверхностей, различных углах наблюдения и расстояний приведены в таблице 2.

Таблица 2

Значения коэффициента излучения (степень черноты)

№ п/п	Состояние поверхности	Расстояние до объекта, м	Угол между направлением съёмки и нормалью к поверхности объекта, ◦	Коэффициент излучения (степень черноты), ε
Аксиально-поршневой насос				
1	Чистая поверхность	0,47	40	0,97
2	Грязная поверхность	0,47	40	0,94
Автомат разгрузки насоса				
3	Чистая поверхность	0,31	40	0,73
4	Грязная поверхность	0,31	40	0,95
Клапан двухмагистральный				
5	Чистая поверхность	0,43	30	0,76
6	Грязная поверхность	0,43	30	0,95
Коллектор				
7	Чистая поверхность	0,25	0	0,95
8	Грязная поверхность	0,25	0	0,93
Гидроаккумуляторы рулевой системы				
9	Чистая поверхность	1,0	0	0,92
10	Грязная поверхность	1,0	0	0,90
Масляный бак				
11	Чистая поверхность	0,50	до 30	0,94
12	Грязная поверхность	0,50	до 30	0,95

Из приведенных в таблице 2 данных видно, что сильная зависимость коэффициента излучения наблюдается от состояния поверхности. Более того, если значение коэффициента излучения для всех элементов загрязненной поверхности лежит в пределах ε = (0,90 – 0,97), то для очищенной эти величины изменяются от 0,73 до 0,95. Такой сильный разброс в значениях ε обусловлен различным состоянием металла после очистки [24]. После воздействия струи на поверхность на ней оставалась оксидная пленка, которая приводила к увеличению ε до 0,90-0,94. Однако последующая механическая обработка приводила к снятию пленки. Известно [24], что коэффициент черноты неокисленного металла может уменьшаться до 0,5 и меньше. Поэтому для автомата разгрузки насоса и двухмагистрального клапана, для которых отдельные участки обрабатывались механически, коэффициент излучения уменьшался до 0,73-0,76.

При загрязненной поверхности и расстоянии до объекта исследования 0,3-0,5 м увеличение угла

наблюдения от 0° (отсчитывается от нормали к поверхности наблюдения) до 40° не приводит к существенному изменению в значениях коэффициента излучения.

Ниже приведены тепловые карты двух элементов: аксиально поршневого насоса (рис. 3 и 4) и масляного бака (рис. 5 и 6), для которых проводилась очистка только струей.

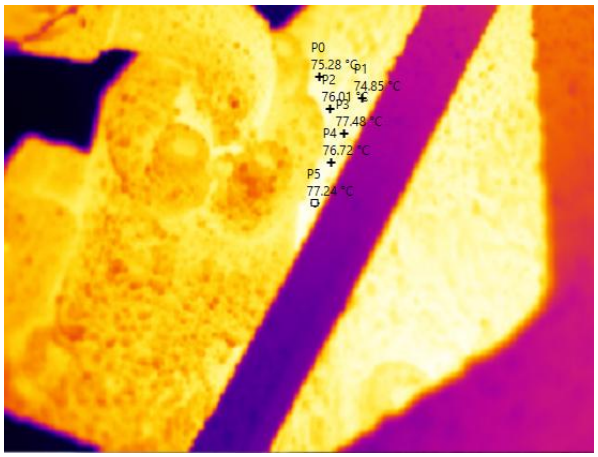
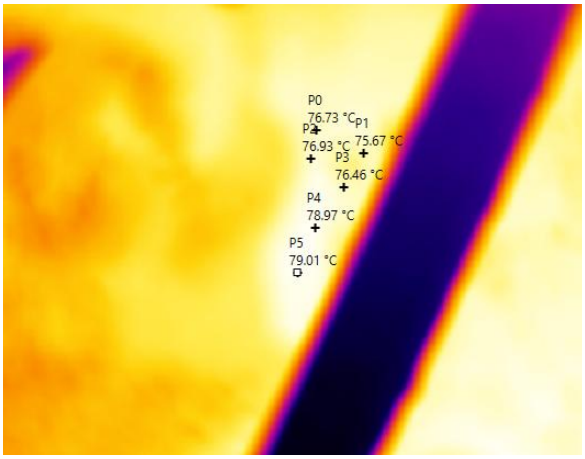


Рис. 3 – Аксиально-поршневой насос. Тепловая карта при грязной поверхности. Оптимальное расстояние съемки 0,5 метров. Температура на поверхности: т.Р0 – 75,28 °С, т.Р1 – 74,85 °С, т.Р2 – 76,01 °С, т.Р3 – 77,48 °С, т.Р4 – 76,72 °С, т.Р5 – 77,24 °С

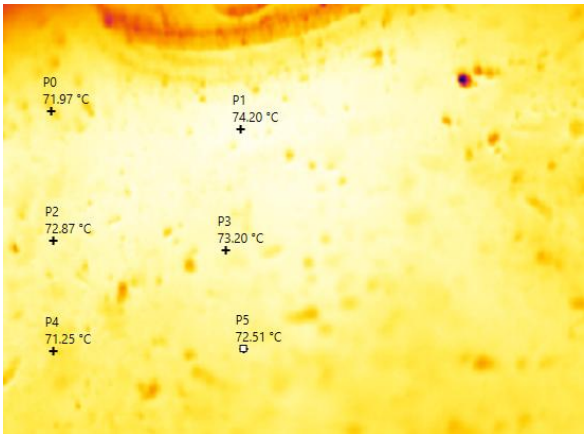


(а)



(б)

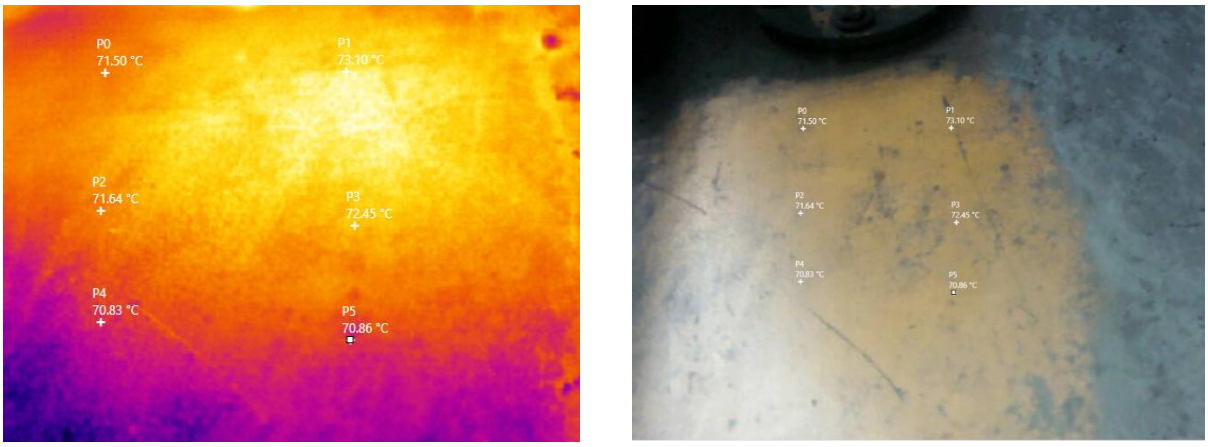
Рис. 4 – Аксиально-поршневой насос. Оптимальное расстояние съемки 0,5 метров. Температура на поверхности: т.Р0 – 76,73 °С, т.Р1 – 75,67 °С, т.Р2 – 76,93 °С, т.Р3 – 76,46 °С, т.Р4 – 78,97 °С, т.Р5 – 79,01 °С: (а) – тепловая карта при очищенной поверхности, (б) – фото места съемки.





(а) (б)

Рис. 5 – Масляный бак. Оптимальное расстояние съемки 0,5-1 метр. Температура на поверхности: т.Р0 – 71,97 °С, т.Р1 – 74,20 °С, т.Р2 – 72,87 °С, т.Р3 – 73,20 °С, т.Р4 – 71,25 °С, т.Р5 – 72,51 °С: (а) – тепловая карта при грязной поверхности, (б) – фото места съемки.



(а) (б)

Рис. 6 – Масляный бак. Оптимальное расстояние съемки 0,5-1 метр. Температура на поверхности: т.Р0 – 71,50 °С, т.Р1 – 73,10 °С, т.Р2 – 71,64 °С, т.Р3 – 72,45 °С, т.Р4 – 70,83 °С, т.Р5 – 70,86 °С: (а) – тепловая карта при очищенной поверхности, (б) – фото места съемки.

Из рисунков 3-6 видно, что очистка струей приводит к различию в типовых картах не более 1,5 °С.

Поэтому при проведении тепловизионного контроля узлов гидросистемы автосамосвалов БелАЗ рекомендуется проводить измерения в их рабочем состоянии перед мойкой при загрязненном состоянии поверхности с расстояний 0,3-0,5 м и углах наблюдения от 0° до 40°, либо при тех же параметрах после очистки струей.

Заключение

Проведенные исследования обосновали эффективность проведения тепловизионного контроля. Теоретические оценки показали, что наличие в гидроцилиндрах трещин с раскрытием от 30 мкм приводит к локальному повышению температуры более чем на 0,5 °С, что идентифицируется современными тепловизорами. Сформулированы условия, при которых необходимо проводить тепловизионный контроль:

1. Расстояние до объекта исследования должно лежать в диапазоне 0,25 м – 1,0 м, при этом оптимальными являются 0,30-0,50 м;
2. Угол наблюдения не должен превышать 40°;
3. Измерения необходимо проводить в рабочем состоянии при загрязненной поверхности, либо при очистке струей при учете сохранности оксидной пленки. В этом случае коэффициент излучения лежит в диапазоне ε = 0,90-0,97;
4. При необходимости проводить дополнительную калибровку с пленкой с известным коэффициентом излучения ε = 0,95.

В результате исследований составлен атлас тепловых карт бездефектных узлов гидросистемы БелАЗ.

JUSTIFICATION OF THE EFFICIENCY OF THE THERMAL IMAGING METHOD FOR DETECTING DEFECTS IN THE HYDRAULIC SYSTEM OF BELAZ DUMP TRUCKS

E.B. Cherepetskaya[1], Sh.M. Khudaiberdiev[2], Sh.S. Kosimov[2], A.A. Gapeev[1], O.L. Dudchenko[1]

[1] NUST MISIS, Moscow, Russia

[2] Almalyk Branch of NUST MISIS, Almalyk, Uzbekistan

ABSTRACT The article considers the feasibility of applying infrared thermography for non-destructive testing (NDT) in order to assess the technical condition of the hydraulic systems of BelAZ mining dump trucks. The relevance of this study stems from the need for timely detection of defects in hydraulic equipment at the early stages of their development, with the aim of reducing equipment downtime and extending its service life. Unlike conventional methods, infrared thermography is less sensitive

to surface roughness and enables the scanning and inspection of large areas, thereby revealing local temperature anomalies. Based on the solution of the hydrodynamic and heat conduction equations for steady-state laminar oil flow within a crack, a theoretical assessment was performed of the quantitative dependence of the local temperature variation on both the crack opening displacement and the pressure gradient in the cylinder of an axial-piston pump. It is shown that cracks with an opening displacement of 30 μm or more produce local overheating of at least 0.5 °C, which exceeds the threshold sensitivity of modern thermal imagers by more than an order of magnitude. An increase in the opening displacement to 60 μm results in local heating of 10 °C, making the defect readily detectable. Experimental studies were carried out using a thermal imager on the hydraulic system components of BelAZ mining dump trucks. It was established that for contaminated surfaces the emissivity ranges from 0.90 to 0.97, whereas for cleaned surfaces it ranges from 0.73 to 0.95, depending on the degree of metal oxidation. On the basis of the data obtained, practical conditions for performing infrared thermographic inspection were formulated. An atlas of thermal maps of defect-free hydraulic system components of BelAZ trucks was compiled. The findings of the study make it possible to enhance the reliability and safety of mining transport machinery operation through the timely identification of pre-emergency conditions.

KEYWORDS thermal imaging control, hydraulic system, dump truck, crack, emissivity coefficient, thermal map.

REFERENCES

1. Кузнецов Д. В., Одаев Д. Г., Линьков Я. Е. Особенности выбора технологического автотранспорта для разработки глубоких карьеров севера // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 5. – С. 54-65.

2. Сергеев В. Ю. Диагностические методы и средства неразрушающего контроля для технического аудита узлов и агрегатов карьерных экскаваторов // Горная промышленность. – 2009. – № 6 (88). – С. 45-47.

3. Тотьмянин С. В. Анализ интенсивности отказов и динамики простоев автомобилей БелАЗ горнодобывающего предприятия // Недропользование и транспортные системы. - 2022. - Т. 12. - № 2. - С. 12-24.

4. Кузин Е. Г., Пудов Е. Ю., Дубинкин Д. М. Анализ отказов узлов карьерных самосвалов в условиях эксплуатации // Горное оборудование и электромеханика. - 2021. - № 2. - С. 55-61. DOI: 10.26730/1816-4528-2021-2-55-61.

5. Wang Z., Zhao L., Kong Z., Kong Zh., Yu J., Yan Ch. Development of Accelerated Reliability Test Cycle for Electric Drive System Based on Vehicle Operating Data // Engineering Failure Analysis. - 2022. - Vol. 141. DOI: 10.1016/j.engfailanal.2022.106696.

6. Борисов С. В., Колтунова Е. А., Кладиев С. Н. Совершенствование структуры имитационной модели тягового асинхронного электропривода рудничного электровоза // Записки Горного института. – 2021. – Т. 247. – С. 114-121. DOI: 10.31897/PMI.2021.1.12.

7. Tsiglianu P., Romasheva N., Nenko A. Conceptual Management Framework for Oil and Gas Engineering Project Implementation // Resources. - 2023. - Vol. 12 (6). DOI: 10.3390/resources12060064.

8. Грачёв А. И. IMS - интеллектуальная система мониторинга и прогнозной аналитики БЕЛАЗа // Золото и технологии: информационно-аналитический журнал. - 2022. - № 2. - С. 98-99.

9. Gerike B., Kuzin Ye., Gerike P. New Approach to Mining Machines Reducing Gear Box Maintenance // The 11th China-Russia Academic Conferences. Shandong University of Science and Technology, 2023. - P. 537-552.

10. Герике Б. Л., Швыдкин С. А. К вопросу создания системы мониторинга технического состояния несущих металлоконструкций карьерных автосамосвалов // Уголь. - 2025. - № 12. - С. 68-71. DOI: 10.18796/0041-5790-2025-12-68-71.

11. Gustafson A., Schunnesson H., Galar D., Kumar U. The influence of the operating environment on manual and automated load-haul-dump machines: a fault tree analysis // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. - 2013. - Vol. 27 (2). - P. 75-87. DOI: 10.1080/1755182X.2011.651371.

12. Timusk M. A., Lipsett M. G., McBain J., Mechefske Ch. Automated operating mode classification for online monitoring systems // Journal of Vibration and Acoustics, Transactions of the ASME. - 2009. - Vol. 131 (4). - P. 0410031-04100310. DOI: 10.1115/1.3142871.

13. Димитрюк К. А. Тепловизионный метод технической диагностики трансформаторов 110 кВ // Вестник науки. - 2023. - Т. 4. - № 7 (64). - С. 337-342.

14. Jakubek B., Grochalski K., Rukat W., Sokol H. Thermovision measurements of rolling bearings // Measurement. - 2022. - Vol. 189. - 110512. DOI: 10.1016/j.measurement.2021.110512.

15. Janssens O. Thermal Image Based Fault Diagnosis for Rotating Machinery // Infrared Physics & Technology. - 2015. - Vol. 73. - P. 78-87. DOI: 10.1016/j.infrared.2015.09.004.

16. Sawczuk W., Cañás A. M. R., Kołodziejski S. Thermal imaging of the disc brake and drive train in an electric locomotive in field conditions // Combustion Engines. - 2023. - Vol. 196 (1). DOI: 10.19206/CE-174320.

17. Methodology for Thermal Analysis of Combustion Engines, Applied to Automobiles // Advances in Science and Technology. - 2024. - Vol. 151. - P. 93-100. DOI: 10.4028/p-MbC0S8.

18. Черепецкая Е. Б., Худайбердиев Ш. М., Косимов Ш. С., Эргашев Р. М. Тепловизионный контроль точек перегрева узлов гидросистемы автосамосвалов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2026. – № 2. – С. 59–67. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_2_0_59.

19. Damnjanovic Z. R., Mančić D., Jovanić P., Maksimović M. IR Testing and Monitoring Mining Equipments // 13th International Conference «Research and Development in Mechanical Industry» (RaDMI 2013). - Kopaonik, Serbia, 2013. - Vol. 2. – P. 647-651.

20. Sergeev V. Y. Methods and Devices for Control and Diagnostics of Materials, Products, Substances and the Natural Environment // Cifra.Engineering. - 2025. - № 4 (9). DOI: 10.60797/ENGIN.2025.9.1.

21. Wodecki J., Stefaniak P. K., Michalak A., Agnieszka W., Zimroz R. Technical condition change detection using Anderson-Darling statistic approach for LHD machines - engine overheating problem // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. - 2018. - Vol. 32 (6). - P. 392-400. DOI: 10.1080/17480930.2017.1388336.

22. Карслоу Г., Егер Д. Теплопроводность твердых тел. – Москва: Наука, 1964. – 488 с.

23. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя. – Москва: Наука, 1974. – 712 с.

24. Вавилов В. П. Инфракрасная термография и тепловой контроль. – Москва: ИД Спектр, 2009. – 544 с.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Cherepetskaya Elena Borisovna — Doctor of Technical Sciences (DSc), Chief Researcher; National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, Building 1, Russian Federation. E-mail: eb.cherepetskaya@misis.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-9642-2149

Khudaiberdiev Sherzod Murtazaevich — Candidate of Technical Sciences, Dean of the Faculty of Mining and Metallurgy; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 110105, Almalyk, Tashkent Region, Amir Temur Str., 56, Uzbekistan. E-mail: h.sherzod@list.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-7248-492X

Kosimov Shokhrukh Saidumar ugli — Deputy Dean of the Faculty of Mining and Metallurgy; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 110105, Almalyk, Tashkent Region, Amir Temur Str., 56, Uzbekistan. E-mail: sh.kasimov.mk@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0005-0655-6020

Gapeev Artem Andreevich — Candidate of Technical Sciences, Researcher; National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, Building 1, Russian Federation. E-mail: agapeev@misis.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0001-7744-9426

Dudchenko Oleg Lvovich — Candidate of Technical Sciences, Associate Professor; National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, Building 1, Russian Federation. E-mail: dionis_4444@mail.ru

YER OSTI RUDA KONLARIDA SHAKLLANADIGAN TAYANCH BOSIMI ZONALARINING KON LAHIMLARI XAVFSIZLIGIGA TA'SIRINI BAHOLASH

[1]Salyamova K. D., [2]Bakirov G'.X., [3]Nurxonov X. A., [4]Zuxritdinov D.X.
[1]O'zR FA Mexanika va inshootlar seysmik mustahkamligi instituti, Toshkent, O'zbekiston
[2]Olmaliq davlat texnika instituti, Olmaliq, O'zbekiston
[3]Qarshi davlat texnika universiteti, Qarshi, O'zbekiston
[4]Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O'zbekiston

Doi: 10.5281/zenodo.23663691

ANNOTATSIYA Ushbu maqolada yuqori tektonik kuchlanish sharoitlari bilan ifodalanadigan «Qizil-Olma» konining quyi gorizontlarida joylashgan nimqavatlarni qazib olish jarayonida yuzaga keladigan tayanch bosim zonalarining shakllanishini raqamli modellashtirish asosida tadqiq etilgan. Tadqiqot natijalari chuqurlik va qazib olish frontining o'lchami ortishi bilan siqilish kuchlanishlarining sezilarli darajada ortishini hamda ularning maksimal qiymatlari pastki nimqavat shtreki va qazib olish kamerasining shift qismida konsentratsiyalanishini ko'rsatdi. Hisoblash natijalari asosida ruda tanasi atrofida siquvchi va tangensial kuchlanishlarning qayta taqsimlanishi, yuqori kuchlanish konsentratsiyasi kuzatiladigan uchastkalar hamda relaksatsiyalangan zonalarning o'zaro joylashish xususiyatlari aniqlangan. Olingan natijalar kon lahimlari turg'unligini baholash, kon lahimi bo'ylab xavfli zonalarni aniqlash va qazib olish parametrlarini optimallashtirish uchun muhim ilmiy-amaliy ahamiyatga ega.

KALIT SO'ZLAR kon lahimlari, tayanch bosimi zonasi, kuchlanish konsentratsiyasi, kuchlanish-deformatsiya holati, kuchlanishlarning qayta taqsimlanishi, relaksatsiya zonasi, sonli modellashtirish, tog' bosimi, geomexanik holat, tektonik gorizontal kuchlanishlar.

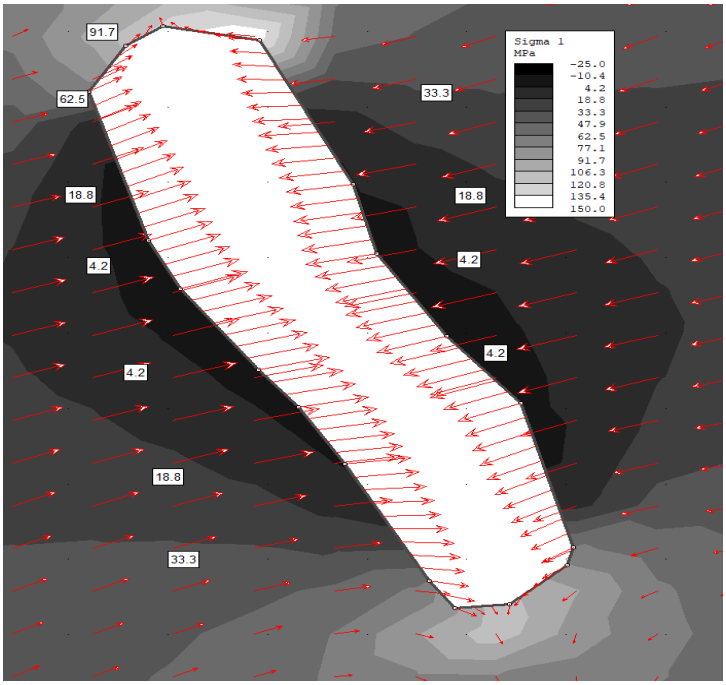
«Angren» kon boshqarmasi tarkibidagi «Qizil-Olma» koni sharoitida tog' jinslari massivida ta'siri yuqori bo'lgan siquvchi tektonik gorizontal kuchlanishlar maydoni asosan shimoli-g'arbiy yo'nalishda yo'naltirilganligi aniqlangan. Ushbu regional tektonik kuchlanishlar kon maydonida keng tarqalgan geologik buzilishlar, yoriqlar va kontakt zonalari bilan o'zaro ta'sirlashib, massivning geodinamik holatini sezilarli darajada murakkablashtiradi. Natijada tog' jinslari massivida kuchlanishlarning fazoviy qayta taqsimlanishi, mahalliy kuchlanish konsentratsiya zonalarining shakllanishi hamda elastik energiyaning to'planishi kuzatiladi.

Bunday murakkab geologik-tektonik sharoitlarda yer osti kon ishlari olib borilishi qazib olish bo'shlig'i atrofidagi massivning kuchlanish-deformatsiya holatini uzluksiz monitoring qilishni, kon bosimining xavfli dinamik namoyon bo'lish ehtimolini prognozlashni hamda maxsus geomexanik profilaktika chora-tadbirlarini ishlab chiqish va joriy etishni talab etadi. Mazkur zarurat yer osti inshootlarining asosiy qismi bevosita qazib olingan bo'shliqlar yaqinida joylashganligi, bu esa ularni texnogen kuchlanish maydonining maksimal ta'sir zonalariga tushib qolish ehtimolini oshirishi bilan izohlanadi. «Qizil-Olma» konida olib borilgan kon qazish ishlari natijasida qazib olish bo'shlig'i atrofidagi tog' jinsi massivida tayanch bosimi bilan bog'liq yuqori kuchlanish konsentratsiyasi zonalarining shakllanishi murakkab sharoitlarni yuzaga keltirmoqda [1].

Tadqiqot ishlarida tog' jinslari massivining kuchlanish-deformatsiya holatini aniqlash uchun matematik modellashtirish usuli qo'llanildi. Matematik modellashtirish chekli elementlar usuli asosida EXAMINE 2D kompyuter dasturi yordamida amalga oshirildi, hisoblash modeli tekis deformatsiya (plane strain) sharoitida qaraldi. Modelda qazib olish bo'shlig'i, nimqavat shtreklari va atrof tog' jinsi massivi hisobga olindi. Kon ishlari ta'siri yetib bormagan tabiiy massiv sharoitida maksimal asosiy kuchlanish (σ_1) ruda tanasining cho'zilish (tarqalish) yo'nalishi bo'ylab yo'naltirilgan bo'lsa, qazib olish bo'shlig'i atrofidagi massivda asosiy gorizontal kuchlanishlar maydoni ruda tanasining tarqalish yo'nalishiga deyarli perpendikulyar yo'nalishda shakllanadi [2]. Ushbu holat tog' jinslari massivining kuchlanish-deformatsiya holatining anizotrop xarakterini hamda kon ishlari natijasida yuzaga keladigan texnogen kuchlanish maydonining murakkab fazoviy tuzilishini tasdiqlaydi (1-rasm).

Kon ishlari chuqurligining ortib borishi bilan tog' jinslari massivida siqish kuchlanishlarining o'rtacha qiymatlari izchil ravishda oshib borishi aniqlangan. Xususan, «Qizil-Olma» koni maydonida 450 m chuqurlikda gorizontal siqish kuchlanishining o'rtacha qiymati 95 MPa ni, tayanch bosim zonasida esa maksimal kuchlanish qiymati 110 MPa ga yetishi qayd

etilgan. Ushbu qiymatlar kernli disklanish usuli bo‘yicha olingan natijalar bo‘yicha hisoblab topilgan va aniqligi boshqa tadqiqot natijalari bilan taqqoslangan. Natijada xatolik ko‘rsatkichi 3-5% ni tashkil qildi. Mazkur chuqurlik sharoitida atrof tog‘ jinslarining siqilishdagi o‘rtacha chegaraviy mustahkamligi σ_s = 120–160 MPa, rudaning siqilishdagi chegaraviy mustahkamligi esa σ_s = 130–180 MPa diapazonda ekanligi aniqlangan. Bu ko‘rsatkichlar tog‘ jinslari va ruda tanalarida elastik energiya to‘planishi hamda mo‘rt sinish jarayonlarining potensial rivojlanish ehtimoli mavjudligini ko‘rsatadi [3].



1-rasm. Qazib olish bo‘shlig‘i atrofidagi va kon ishlari ta’siri yetib bormaydigan massivlarda gorizontal kuchlanishlarning ta’sir yo‘nalishlari.

Tadqiqotlar shuni ko‘rsatdiki, tayanch bosim zonasida maksimal kuchlanish konsentratsiyasining joylashish chuqurligi ($h_{t.b}$) qazib olinayotgan ruda tanasining qalinligi, tog‘ jinslarining fizik-mexanik xususiyatlari (siqilishdagi mustahkamlik, elastiklik moduli, Puasson koeffitsienti) hamda dastlabki tektonik kuchlanish holatiga bevosita bog‘liqdir. Mazkur bog‘liqlik quyidagi empirik ifoda bilan aniqlanadi:

$$h_{t.b} = m\left(1{,}174 - \frac{0{,}00033 \cdot C \cdot \cos\beta}{1-\sin\beta}\right) \ [m] \qquad (1)$$

Bunda: m-ruda tanasi qalinligi, m; C – tog‘ jinslarining ilashish ko‘rsatkichi, β – tog‘ jinsining ichki ishqalanish burchagi, grad.

$$h_{t.b} = m\left(1{,}174 - 0{,}000165 \cdot \left(\sigma_1 - \frac{1+\sin\beta}{1-\sin\beta} \cdot \sigma_3\right)\right) [m] \qquad (2)$$

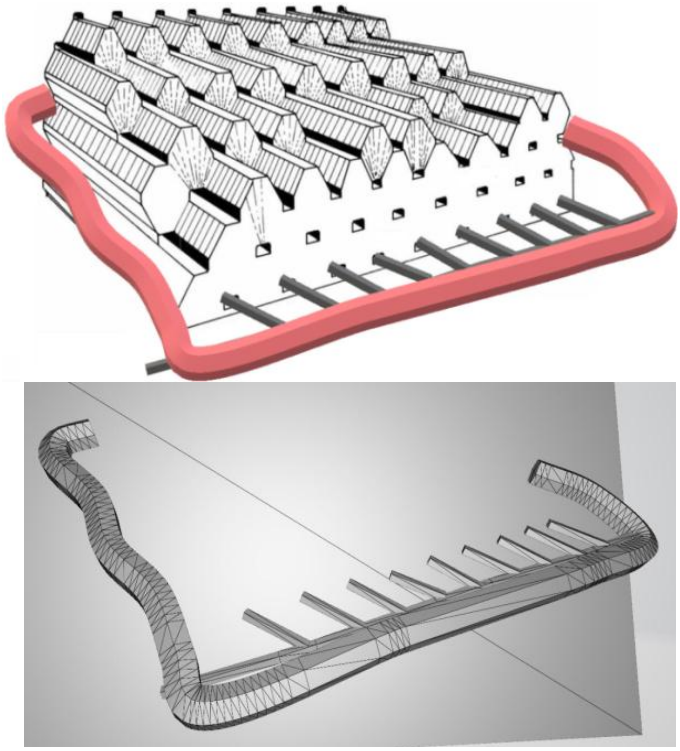
Bunda: m-ruda tanasi qalinligi, m; σ1 va σ3 – asosiy kuchlanishlar, MPa; β – tog‘ jinsining ichki ishqalanish burchagi, grad;

«Qizil-Olma» koni sharoitida nimqavatlarda qazib olish frontining turli yo‘nalishlarda rivojlanishi, nimqavatlar bo‘yicha ruda tanasining qalinligi, ruda hamda atrof tog‘ jinslarining fizik-mexanik xususiyatlari, shuningdek qo‘llanilayotgan qazib olish tizimining konstruktiv elementlari ta’sirini kompleks hisobga olgan holda tayanch bosim zonalarining fazoviy joylashuv chuqurligini aniqlash uchun empirik bog‘lanish ifodasi ishlab chiqildi. Ushbu bog‘lanish qazib olish jarayonining texnologik va geomexanik parametrlariga bog‘liq holda tog‘ jinslari massivida shakllanadigan kuchlanish konsentratsiyasi zonalarining chuqurlik bo‘yicha tarqalishini baholash imkonini beradi hamda tayanch bosim zonasining prognozlash modeli sifatida taklif etiladi [4].

$$h_{t.b} = 8.54 \cdot \ln L_{q.f} - 8.85 \ \ [m] \qquad (3)$$

bunda: $h_{t.b}$ –qazib olinayotgan gorizontdagi kon lahimidan tayanch bosim zonasigacha bo‘lgan chuqurlik, m., $L_{q.f}$ – nimqavatda qazib olish frontining ruda tanasi cho‘ziqligi bo‘yicha uzunligi, m.

«Qizil-Olma» konining +925 gorizontida joylashgan 10B ruda tanasi nimqavatlarida qazib olish bo‘shlig‘i atrofida shakllangan tayanch bosim zonalarining fazoviy konfiguratsiyasi 2-rasmda keltirilgan bo‘lib, u qazib olish ishlari natijasida yuzaga keladigan texnogen kuchlanish maydonining murakkab tuzilishini aks ettiradi.



a) b)

2-rasm. «Qizil-Olma» koni +925 m gorizontida tayanch bosim zonasi hosil bo‘lish sxemasi:
a-umumiy holat; b-tayanch bosim zonasi.

Hozirgi vaqtda «Qizil-Olma» konining +865 m gorizontida joylashgan nimqavatda qazib olish frontining ruda tanasi cho‘ziqligi bo‘yicha uzunligi $L_{q.f}$ = 35 m dan 80 m gacha o‘zgarishi mumkin. Shu bilan birga, +805 gorizontdagi nimqavatda qazib olish frontining ruda tanasi bo‘ylab cho‘zilish uzunligi $L_{q.f}$ = 40–60 m diapazonda ekanligi aniqlangan. Mazkur uzunliklarda qazib olish ishlari nimqavatning turli uchastkalarida bir vaqtning o‘zida olib borilmoqda, bu esa qazib olish frontining fazoviy rivojlanishining murakkabligini ko‘rsatadi. Qazib olish frontining ruda tanasi bo‘ylab cho‘zilish uzunligining bunday o‘zgaruvchanligi nimqavatda bir vaqtda faoliyat yuritayotgan qazib olish ortlari (zaboylar) soni bilan bog‘liq bo‘lib, front oldi tog‘ jinslari massivida buzilishlar rivojlanishiga olib keladi. Nimqavatdagi qazib olish ortlari orasidagi o‘rtacha masofa 14–17 m ni tashkil etishi aniqlangan bo‘lib, bu ko‘rsatkich tog‘ jinslari massivida kuchlanishlarning lokal qayta taqsimlanishi hamda tayanch bosim zonalarining shakllanishiga sezilarli ta’sir ko‘rsatadi.

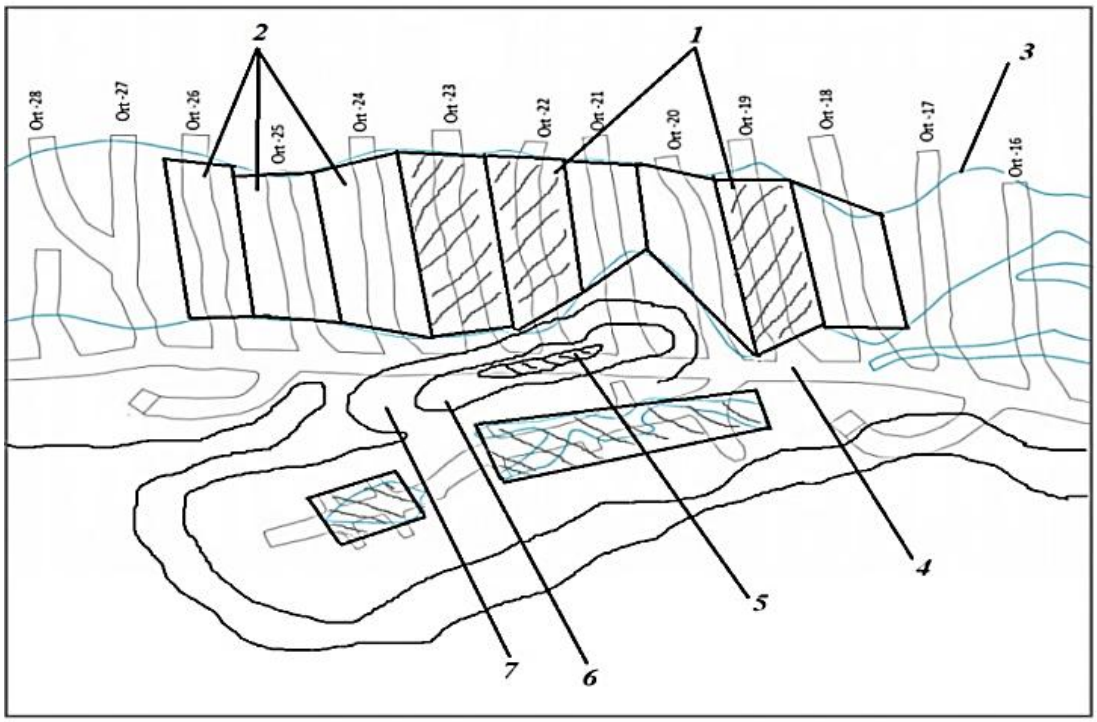
Shu sababli, qazib olish frontining ruda tanasi bo‘ylab cho‘zilish uzunligi va ortlar orasidagi masofa tayanch bosim zonalarining makon bo‘yicha joylashuvini prognozlashda, shuningdek kon lahimlari va qazib olish kameralarining turg‘unligini baholashda muhim geomexanik parametrlar sifatida qaraladi. Ushbu gorizontlardagi nimqavatlarda ruda tanasining qalinligi 25 dan 40 m gacha o‘zgarib turadi, nimqavat balandligi esa barcha gorizontlarda 12 m ni tashkil etadi [5].

Odatda, tayanch bosim zonasida maksimal kuchlanish holati yuzaga keladi va uning fazoviy joylashish chuqurligi bir qator geomexanik va texnogen omillarga bog‘liq bo‘ladi. Ushbu omillarning asosiylari quyidagilardir:

1. Qazib olish bo‘shlig‘i atrofidagi tog‘ jinslari massividagi maksimal gorizontal kuchlanishlar (σ_{tb}, MPa) – u ruda tanasiga perpendikulyar va parallel yo‘nalishlar bo‘yicha tarqaladi;
2. Vertikal kuchlanishlar (γH, MPa) – tog‘ jinslarining og‘irligi va chuqurlikdan kelib chiqadigan gravitatsion komponentlar natijasida yuzaga keladi;
3. Ruda tanasining qalinligi (m, m) – qalin ruda tanalarida tayanch bosim zonasining chuqurligi odatda ortadi, chunki yuklamaning dispergatsiya maydoni kengroq bo‘ladi;
4. Kon ishlari olib borilayotgan chuqurlik (H, m) – chuqurlik ortishi bilan tog‘ jinslari ustki qatlamlari ostida hosil bo‘ladigan siquvchi kuchlar kuchayadi;
5. Tog‘ jinslarining siqilishdagi chegaraviy mustahkamligi (σ_{sq}, MPa) – tog‘ jinslarining mexanik xususiyatlari tayanch bosim zonasining joylashish chuqurligi va kuchlanish konsentratsiyasi qiymatiga bevosita ta’sir ko‘rsatadi.

Shunday qilib, kon ishlarining rivojlanishi va front yo‘nalishining o‘zgarishi tayanch bosim zonasi va undagi maksimal kuchlanish konsentratsiyasi

markaziy va chekka qismlarda doimiy ravishda o‘zgarishini ta’minlaydi. Atrofdagi tog‘ jinsi massividagi dinamik hodisalar konsentratsiyasi, asosan, ruda tanasidagi nimqavatlarni qazib olishdan keyin, puch tog‘ jinslarining mo‘rt buzilib, qazib olish bo‘shlig‘ini to‘ldirish jarayonida hosil bo‘ladi. Shu bilan birga, turli o‘lchamdagi nimqavatlardan tashkil topgan qavatlar ruda tanalarida joylashganligi sababli, bu zonalarga ta’sir qiladigan tektonik buzilishlar yuzaga keladi. Ko‘pincha tog‘ jinslari massividagi kuchlanishlarning qayta taqsimlanishi portlatish ishlari natijasida yuzaga keladigan mikro silkinishlar (razgruzka) hisobiga amalga oshadi, bu esa massivning ayrim qismlarida qisqa muddatli yengillashishga olib keladi. Keyinchalik vaqt o‘tishi bilan boshqa qismlarda kuchlanish konsentratsiyasi ortadi, natijada tayanch bosimi zonasi dinamik hodisalar konsentratsiyasi kuzatiladigan uchastkaning markaziy qismida, navbatdagi nimqavatning bir qismi qazib olinganidan so‘ng hosil bo‘ladi (3-rasm).



3-rasm. Qazib olish ishlarining tayanch bosim zonalarining shakllanishiga va dinamik hodisalarning konsentratsiyasiga ta’siri*: 1- qazib olingan ort, tayanch bosim zonasi, 2- qazib olishga tayyorlangan ort; 3-ruda tanasi, 4-nimqavat shtreki; kuchlanish ko‘payish zonasi; 5- dinamik hodisalarning konsentratsion zonasi; 6- tayanch bosim zonasining dastlabki joylashuvi; 7-tayanch bosim zonasining keyingi joylashuvi;*

O‘tkazilgan tadqiqotlar natijalariga ko‘ra, 10B ruda tanasida joylashgan +1045 gorizontdagi qazib olinayotgan nimqavat uchun tayanch bosim zonasi qazib olish bo‘shlig‘idan taxminan 30 m pastda shakllanganligi aniqlanib, ushbu zona uchta pastki nimqavatni (+933 m gorizont, +921 m gorizont va +909 m gorizont) qamrab olgan. Shuningdek, qazib olinayotgan maydonga tutash qazib olish uchastkalarida qazib olish fronti rivojlanishi jarayonida qazib olinayotgan nimqavatdan 5–6 ort oldinda hamda ruda tanasining qalinligiga bog‘liq holda pastki nimqavatlarda kuchlanishning ortib boruvchi yuklama zonasi, ya’ni tayanch bosim zonasi shakllanishi kuzatildi. Ushbu zonalarda tog‘ jinsi massivining kuchlanish-deformatsiya holati keskin kuchayganligi qayd etildi.

Kon ishlarini olib borish jarayonida dinamik hodisalar konsentratsiyasi zonalari va tayanch bosimi zonalarining shakllanish qonuniyatlarini aniqlash, loyihalash bosqichida ularning kelajakda ehtimoliy joylashishi va texnologik jarayonga ta’sirini oldindan baholash imkonini beradi. Ushbu ma’lumotlar asosida yangi nimqavatlar va pastki gorizontlarni qazib olish uchun geotexnologik sxemalar va parametrlar ishlab chiqish mumkin bo‘ladi.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ, ФОРМИРУЮЩИХСЯ В ПОДЗЕМНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ, НА БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

[1]Салямова К. Д., [2]Бакиров Г. Х., [3]Нурхонов Х. А., [4]Зухритдинов Д. Х.

[1]Институт механики и сейсмостойкости сооружений Академии наук Республики Узбекистан, Ташкент, Узбекистан.
[2]Алмалыкский государственный технический институт, Алмалык, Узбекистан.
[3]Каршинский государственный технический университет, Карши, Узбекистан.
[4]Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан.

АННОТАЦИЯ В статье на основе численного моделирования исследовано формирование зон опорного давления, возникающих при отработке подэтажей, расположенных на нижних горизонтах месторождения «Кызыл-Алма», характеризующегося высокими тектоническими напряжениями. Результаты исследований показали, что с увеличением глубины и размеров фронта горных работ происходит существенное возрастание сжимающих напряжений, при этом их максимальные значения концентрируются в области выработки нижнего подэтажного штрека и в кровельной части очистной камеры. На основе результатов расчётов установлены особенности перераспределения сжимающих и тангенциальных напряжений в массиве горных пород вокруг рудного тела, а также определено пространственное взаиморасположение участков с повышенной концентрацией напряжений и релаксированных зон. Полученные результаты имеют важное научно-практическое значение для оценки устойчивости горных выработок, выявления потенциально опасных зон вдоль горных выработок и оптимизации параметров ведения горных работ.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА горные выработки, зона опорного давления, концентрация напряжений, напряжённо-деформированное состояние, перераспределение напряжений, зона релаксации, численное моделирование, горное давление, геомеханическое состояние, тектонические горизонтальные напряжения.

REFERENCES

1. Bakirov G. Kh., Nurxonov X.A., Qoraboyev X.A., Metall romli mustahkamlagich egiluvchan qismining ish sharoitlarini baholash va uning rejimini boshqarish // Sanoatda raqamli texnologiyalar. – Qarshi, 2023. – Vol.1 – №1. – 64-70 b.
2. Bakirov G. Kh., Nurxonov X.A., Kon lahimi mustahkamlagichiga ta’sir qiladigan yuklamani hisoblash, hisoblash natijalarini qayta ishlash va tahlil qilish // Sanoatda raqamli texnologiyalar. – Qarshi, 2023. – Vol.1 – №2. – 56-63 b.
3. Melikulov A.D., Bakirov G. Kh., Alimov Sh.M. Qazib olinayotgan va istiqbolli oltin ruda konlarining geologik va tektonofizik sharoitlarining geotexnologiyalarga ta’sir etishining tahlili // Sanoatda raqamli texnologiyalar. – Qarshi, 2023. – Vol.1 – №2. – 62-97 b.
4. Bakirov G‘.X., Nurxonov X.A., Bo‘riyev F.M., Ravshanov A.A., Kon lahimlarini ankerli mahkamlashda qo‘llaniladigan kimyoviy ampulalarning o‘rni // Sanoatda raqamli texnologiyalar. – Qarshi, 2026. – Vol.2. – №4,1. – 31-36 b.
5. Салямова К.Д., Меликулов А.Д., Уралбаев А.Д., Бакиров Г.Х., Зухритдинов Д.Х. Численная оценка развития зон концентрации напряжений в массиве горных пород при влиянии процессов добычи в условиях рудника «Кызыл-Алма» // Muhandislik va iqtisodiyot. – Namangan, 2026. – Vol. – №7.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Salyamova Klara Djabbarovna – Chief Researcher at the Institute of Mechanics and Seismic Stability of Structures named after M.T. Urazbaev, Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, 100125, Tashkent, Durmon Yuli Str., 40, Uzbekistan.
E-mail: klara_51@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-7908-1186

Bakirov Gayrat Kholikberdiyevich – PhD, Associate Professor of the Department of Mining; Almalyk State Technical Institute, 110100, Almalyk, Mirzo Ulugbek Str., 45, Uzbekistan.
E-mail: gayratbakirov3004@gmail.com
ORCID ID: https://orcid.org/0009-0005-5471-6340

Nurkhonov Khusan Almirza ugli – PhD, Associate Professor of the Department of Geology and Mining; Karshi State Technical University, Karshi, Nasaf Str., 6, Uzbekistan.
E-mail: nurxonovxusan@gmail.com
ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-4526-7211

Zukhritdinov Davronbek Khusniddin ugli – PhD Student; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan.
E-mail: zuxritdinovdavronbek@gmail.com
ORCID ID: https://orcid.org/0009-0004-4079-3225

ОСОБЕННОСТИ ВЫБОРА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД С УЧЁТОМ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Раимжанов Б.Р., Косимов М.О.
Филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСИС» в г. Алмалык, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.23663831

АННОТАЦИЯ

В статье рассмотрен выбор систем разработки золоторудных месторождений с позиции рационального использования запасов и снижения потерь и разубоживания руды. Проанализирована взаимосвязь геологических условий, устойчивости массива, способов подготовки и очистной выемки с полнотой извлечения полезного ископаемого. Выделены контролируемые технологические факторы, связанные с точностью геолого-маркшейдерской информации, параметрами буровзрывных работ, последовательностью отработки, организацией выпуска и доставки руды, а также природные факторы, ограничивающие управляемость процесса. Рассмотрены системы разработки с магазинированием руды, горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства, подэтажными штреками и с использованием проходческого комплекса КПВ-1. Для сопоставления сформирован сравнительно-аналитический подход, учитывающий основные источники потерь, вероятные причины разубоживания и степень их технологической управляемости. Показано, что рациональный выбор системы разработки не может основываться только на производительности или капитальных затратах: необходимо одновременно учитывать геометрические параметры рудного тела, устойчивость руды и вмещающих пород, качество выпуска и объем оставляемых в недрах запасов. Предложенные положения могут использоваться при выборе и корректировке технологии отработки отдельных блоков золотосодержащих рудных месторождений.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

система разработки, золоторудное месторождение, потери руды, разубоживание, рациональное использование недр, магазинирование, закладка, подэтажные штреки, буровзрывные работы, выпуск руды, геолого-маркшейдерское сопровождение.

Введение.

Выбор системы разработки является одним из основных технологических решений при подземной добыче золоторудных месторождений. От него зависят порядок подготовки запасов, размеры очистных блоков, способ поддержания выработанного пространства, параметры буровзрывных работ, условия выпуска и доставки руды, а также возможности управления потерями и разубоживанием. Поэтому сравнение вариантов систем разработки должно проводиться не только по производительности и капитальным затратам,

но и по способности системы разработки обеспечить максимальное извлечение руды при ограниченном вовлечении вмещающих пород [1–5].

Для месторождений сложного строения выбор технологии дополнительно осложняется изменчивостью мощности и формы рудных тел, тектонической нарушенностью, трещиноватостью и различной устойчивостью руды и вмещающих пород. Задача выбора системы разработки заключается в согласовании геологических условий и технологических возможностей с требованием минимизации потерь и разубоживания.

Целью данных исследований является обоснование выбора систем разработки на основе сравнительного анализа источников потерь, причин разубоживания и степени технологической управляемости соответствующих факторов.

Методы исследования

Исследование выполнено сравнительно-аналитическим методом: для каждой системы разработки рассматриваются условия применения, основные технологические параметры, потенциальные источники потерь и разубоживания, а также факторы, которые могут быть изменены организационными и инженерными мероприятиями.

Для унификации последующего производственного контроля целесообразно сопоставлять фактические показатели с балансовыми и проектными запасами. Относительные потери руды могут определяться по выражению:

$$П = (Q_б – Q_р) / Q_б \cdot 100\ \%, \quad (1)$$

где $Q_б$ - балансовое количество руды в рассматриваемом объеме; $Q_р$ - количество извлеченной руды.

Разубоживание можно оценивать как долю некондиционной породы в добытой горной массе:

$$Р = Q_п / (Q_р + Q_п) \cdot 100\ \%, \quad (2)$$

где Qп - количество вовлеченной вмещающей породы.

Эффективность подземной добычи золотосодержащих руд должна оцениваться не только по объему добычи, но и по соотношению проектных, нормативных и фактических показателей потерь и разубоживания. Такое сопоставление позволяет выявлять участки, где снижение качества рудной массы обусловлено не геологической изменчивостью, а отклонениями технологии от принятого проекта отработки.

Потери и разубоживание формируются под совместным воздействием геологических условий и качества выполнения технологических операций. Для целей выбора системы разработки факторы целесообразно разделять на управляемые технологические и природные. Такое разделение позволяет отличить ограничения, обусловленные строением месторождения, от потерь, которые могут быть снижены инженерными и организационными мероприятиями.

Факторы формирования потерь и разубоживания:

- качество геолого-маркшейдерской информации: точность определения контура, мощности и положения рудного тела;
- параметры принятой системы разработки: размеры блоков, этажность, ширина и положение целиков, направление и последовательность отработки;
- проектная минимальная промышленная мощность и бортовое содержание, определяющие границы вовлечения руды в выемку;
- соблюдение плановой последовательности подготовки и отработки блоков и горизонтов;

Факторы подготовки и порядка отработки:

- точность проведения подготовительно-нарезных выработок и соответствие их проектному контуру;
- соблюдение проектной последовательности вскрытия, подготовки и очистной выемки.

Технологические факторы очистной выемки:

- точность бурения и качество взрывных работ, включая перебуры и недобуры;
- параметры компенсационных щелей и схема инициирования;
- удельный расход взрывчатых веществ и соответствие параметров отбойки геометрии блока;
- высота и ширина очистного пространства и соответствие паспорту буровзрывных работ;
- качество отбойки по проектному контуру и степень вовлечения вмещающих пород;
- организация выпуска руды, включая управление выпуском под налегающими породами;
- равномерность и полнота выпуска, контроль зависаний и перекоса выпускных воронок;
- условия доставки и транспортирования, влияющие на сохранность извлеченной руды и возможность селективной выемки.

К природным факторам относятся:

- геологическое строение и морфология рудных тел, сложность контактов и тектонические нарушения;
- минеральный состав и пространственная изменчивость содержания полезных компонентов;
- прочностные и деформационные свойства руды и вмещающих пород;
- степень трещиноватости и изменчивость мощности рудных тел, влияющие на устойчивость выработок и характер разрушения массива.

Особое значение имеет совместная оценка трещиноватости и тектонической нарушенности.

Ослабленные зоны могут изменять устойчивость обнажений, характер разрушения при буровзрывной отбойке руды и условия выпуска, поэтому их положение должно учитываться при определении размеров очистного пространства и выборе способа управления кровлей.

Природные особенности не могут быть устранены, однако их влияние может быть снижено рациональным выбором системы разработки, уменьшением размеров открытого пространства, применением закладки, корректировкой параметров буровзрывных работ и усилением геолого-маркшейдерского контроля.

Характеристика рассматриваемых систем разработки

Правильный выбор системы разработки определяет последовательность подготовительных, нарезных и очистных работ, размеры очистных блоков, объем оставляемых целиков и характер взаимодействия отбитой руды с вмещающими породами. Поэтому для целей рационального использования недр необходимо оценивать не только производительность системы разработки, но и управляемость потерь и разубоживания.

Подробно рассматриваются четыре варианта систем разработки: система разработки с магазинированием руды, система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства, система разработки подэтажными штреками и вариант с использованием проходческого комплекса КПВ-1.

Сравнение выполняется по единой логике: геометрические условия применения → параметры подготовки и очистной выемки → источники потерь → источники разубоживания → возможности технологического контроля. Такой порядок позволяет перейти от описания систем разработки к их обоснованному сопоставлению.

Универсальной системы разработки для всех геологических условий не существует. Для каждого участка следует выбирать такой вариант, при котором устойчивость массива, морфология рудного тела и параметры выемки согласуются с требованием сохранения проектного контура и полноты выпуска [2-4].

Система разработки с магазинированием руды. Магазинирование предусматривает временное заполнение выработанного пространства отбитой рудой, которая одновременно используется как рабочая площадка для последующих операций. Технология требует устойчивого массива и строгого контроля состояния вмещающих пород и последовательности выпуска. Основные риски потерь связаны с оставлением руды в целиках и неполным выпуском, а разубоживания - с обрушением боковых пород и нарушением управляемости выпуска.

При магазинировании эффективность извлечения руды зависит от сохранения проектной геометрии очистного пространства и равномерного выпуска руды. Параметры блока, ширина междукамерных целиков, толщина днища и потолочины, а также расстояние между выпускными воронками задают условия последующего извлечения запасов.

Средствами поддержания вмещающих пород служат междукамерные и междуэтажные целики, а при соответствующей технологии - закладочный массив. Наличие значительных целиков снижает непосредственную опасность разрушения массива, но одновременно увеличивает объем временно или постоянно оставленных запасов, что необходимо учитывать при оценке потерь.

Наряду с классической схемой магазинирования применяются варианты с частичным выпуском, усиленным креплением и комбинированием с другими способами поддержания выработанного пространства. Такие варианты должны оцениваться с учетом устойчивости боковых пород, мощности рудного тела и возможности селективного отделения пустых пород от промышленной руды. Параметры системы разработки:

- длина блока по простиранию - 60 м;
- высота блока - 60 м;
- ширина блока - равна мощности рудного тела;
- толщина днища - 5–7 м;
- толщина потолочины - 4–6 м;
- ширина междукамерных целиков - 6–8 м;
- расстояние между выпускными воронками 4–5 м.

Подготовка блока включает проведение откаточных и подготовительных выработок, ортов-заездов, блоковых восстающих, выработок для скреперования, выпускных дучек и воронок. Отбойка руды осуществляется шпуровым методом. Точность контура и качество выпуска являются ключевыми параметрами, определяющими соотношение потерь и разубоживания.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства. Последовательная выемка руды слоями с последующим заполнением образующегося пространства закладочным материалом позволяет ограничивать открытое пространство и повышать управляемость устойчивостью массива. В контексте рационального использования недр такая система разработки создает условия для более полного

извлечения запасов при контролируемом состоянии вмещающих пород.

При использовании твердеющей закладки целики могут отрабатываться на последующей стадии. Качество закладки и точность контуров имеют принципиальное значение: попадание закладочного материала в рудную массу может становиться самостоятельным источником разубоживания.

Система разработки подэтажными штреками. Параметры системы разработки:

- длина блока по простиранию - 60 м;
- высота блока - 60 м;
- ширина блока – равна мощности рудного тела;
- ширина междублоковых целиков - 8 м;
- расстояние между погрузочными ортами - 10 м;
- высота подэтажа - 10–15 м.

Подготовка блоков включает проведение полевого откаточного штрека, материально-ходового восстающего, рудоспуска, ортов-заездов, блоковых восстающих и погрузочных выработок. При отбойке глубокими веерами скважин возрастает значение точности положения скважин, параметров сетки и границ взрываемого блока: отклонение от проектной геометрии может одновременно увеличивать потери по контуру и вовлекать в рудную массу вмещающие породы.

Отбойка руды предусматривается глубокими скважинами. Веера скважин располагаются в вертикальной плоскости и разбуриваются из подэтажных штреков. Отбитая руда аккумулируется в подсечке на горизонте доставки и с помощью погрузочно-доставочной машины ПДМ доставляется к блоковому рудоспуску, по которому руда поступает на нижний откаточный горизонт.

Вариант системы разработки с использованием проходческого комплекса КПВ-1. Из восстающего, расположенного в средней части блока, с полка комплекса бурятся горизонтальные скважины диаметром 56 мм. Сокращение длины скважин является технологическим преимуществом схемы, однако ее эффективность с точки зрения рационального использования запасов также определяется точностью бурения, соответствием проектному контуру и последующей организацией выпуска руды и доставки.

Технологические схемы выпуска и доставки руды могут изменяться от скреперной доставки до применения самоходных машин. Для всех рассматриваемых систем разработки организация выпуска должна рассматриваться как самостоятельный элемент формирования фактических потерь и разубоживания, поскольку даже технически обоснованная схема отбойки не гарантирует полноты извлечения при нарушении режима выпуска [5-6].

Сравнительная оценка систем разработки по потерям и разубоживанию

Сопоставление рассматриваемых систем разработки показывает, что каждая из них имеет собственный набор критических факторов. В табл.1 приведена качественная сравнительная оценка, составленная на основе приведенных технологических схем и описаний. Она не заменяет расчет фактических показателей для конкретного месторождения, а используется как инструмент предварительного выбора и определения направлений технологического контроля.

Таблица 1

Сравнительная оценка рассматриваемых систем разработки

Система разработки	Потери руды	Разубоживание	Практическая оценка выбора
Магазинирование	Целики; неполный выпуск; остатки руды	Обрушение боковых пород; нарушение выпуска	Применима при благоприятной устойчивости массива и надежном контроле выпуска
Горизонтальные слои с закладкой	Остатки на контактах; временно оставленные запасы	Попадание закладки в руду; отклонение контура	Предпочтительна при сложной геомеханике и необходимости ограничить открытое пространство
Подэтажные штреки	Потери в междублоковых целиках; по контуру; недоотбой	Переразрушение пород; отклонение вееров скважин	Целесообразна при устойчивом массиве и точном контроле глубокого бурения
КПВ-1	Потери по контуру и в необработанных участках	Переразрушение массива; отклонение горизонтальных скважин	Рациональна при соответствующей геометрии блока и возможности сократить длину скважин

Из таблицы следует, что наиболее управляемыми являются решения, позволяющие уменьшить объем открытого пространства и обеспечить контролируемое отделение руды от вмещающих пород. При этом повышение полноты извлечения может сопровождаться дополнительными затратами на закладку, подготовку и контроль. Поэтому окончательный выбор должен выполняться по конкретным горно-геологическим условиям и технико-экономическим ограничениям.

Практические положения по выбору системы разработки

Для предварительного выбора системы разработки рекомендуется последовательно проверить: соответствие морфологии и мощности рудного тела; устойчивость руды и вмещающих пород; возможность поддержания и управления открытым пространством; ожидаемые источники потерь и разубоживания; возможность контроля фактического контура, параметров бурения и выпуска руды.

При устойчивых условиях и возможности обеспечить точную отбойку и выпуск может применяться система разработки с магазинированием или подэтажными штреками. При повышенной геомеханической сложности и необходимости ограничения открытого пространства преимущество может получать система разработки с закладкой. Вариант с КПВ-1 следует оценивать по соответствию геометрии блока возможностям комплекса и по способности сократить длину скважин без ухудшения проектного контура.

Ключевым условием рационального использования недр является постоянный контроль фактических показателей. Геолого-маркшейдерская служба должна сопоставлять проектный и фактический контуры, параметры бурения и взрывания, состояние выпускных выработок, объем добытой руды и признаки вовлечения вмещающих пород. Такая обратная связь позволяет своевременно корректировать паспорта очистных работ и параметры отработки блоков [7-9].

Выводы.

1. Выбор системы разработки золоторудного месторождения должен выполняться с учетом не только производительности и капитальных затрат, но и ожидаемого уровня потерь и разубоживания. Наиболее важными исходными условиями являются форма и мощность рудного тела, устойчивость массива, характер контактов и возможность управления открытым пространством.

2. Основные источники потерь связаны с оставлением руды в целиках, неполной отбойкой и выпуском, а также с потерями по контуру. Разубоживание преимущественно формируется при примешивании вмещающих пород, нарушении проектной геометрии очистного пространства и недостаточном контроле выпуска. Это требует раздельного учета причин и адресных технологических мероприятий.

3. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой обладает высокой управляемостью в условиях необходимости ограничения открытого пространства; системы разработки с магазинированием и подэтажными штреками эффективны при соответствующей устойчивости массива и точном выполнении параметров очистной выемки; применение КПВ-1 целесообразно связывать с соответствием геометрии блока возможностям комплекса. Окончательный выбор должен подтверждаться расчетом фактических показателей потерь и разубоживания для конкретного блока.

REFERENCES

1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Учебник для вузов. 4-е издание, перераб. и доп. - М.: Недра, 1984. – 359 с.

2. Имашев А.Ж., Суимбаева А.М., Мусин А.А. Прогнозная оценка разубоживания руды при отработке маломощных крутопадающих залежей системой подэтажных штреков // Записки Горного института. – Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный университет, 2024. – Т. 266. – С. 283-294.

3. Лизункин В.М., Лизункин М.В., Рабольт А.Н., Гуров С.Г. Результаты опытно-промышленных испытаний технологии отработки маломощных пологопадающих пластообразных рудных залежей расширенными заходками // Горный журнал, 2019. – № 1. – С. 37-40.

4. Савич И.Н. Проблемы применения систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва: Горная книга, 2014. – № 1. – С. 366-373.

5. Ткач С.М., Батугин С.А., Баракаева И.Д. Объективная оценка разубоживания руд – перспективный путь повышения ресурсного потенциала недр // Горный журнал. – Москва: Издательский дом «Руда и металлы», 2016. – № 1. – С. 37-40.

6. Батугин С.А., Ткач С.М., Баракаева И.Д. Развитие методологических основ определения и учета разубоживания руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва: Горная книга, 2012. – № 9. – С. 312-319.

7. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений. – Екатеринбург: Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, 2021. – 340 с.

8. Павлов А.М., Васильев Д.С. Совершенствование технологии подземной разработки тонких крутопадающих тел золоторудного месторождения Коневинского // Известия Сибирского отделения секции наук о Земле Российской академии естественных наук. Геология, разведка и разработка месторождений полезных ископаемых, 2017. – Т. 40. – № 2. – С. 88-94.

9. Кантемиров В.Д., Титов Р.С., Тимохин А.В., Яковлев А.М. Совершенствование методов учета повышенных потерь и разубоживания полезного ископаемого при добыче // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва, 2020. – № 3-1. – С.453-464.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Raimzhanov Bakhadirzhan Raimzhanovich	— Doctor of Technical Sciences (DSc), Professor of the Department of Mining; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 110105, Almalyk, Tashkent Region, Amir Temur Str., 56, Uzbekistan. E-mail: b.raimjanov@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-0395-1181
Kosimov Mukhiddin Odilovich	— Candidate of Economic Sciences, Associate Professor of the Department of Mining; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 110105, Almalyk, Tashkent Region, Amir Temur Str., 56, Uzbekistan. E-mail: kosimovmuhiddin25@gmail.com

METALLURGIYA SANOATI OQOVA SUVLARINI ELEKTROMAGNIT MAYDON ASOSIDA TOZALASH QURILMASINING ENERGETIK SAMARADORLIGINI BAHOLASH

M.O. Gafurova

Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O‘zbekiston

Doi: 10.5281/zenodo.23663897

ANNOTATSIYA Metallurgiya ishlab chiqarishining yuvish, boyitish va metall yuzalariga ishlov berish jarayonlarida hosil bo‘ladigan oqova suvlarni elektromagnit maydon asosida tozalash samaradorligi tadqiq qilindi. Uch tajriba tartibi bo‘yicha tozalangan suv hajmi, qoldiq konsentratsiya, tozalash darajasi va solishtirma energiya sarfi qiyosiy baholandi. Eng yuqori texnologik samaradorlik 96,66 %, energiya va tozalash darajasining eng maqbul nisbati esa 400 m³ hajmli tajriba tartibida aniqlandi. Elektromagnit qurilmaning oqilona ish tartibini tanlash uchun integral energetik mezon taklif etildi.

KALIT SO‘ZLAR oqova suv, elektromagnit maydon, tozalash samaradorligi, resurs tejamkorlik.

Metallurgiya korxonalarida rudani boyitish, yuvish, tozalash, sovitish va boshqa bosqichlar katta miqdorda texnik suv talab qiladi. Hosil bo‘ladigan oqova suv tarkibida temir, mis, nikel, rux, xrom, qo‘rg‘oshin birikmalari, metall oksidlari, mayda dispers zarrachalar, moy mahsulotlari hamda tuzlar bo‘lishi mumkin va bu suvni yetarli darajada tozalamasdan foydalanish suv obyektlarining ikkilamchi ifloslanishiga, ishlab chiqarish tizimiga qaytarish esa quvur va texnologik uskunalarda cho‘kma hamda korroziya sabab ishqalanish ortishi va elektr energiya sarfi ko‘payishiga olib keladi [1, 2].

Tarkibida metall zarrachalari mavjud oqova suvlar odatda neytrallash, reagentli koagulyatsiya, tindirish, filtrlash va membranali ajratish usullari bilan tozalanadi. Ularning samaradorligi yuqori bo‘lsa-da, kimyoviy reagent sarfi va ikkilamchi shlam hosil bo‘lishi ekspluatatsion xarajatlarni oshiradi. Elektromagnit ta’sir zaryadlangan va magnit sezgir zarrachalarning harakatini boshqarish, koagulyatsiya markazlarini yiriklashtirish va keyingi ajratish jarayonini jadallashtirish imkonini beradi [2, 3]. Shu sababli elektromagnit usulni metallurgiya oqova suvlarini qayta foydalanishga tayyorlashning dastlabki yoki kombinatsiyalangan bosqichi sifatida baholash dolzarbdir.

Tadqiqotning maqsadi elektromagnit maydon asosida ishlaydigan qurilmaning metallurgiya oqova

suvini tozalashdagi texnologik va energetik samaradorligini uch tajriba tartibi bo‘yicha aniqlashdan iborat [6].

Tajribalarda qurilmadan o‘tkazilgan suv hajmi V, elektromagnit tizim sarflagan energiya W, tozalashdan keyingi konsentratsiya C_t va tajribada aniqlangan tozalash samaradorligi η asosiy ko‘rsatkich sifatida qabul qilindi. Tozalash darajasi konsentratsiyalar farqi orqali quyidagicha ifodalanadi:

$$\eta = (C_0 - C_t) / C_0 \cdot 100\ \% \qquad (1)$$

bu yerda C_0 va C_t — metall saqlovchi aralashmaning boshlang‘ich va yakuniy konsentratsiyasi, mg/l. Bir tonna suvga sarflangan elektr energiyasi va energiya-texnologik mezoni quyidagi ifodalar orqali hisoblandi:

$$e = W / V,\ kWh/m^3; \qquad k = \eta / e \qquad (2)$$

k ko‘rsatkichi bir birlik solishtirma energiya sarfiga to‘g‘ri keladigan tozalash samaradorligini ifodalaydi. Ushbu mezon maksimal tozalash foizini emas, balki tozalash darajasi va energiya sarfi o‘rtasidagi maqbul muvozanatni aniqlash imkonini beradi.

Uch xil tajriba tartibida elektromagnit qurilmaga 440 kWh energiya berilgan, biroq tozalangan suv hajmi va jarayon samaradorligi turlicha bo‘lgan. Hisoblash natijalari 1-jadvalda keltirilgan.

1-jadval

Metallurgiya oqova suvini tozalash tajriba tartiblarining qiyosiy ko‘rsatkichlari

№	V, m³	C_t, mg/l	W, kWh	η, %	e, kWh/m³	*k*
1	96	27,07	440	86,47	4,583	18,87
2	400	20,02	440	92,66	1,100	84,24
3	240	20,02	440	96,66	1,833	52,73

Birinchi tajriba tartibida 96 m³ suv tozalangan va qoldiq konsentratsiya 27,07 mg/l ni tashkil etgan. Tozalash samaradorligi 86,47 % bo‘lsa-da, solishtirma energiya sarfi 4,583 kWh/m³ ga teng bo‘lib, uchala tajriba tartibi ichida eng yuqori qiymatni ko‘rsatdi. Natijada *k*=18,87 bo‘lib, bu tartibning energiya jihatdan nisbatan samarasiz ekanini bildiradi. Kichik hajmda o‘zgarmas 440 kWh energiya sarflanishi qurilmaning quvvatidan to‘liq foydalanilmaganini ko‘rsatadi.

Ikkinchi tajriba tartibida 400 m³ suv qayta ishlanib, qoldiq konsentratsiya 20,02 mg/l gacha kamaygan. Tozalash samaradorligi 92,66 %, solishtirma energiya sarfi esa 1,10 kWh/m³ bo‘ldi. Hisoblangan k=84,24 koeffitsiyenti tajribalar orasida eng katta qiymatdir. Demak, aynan ikkinchi tajriba tartibida tozalangan suv hajmi, yakuniy konsentratsiya va energiya sarfining eng maqbul nisbatini ta’minlaydi.

Uchinchi tajriba tartibida eng yuqori tozalash darajasi — 96,66 % qayd etildi. Bunda 240 m³ suv uchun solishtirma energiya sarfi 1,833 kWh/m³, *k* esa 52,73 ni tashkil etdi. Ikkinchi tajriba tartibi bilan solishtirganda tozalash darajasi 4,0 foiz bandga oshgan, biroq bir tonna suvga energiya sarfi 66,6 % ga ko‘paygan. Shuning uchun chiqish suviga qo‘yiladigan talab 92–93 % tozalash bilan bajarilsa, ikkinchi tajriba tartibi energetik jihatdan ustun; yuqoriroq tozalash talab qilinganda esa uchinchi tajriba tartibi tanlanadi.

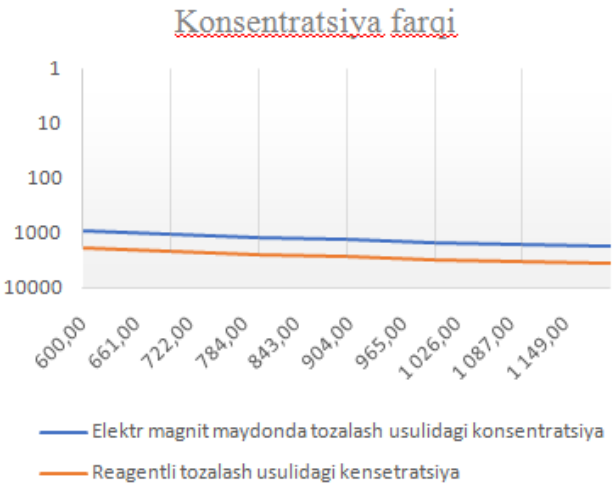
Elektromagnit g‘altakdagi o‘zinduksiya elektr yurituvchi kuchi $\mathcal{E}=L\cdot di/dt$ orqali aniqlanadi [3, 4]. Tok amplitudasi va uning o‘zgarish tezligi magnit oqim zichligini belgilaydi, ammo tokning ortishi I^2R issiqlik yo‘qotishlarini ham ko‘paytiradi. Shu sababli tozalash qurilmasining ish tartibi faqat magnit induksiyani oshirish orqali emas, balki chastota, impuls davomiyligi, oqim tezligi va suvning elektr o‘tkazuvchanligini muvofiqlashtirish orqali optimallashtirilishi kerak.

Oqim magnit maydon chiziqlarini kesib o‘tganda suyuqlikdagi zaryadlangan komponentlarga Lorens kuchi ta’sir qiladi. Magnit sezgir zarracha uchun maydon kuchi $F_m \approx Vp\cdot\Delta\chi\cdot\nabla(B^2)/(2\mu_0)$ ko‘rinishida, gidrodinamik qarshilik esa sust oqimda $F_d=3\pi\mu d_pv$ bilan baholanadi. F_m/F_d nisbatining ortishi metall oksidlari va koagulyatsiyalangan dispers zarrachalarning yiriklashishi hamda keyingi filtrlash yoki tindirishda ajralishini osonlashtiradi [1–3].

Metallurgiya oqova suvida pH, tuz miqdori va elektr o‘tkazuvchanlik o‘zgaruvchan bo‘lgani sababli elektromagnit usulni mustaqil yakuniy bosqich emas, balki mexanik filtrlash, tindirish yoki elektrokoagulyatsiya bilan uyg‘unlashtirilgan jarayon sifatida qo‘llash maqsadga muvofiq bo‘ladi. Chunki bu yondashuv metall ionlarining gidroksid va oksid shakllariga o‘tishini, agregatsiya tezligini va cho‘kmaning ajralishini boshqarish imkonini beradi.

Tadqiqot natijasida metallurgiya oqova suvini elektromagnit maydon asosida tozalash uchun texnologik samaradorlik η va solishtirma energiya sarfi e ni birlashtiruvchi *k*=η/e mezoni shakllantirildi. Ushbu mezon bo‘yicha 400 m³ hajmli ikkinchi tajriba tartibining qiymati 84,24 ga teng bo‘lib, birinchi tajriba tartibidan 4,46 marta va uchinchi tajriba

tartibidan 1,60 marta yuqori ekanligi aniqlandi. Shunday qilib, maksimal tozalash darajasi uchinchi tajriba tartibida kuzatilgan bo‘lsa ham, qurilmaning eng maqbul energiya-texnologik ish nuqtasi ikkinchi tajriba tartibiga to‘g‘ri keladi.

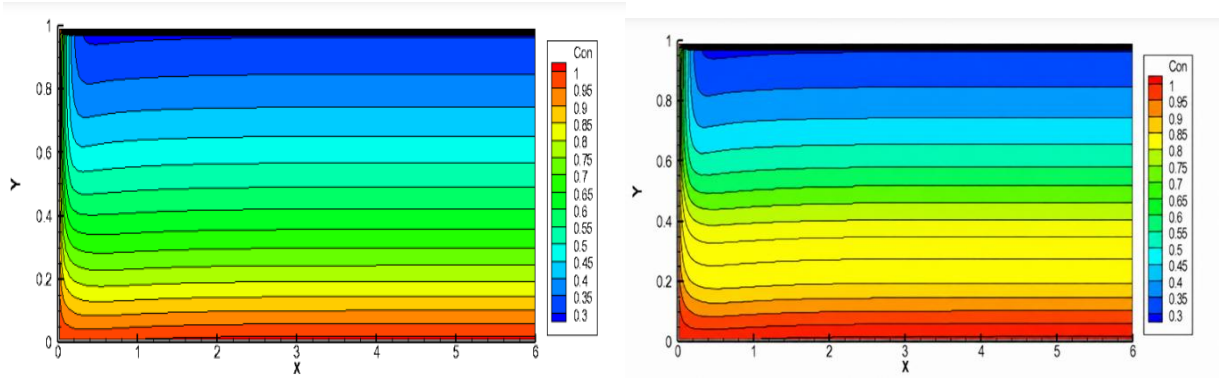


1-rasm. Konsentratsiya farqi

Tajribalar davomida suvdagi konsentratsiya farqi ham o‘rganilganda, birinchi tajribadagi elektromagnit maydon parametrlari bilan 2- va 3-tajribalardagi elektromagnit maydon parametrlar konsentratsiya farqlangani ko‘rindi (1 va 2-rasm).

Olingan natija elektromagnit qurilmalarni faqat olib tashlash foizi bilan baholash yetarli emasligini ko‘rsatadi. Suv sarfi kamayganda doimiy energiya berilishi bir tonnaga to‘g‘ri keladigan xarajatni keskin oshiradi.

Qurilma boshqaruvida suv sarfiga mos ravishda tok amplitudasi yoki impulsning ish koeffitsiyentini o‘zgartirish solishtirma energiya sarfini kamaytirishi mumkin. Buning uchun oqim sarfi, tok, kuchlanish, g‘altak harorati va chiqish konsentratsiyasi bo‘yicha yopiq avtomatik rostlash konturini tashkil etish tavsiya qilinadi [4].



2-rasm. Konsentratsiya farqi

Metallurgiya korxonasida elektromagnit tozalash qurilmasini joriy etishda oqova suv avval yirik mexanik zarrachalardan ajratilishi, keyin elektromagnit ishlov berish zonasidan o‘tkazilishi va undan so‘ng tindirish yoki filtrlash bosqichiga yo‘naltirilishi maqsadga muvofiq bo‘lardi. Qurilmaning bazaviy tajriba tartibi sifatida 400 m³ suvga 440 kWh, ya’ni 1,10 kWh/m³ energiya sarflanadigan tajriba tartibi qabul qilinishi mumkin. Agar texnologik me’yor yuqori tozalashni talab qilsa, 96,66 % samaradorlikka ega uchinchi tajriba tartibi qo‘llanadi, lekin bunda energiya sarfining 1,833 kWh/m³ gacha oshishi hisobga olinadi.

Nasosning ish nuqtasini quvur tarmog‘i tavsifiga mos tanlash, ortiqcha bosim yo‘qotishlarini kamaytirish va g‘altakning reaktiv quvvatini kompensatsiyalash umumiy energiya samaradorligini oshiradi [5, 6]. Elektromagnit tizimning uzoq muddatli ishlashida izolyatsiya holati va harorat nazorati, o‘tish jarayonlarida esa tokning ruxsat etilgan o‘sish tezligi ta’minlanishi kerak. Oqova suv tarkibi o‘zgaradigan sharoitda pH, elektr o‘tkazuvchanlik va qoldiq metall konsentratsiyasi davriy laboratoriya nazoratidan o‘tkaziladi.

Metallurgiya sanoati oqova suvini elektromagnit maydon bilan tozalash bo‘yicha uch tajriba tartibi qiyosiy tahlil qilindi. Eng yuqori tozalash darajasi 96,66 % bo‘lib, 240 m³ hajmli tajriba tartibida olindi. Biroq energiya-texnologik mezon bo‘yicha 400 m³ suv tozalangan ikkinchi tajriba tartibi eng samarali bo‘lib, unda qoldiq konsentratsiya 20,02 mg/l, tozalash samaradorligi 92,66 % va solishtirma energiya sarfi 1,10 kWh/m³ ni tashkil etdi. Ikkinchi tajriba tartibi uchinchi tajriba tartibiga nisbatan bir tonna suv uchun 40 % kam energiya sarfladi. Taklif etilgan *k* mezoni elektromagnit qurilmaning sanoat sharoitidagi oqilona ish tartibini tanlashga xizmat qiladi. Tadqiqotlarni yanada kengroq olib borish va mazkur natijalarni Cu, Fe, Zn, Ni va Cr bo‘yicha alohida konsentratsiyalar, pH, chastota va oqim tezligi bilan bog‘langan ko‘p omilli tajriba asosida tekshirish lozim.

REFERENCES

1. Abidov K.G., Gafurova M.O. Elektr magnit maydon asosida sanoat oqova suvlarni tozalashning ekologik usuli va energiya samaradorligi // Jahon miqyosida yashil iqtisodiyot va to‘rtinchi sanoat inqilobi doirasida qayta tiklanuvchi energetikaning roli: innovatsiyalar, texnologiyalar va barqaror rivojlanishni ta’minlash. Xalqaro ilmiy-amaliy konferensiya. – Toshkent. 2025. 431-434 bet.

2. Абидов К.Г., Гафурова М.О. Системы для очистки сточных вод магнитным полем // Энергия ва ресурс тежаш муаммолари. Махсус сон № 87. 2024. – С.479-490. (05.00.00; №21);

3. Abidov K.G., Gafurova M.O. Modeling of the electromagnetic field in the process of water purification // Konchilik mashinalari va texnologiyalari. – Toshkent: TDTU, 2024. – №2(8). – B. 73–79.

4. Абидов К.Г., Гафурова М.О. Исследование переходных процессов в устройствах систем управления // Материалы IV Международной научно-технической конференции «Актуальные проблемы систем электроснабжения». – ТГТУ–КГУ, 2024. – С. 106–113.

5. Халиков А.А., Колесников И.К., Нормухамедов А.А., Айнакулов Э.В. Электромагнитная технология очистки и обеззараживания воды // Материалы конференции АСИНТЕХ–2007. – Астрахань, 2007. – С. 244–247.

6. Abidov K.G., Gafurova M.O. Electromagnetic field model as a source of water cavitation energy // Technical science and innovation, Toshkent, TSTU 2024. -№1/2024. P. 51-56. (05.00.00; №16);

7. Gafurova M.O. Mathematical modeling of the start-up sequence of a wastewater treatment system: integration of physicochemical processes // Modern American journal of engineering, technology and innovation. Vol. 1, Iss.8. 2025. – P.146-152. (ResearchBib:10.35).

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Gafurova Mexrnoz Odiljonovna — PhD in Technical Sciences, Senior Lecturer of the Department of Electrical Engineering, Faculty of Energy Engineering; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: gafurova.mexrnoz@mail.ru
ORCID ID: https://orcid.org/0009-0006-7612-8221

ГЕОТЕХНИЧЕСКАЯ БЛОЧНАЯ МОДЕЛЬ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА: СТРУКТУРА, МЕТОДИКА ФОРМИРОВАНИЯ АТРИБУТОВ И ОЦЕНКА ГЕОТЕХНИЧЕСКОГО РИСКА

[1]Каримов Ш. В., [1]Каршибоев З. Ж., [2]Каршибоева М. У.
[1]Алмалыкский филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСИС», Алмалык, Узбекистан.
[2]Алмалыкский горно-металлургический комбинат, Алмалык, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.23663926

АННОТАЦИЯ Предложена геотехническая блочная модель глубокого карьера — расширение классической геолого-экономической блочной модели, в котором каждый элементарный блок наделяется полным набором геомеханических характеристик. Концепция модели построена на трёх принципах: единстве пространственной основы, иерархии выводимых атрибутов и разделении атрибутов по характеру изменчивости во времени. Разработаны методики формирования первичных атрибутов — литологического состава на основе индикаторного кригинга с сохранением долей литотипов для смешанных блоков, индекса микротрещиноватости, объединяющего показатель RQD и характеристики состояния трещин, и объёмной интенсивности макротрещиноватости по DFN-модели. Поровое давление присваивается блокам по решению фильтрационной задачи с дифференцированными по доменам коэффициентами фильтрации. Коэффициент устойчивости рассчитывается по критерию Мора—Кулона с прочностными характеристиками, полученными по критерию Хука—Брауна, а вероятность обрушения — методом Монте-Карло. Предложена классификация

блоков по четырём уровням геотехнического риска с регламентом ведения работ для каждого класса. Модель формализована как множество блоков с вектором атрибутов, формируемым иерархическим оператором преобразования. Верификация по 64 участкам подтвердила адекватность модели: коэффициент детерминации 0,96 при средней относительной ошибке 2,7 %, точность классификации 86 % при коэффициенте Коэна 0,79; показано, что ошибки модели носят консервативный характер.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА геотехническая блочная модель, глубокий карьер, устойчивость бортов, коэффициент устойчивости, вероятность обрушения, геотехнический риск, индикаторный кригинг, RQD, геологический индекс прочности GSI, критерий Хука—Брауна, DFN-модель, объёмная интенсивность трещиноватости, поровое давление, метод Монте-Карло, индекс надёжности, классификация риска, верификация модели.

Введение

Блочная модель месторождения традиционно рассматривается как инструмент представления геолого-экономической информации: каждому элементарному блоку присваиваются содержание полезного компонента, тоннаж, технологический тип руды и экономическая ценность. Устойчивость массива при этом учитывается косвенно — через единый предельный угол откоса, задаваемый при построении контура карьера. Такой подход не позволяет учитывать пространственную изменчивость геомеханических свойств массива и не даёт возможности количественно оценить риск ведения работ в конкретной точке карьерного пространства.

С ростом глубины открытых горных работ ограниченность этого подхода становится критической. Высота бортов глубоких карьеров достигает нескольких сотен метров, в пределах которых массив пересекается литологическими контактами, зонами тектонических нарушений и участками с существенно различной трещиноватостью и обводнённостью. Осреднение геомеханических свойств по всему борту в этих условиях приводит либо к неоправданному консерватизму проектных решений, либо к недооценке риска на отдельных участках. Оба исхода имеют прямые экономические последствия: первый — через избыточные объёмы вскрышных работ, второй — через аварийные остановки и потерю подготовленных запасов.

Существующие подходы к геомеханическому обоснованию параметров бортов основаны преимущественно на расчёте общей устойчивости по характерным разрезам. Такие расчёты дают надёжный ответ на вопрос о предельных параметрах борта в целом, однако не обеспечивают пространственной привязки результата к конкретным выемочным единицам, а следовательно, не могут быть непосредственно использованы в процедурах оперативного планирования горных работ. Результаты геомеханических исследований остаются в форме экспертных заключений и разрезов, тогда как планирование оперирует блочной моделью.

Цель настоящей работы — разработать геотехническую блочную модель глубокого карьера, в которой каждый элементарный блок наделён полным набором количественных геомеханических характеристик, необходимых для оценки его устойчивости и риска отработки, и которая пригодна для непосредственного использования в алгоритмах оптимизации горных работ.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи: обоснование концепции и структуры модели, включая выбор размера элементарного блока и состава атрибутивных слоёв; разработка методик формирования первичных атрибутов (литологического состава, микро- и макротрещиноватости, порового давления); разработка процедуры расчёта коэффициента устойчивости и вероятности обрушения на уровне отдельного блока; построение классификации блоков по уровням геотехнического риска; математическая формализация модели и её верификация по данным натурных наблюдений.

1. Концепция и структура геотехнической блочной модели

Практическое назначение геотехнической блочной модели состоит в том, чтобы перевести геомеханическую информацию из формы экспертных заключений и разрезов в форму количественных, пространственно распределённых атрибутов, непосредственно пригодных для использования в алгоритмах оптимизации. В основу концепции положены три принципа.

Первый принцип — единство пространственной основы: все геотехнические характеристики привязываются к той же регулярной сетке блоков, что и геолого-экономические атрибуты, что обеспечивает их совместное использование в процедурах планирования без дополнительных преобразований.

Второй принцип — иерархия выводимых атрибутов: характеристики блока формируются последовательно, от первичных, определяемых

непосредственно по данным опробования и картирования, к производным, рассчитываемым на их основе. Такая иерархия обеспечивает прослеживаемость результата: для любого значения производного атрибута может быть восстановлена цепочка исходных данных, на которых оно основано.

Третий принцип — разделение атрибутов по характеру изменчивости во времени. Литологический состав и макроструктура массива практически неизменны и определяются однократно; показатели трещиноватости уточняются по мере вскрытия новых участков; поровое давление и скорости смещений изменяются непрерывно и требуют регулярной актуализации. Этот принцип определяет периодичность пересчёта атрибутов и, следовательно, вычислительную организацию модели. Общая структура модели показана на рисунке 1.

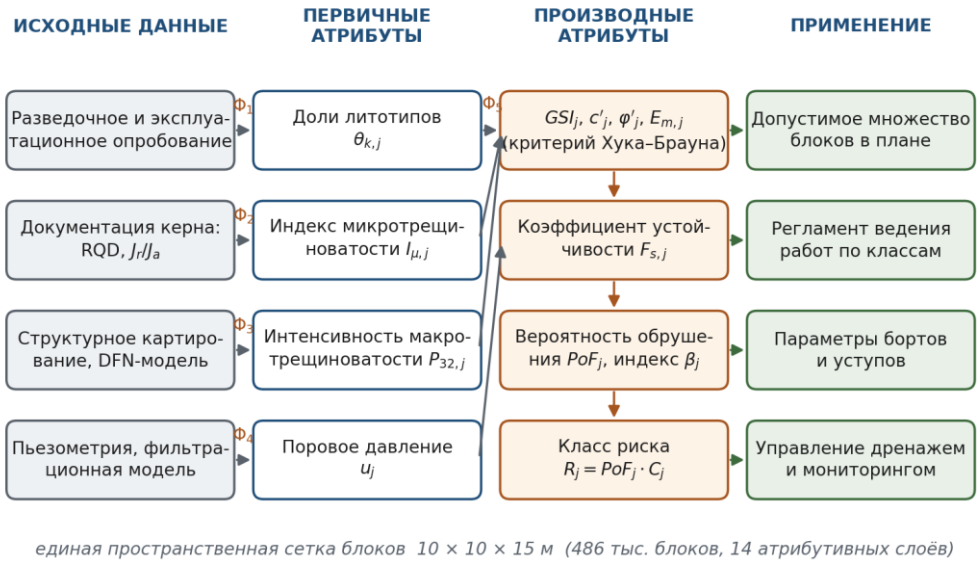


Рисунок 1. Концептуальная схема геотехнической блочной модели: иерархия формирования атрибутов и направления практического применения

Выбор размера элементарного блока представляет собой компромисс между несколькими требованиями. С одной стороны, блок должен быть достаточно малым, чтобы отражать пространственную изменчивость геомеханических свойств; с другой — достаточно крупным, чтобы содержащийся в нём объём массива мог рассматриваться как квазиоднородная среда, к которой применимы понятия прочности массива и коэффициента устойчивости.

Нижняя граница размера блока определяется представительным объёмом элементарного массива (REV — representative elementary volume) — минимальным объёмом, при котором осреднённые характеристики перестают зависеть от размера пробы. Для трещиноватых скальных массивов REV обычно составляет 5—10 характерных размеров структурного блока. Верхняя граница определяется требованиями горного планирования: блок не должен превышать выемочную единицу. Принятые для рассматриваемого объекта параметры модели приведены в таблице 1.

Таблица 1

Основные параметры геотехнической блочной модели

Параметр	Значение	Обоснование
Размер блока по X, Y	10 × 10 м	параметры БВР, сетка бурения
Размер блока по Z	15 м	высота уступа
Общее число блоков	486 тыс.	объём карьерного пространства
Средний размер структурного блока	0,8—1,4 м	данные структурного картирования
Отношение блок / структурный блок	7—12	условие применимости REV
Число атрибутивных слоёв	14	полнота геотехнического описания
Система координат	местная	согласована с маркшейдерской

Модель организована как совокупность атрибутивных слоёв, наложенных на единую сетку блоков; каждый слой содержит значения одного атрибута для всех блоков. Атрибуты разделены на три группы: первичные, формируемые непосредственно по данным опробования; производные, рассчитываемые по первичным; и динамические, актуализируемые по данным мониторинга (таблица 2).

Таблица 2

Атрибутивный состав геотехнической блочной модели

Атрибут	Обозн.	Группа	Источник	Обновление
Доли литотипов	θ(k,j)	первичный	индикаторный кригинг	при опробовании
Индекс микротрещиноватости	Iμ,j	первичный	RQD, Jr/Ja по керну	при бурении
Объёмная интенсивность	P32,j	первичный	DFN по картированию	при вскрытии
Геологический индекс прочности	GSIj	производный	формула (5)	ежеквартально
Сцепление массива	c′j	производный	критерий Хука—Брауна	ежеквартально
Угол внутреннего трения	φ′j	производный	критерий Хука—Брауна	ежеквартально
Поровое давление	uj	динамический	фильтрационная модель	ежесуточно
Коэффициент устойчивости	Fs,j	производный	формулы (15)—(16)	еженедельно
Вероятность обрушения	PoFj	производный	метод Монте-Карло	еженедельно
Класс геотехнического риска	Rj	производный	классификация (табл. 6)	еженедельно

2. Формирование первичных атрибутов

2.1. Литологический состав блока

Литологический состав является базовым атрибутом, определяющим все последующие прочностные характеристики блока. В отличие от непрерывных величин, литотип является категориальной переменной, для интерполяции которой применяется индикаторный кригинг. Для каждого литотипа k вводится индикаторная переменная, принимающая значение единицы, если проба относится к данному литотипу, и нуля в противном случае; оценка вероятности принадлежности точки к литотипу имеет вид:

$$p_k(x_0) = \sum_{i=1}^{n} \lambda_i \cdot I_k(x_i), \qquad I_k = 1(\text{литотип } k), \qquad I_k = 0 \text{ (иначе)} \tag{1}$$

где $p_k(x_0)$ — оценка вероятности принадлежности точки x_0 к литотипу k; λ_i — весовые коэффициенты кригинга, определяемые из системы уравнений на основе индикаторной вариограммы; $I_k(x_i)$ — значение индикаторной переменной в i-й пробе; n — число проб в окрестности оценки.

Результатом является набор вероятностей принадлежности блока к каждому из литотипов. При детерминированном подходе блоку присваивается литотип с максимальной вероятностью, что даёт чёткую границу между литологическими разностями. При вероятностном подходе сохраняются доли всех литотипов, что позволяет корректно описывать смешанные блоки на контактах. Доля литотипа в объёме блока определяется как:

$$\theta_{k,j} = \frac{V_{k,j}}{V_j}, \quad \sum_{k=1}^{K} \theta_{k,j} = 1 \tag{2}$$

где $\theta_{k,j}$ — доля k-го литотипа в j-м блоке; $V_{k,j}$ — объём, занимаемый литотипом k в блоке j; V_j — полный объём блока; K — число выделенных литотипов.

Для смешанных блоков осреднённое значение любого прочностного свойства определяется взвешиванием по долям литотипов:

$$P_j^* = \sum_{k=1}^{K} \theta_{k,j} \cdot P_k \tag{3}$$

где P_j^* — осреднённое значение свойства для j-го блока; Pk — значение свойства для k-го литотипа. Такое взвешивание корректно для аддитивных свойств (плотность, модуль деформации); для прочностных характеристик применяется взвешивание с понижающим коэффициентом, учитывающим, что прочность смешанного массива определяется преимущественно наиболее слабой составляющей.

Для рассматриваемого объекта выделено пять литотипов; доля смешанных блоков, содержащих

более одного литотипа с долей свыше 20 %, составила 14 % общего числа блоков. Такие блоки сосредоточены преимущественно вдоль контактов литологических разностей и в зоне тектонического нарушения.

2.2. Микротрещиноватость и деформационные характеристики

Под микротрещиноватостью понимается совокупность трещин, размеры которых существенно меньше размера элементарного блока и которые поэтому не могут быть описаны индивидуально, но в совокупности определяют прочность и деформируемость массива. Основным показателем, определяемым по керну разведочных скважин, служит показатель качества породы:

$$RQD = \frac{\sum L_i (L_i \geq 10\ cm)}{L_{общ}} \cdot 100\% \qquad (4)$$

где RQD — показатель качества породы, %; L_i — длина отдельных кусков керна длиной не менее 10 см; $L_{общ}$— общая длина рассматриваемого интервала бурения.

Показатель RQD характеризует степень раздробленности массива, но не учитывает состояние поверхностей трещин — их шероховатость, наличие и характер заполнителя, степень выветривания. Для комплексной оценки применяется геологический индекс прочности, связываемый с RQD и показателем состояния трещин соотношением:

$$GSI = 1{,}5 \cdot J_{cond} + \frac{RQD}{2} \qquad (5)$$

где J_{cond} — показатель состояния трещин, определяемый по классификации RMR и учитывающий шероховатость, заполнитель и выветривание. Соотношение позволяет получать оценку GSI на основе данных стандартной документации керна, что обеспечивает возможность массового определения атрибута по всему объёму модели.

Для интегральной характеристики микротрещиноватости в настоящей работе введён индекс, объединяющий количественный и качественный аспекты:

$$I_\mu = \frac{RQD}{100} \cdot \frac{J_r}{J_a} \qquad (6)$$

где J_r — показатель шероховатости трещин; J_a — показатель изменённости стенок трещин (по классификации Q-системы). Индекс изменяется в диапазоне от 0,05 для сильнонарушенного массива с глинистым заполнителем до 3,0 и более для монолитного массива с шероховатыми трещинами. Практическое значение индекса состоит в том, что он позволяет ранжировать блоки по степени структурного ослабления в пределах одного литотипа. Установлено, что в пределах домена кварц-порфиров значения индекса изменяются от 0,4 до 2,6, что соответствует изменению прочности массива в 3—4 раза при неизменной прочности породы в образце.

Деформационные характеристики массива определяются по значению GSI с использованием соотношения:

$$E_m = E_i \cdot (0{,}02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60 + 15D - GSI}{11}}}) \qquad (7)$$

где E_m — модуль деформации массива; E_i — модуль упругости ненарушенной породы; D — коэффициент нарушенности массива взрывными работами, изменяющийся от 0 для ненарушенного массива до 1 для сильно нарушенного. Наличие коэффициента D позволяет учитывать в модели различие между приконтурными блоками, подвергшимися воздействию взрыва, и блоками в глубине массива.

Для рассматриваемого объекта принято: D = 0,8 для блоков приконтурной зоны шириной один блок; D = 0,4 для второго ряда блоков; D = 0 для остального массива. Такая дифференциация отражает затухание взрывного воздействия с удалением от контура и позволяет количественно оценить эффект применения щадящих технологий контурного взрывания. Показатели микротрещиноватости по геотехническим доменам приведены в таблице 3.

Таблица 3

Показатели микротрещиноватости по геотехническим доменам

Домен	RQD, %	Jcond	GSI	Iμ	Em, ГПа
I — кварц-порфиры	65—85	24—28	55—65	1,4—2,6	18—28
II — сланцы	35—55	16—20	35—45	0,6—1,2	6—12
III — зона разлома	10—30	8—12	20—30	0,05—0,3	1—3
IV — окисленные	25—45	12—16	25—35	0,3—0,8	3—7
V — гранодиориты	75—92	26—30	60—70	1,8—3,0	24—34

2.3. Макротрещиноватость и DFN-модель

Макротрещиноватость объединяет структурные нарушения, размеры которых сопоставимы с размером блока модели или превышают его: протяжённые трещины, зоны дробления, разломы. В отличие от микротрещиноватости, описываемой осреднёнными показателями, макротрещины могут и должны моделироваться индивидуально, поскольку именно они определяют кинематическую возможность структурно-обусловленных разрушений. Современным инструментом их описания является модель сети дискретных трещин (DFN — Discrete Fracture Network), в которой каждая трещина представляется как отдельный геометрический объект с заданными положением, ориентировкой и размером.

Ключевым количественным показателем DFN-модели является объёмная интенсивность трещиноватости:

$$P_{32} = \frac{\sum_i A_i}{V} \ [м^2/м^3] \qquad (8)$$

где P_{32} — объёмная интенсивность трещиноватости, м²/м³; A_i — площадь i-й трещины; V — рассматриваемый объём массива. Показатель P_{32} является объёмной характеристикой и не зависит от направления измерения, что выгодно отличает его от линейных показателей.

Непосредственное измерение P32 в натурных условиях невозможно; на практике его определяют по линейным и площадным замерам с последующим пересчётом:

$$P_{10} = \frac{N_{тр}}{L}, \qquad J_V = \sum_{s=1}^{S} \frac{1}{d_S} \qquad (9)$$

где P_{10} — линейная интенсивность трещин, 1/м; $N_{тр}$ — число трещин, пересекающих линию замера; L — длина линии замера; J_v — объёмный показатель трещиноватости, 1/м³; ds — среднее расстояние между трещинами s-й системы; S — число систем трещин.

Ориентировка трещин каждой системы описывается статистическим распределением. Наиболее употребительным является распределение Фишера, представляющее собой аналог нормального распределения на сфере:

$$f(\theta) = \frac{K \cdot sin\theta \cdot e^{kcos\theta}}{e^{k} - e^{-k}} \qquad (10)$$

где $f(\theta)$ — плотность вероятности отклонения на угол θ от среднего направления системы; к — параметр концентрации, характеризующий разброс ориентировок. Для рассматриваемого объекта значения к составили: система J_1 — 42; система J_2 — 28; система J_3 — 19, что свидетельствует о наибольшей выдержанности основной системы J_1 (таблица 4).

Таблица 4

Параметры макротрещиноватости по системам

Система	Азимут пад., град	Угол пад., град	к (Фишер)	P32, м²/м³	Протяжённость, м
J1 (основная)	250—270	65—75	42	1,8—2,6	3—12
J2	110—130	55—65	28	1,1—1,7	2—8
J3 (пологая)	310—330	25—35	19	0,6—1,1	2—6
F-1 (разлом)	230—245	70—80	—	—	> 500

Важнейшей производной характеристикой макротрещиноватости является размер структурного блока — элементарного объёма массива, ограниченного трещинами:

$$V_b = \frac{d_1 \cdot d_2 \cdot d_3}{sin\gamma_1 \cdot sin\gamma_2 \cdot sin\gamma_3} \qquad (11)$$

где V_b — объём структурного блока; d_1, d_2, d_3 — средние расстояния между трещинами трёх систем; γ_1, γ_2, γ_3 — углы между системами. Размер структурного блока определяет применимость модели сплошной среды: если размер блока модели превышает размер структурного блока в 7—10 раз, массив в его пределах может рассматриваться как квазисплошной.

Для рассматриваемого объекта средний объём структурного блока изменяется от 0,05 м³ в зоне тектонического нарушения до 2,7 м³ в домене гранодиоритов. При принятом размере блока модели 10 × 10 × 15 м условие применимости модели сплошной среды выполняется для всех доменов, что обосновывает корректность расчёта осреднённых прочностных характеристик.

3. Моделирование гидрогеологических условий. Поровое давление является атрибутом, оказывающим наиболее существенное влияние на устойчивость блока и при этом наиболее изменчивым во времени. Его формирование в модели требует построения фильтрационной модели массива и решения задачи о движении подземных вод к карьеру как дрене. Движение подземных вод описывается законом Дарси:

$$q = -k \cdot \nabla h \qquad (12)$$

где q — вектор скорости фильтрации; k — коэффициент фильтрации; ∇h — градиент напора. Для установившегося режима фильтрации в

неоднородной анизотропной среде уравнение движения принимает вид:

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(K_x \frac{\partial h}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial Z}\left(K_Z \frac{\partial h}{\partial Z}\right) = 0 \qquad (13)$$

где k_x, k_z — коэффициенты фильтрации по горизонтальному и вертикальному направлениям; h — напор. Решение уравнения при заданных граничных условиях (напор на контуре карьера, инфильтрационное питание, дренажные скважины) даёт распределение напора в массиве. Поровое давление в центре каждого блока определяется по рассчитанному напору:

$$U_j = \gamma_w \cdot (h_j - z_j) \qquad (14)$$

где u_j — поровое давление в j-м блоке; γ_w — удельный вес воды; h_j — напор в центре блока; z_j — вертикальная координата центра блока. Для блоков, расположенных выше депрессионной поверхности, поровое давление принимается равным нулю.

Коэффициенты фильтрации приняты дифференцированно по геотехническим доменам с учётом установленной связи между трещиноватостью и водопроницаемостью: наибольшие значения характерны для зоны тектонического нарушения, наименьшие — для монолитных гранодиоритов (таблица 5).

Таблица 5

Фильтрационные параметры по геотехническим доменам

Домен	kx, м/сут	kz, м/сут	Анизотропия kx/kz	Водоотдача
I — кварц-порфиры	0,08	0,03	2,7	0,015
II — сланцы	0,25	0,04	6,3	0,022
III — зона разлома	1,20	0,45	2,7	0,045
IV — окисленные	0,40	0,18	2,2	0,035
V — гранодиориты	0,03	0,01	3,0	0,008

Существенной особенностью гидрогеологического атрибута является необходимость его регулярной актуализации. Поровое давление изменяется вследствие работы дренажных скважин, сезонных колебаний инфильтрации и продвижения фронта горных работ. Принятая периодичность обновления — ежесуточная, по данным сети пьезометров с интерполяцией на блоки модели.

4. Расчёт коэффициента устойчивости в блочной модели

Коэффициент устойчивости является ключевым производным атрибутом, интегрирующим все ранее сформированные характеристики. Для отдельного блока он определяется как отношение предельного сопротивления сдвигу к действующему касательному напряжению:

$$F_{s,j} = \frac{c'_j + (\sigma_{n,j} - u_j) \cdot tan\varphi'_j}{\tau_j} \qquad (15)$$

где $F_{s,j}$ — коэффициент устойчивости j-го блока; c'_j, φ'_j — эффективные сцепление и угол внутреннего трения массива в блоке, определённые по критерию Хука—Брауна с использованием GSI; $\sigma_{n,j}$ — нормальное напряжение; u_j — поровое давление; τ_j — действующее касательное напряжение.

Напряжённое состояние блоков определяется численным моделированием методом конечных элементов с последующей интерполяцией компонент тензора напряжений на центры блоков. Для оценки общей устойчивости применяется процедура снижения прочности, при которой прочностные характеристики последовательно уменьшаются до потери сходимости решения:

$$c^* = \frac{c'}{SFR}, \quad tan\varphi^* = \frac{tan\varphi'}{SFR} \qquad (16)$$

где c^*, φ^* — редуцированные прочностные характеристики; SRF — коэффициент снижения прочности. Значение SRF, при котором наступает потеря устойчивости, принимается равным коэффициенту устойчивости. Результат расчёта — распределение коэффициента устойчивости по блокам приконтурной зоны — представлен на рисунке 2.

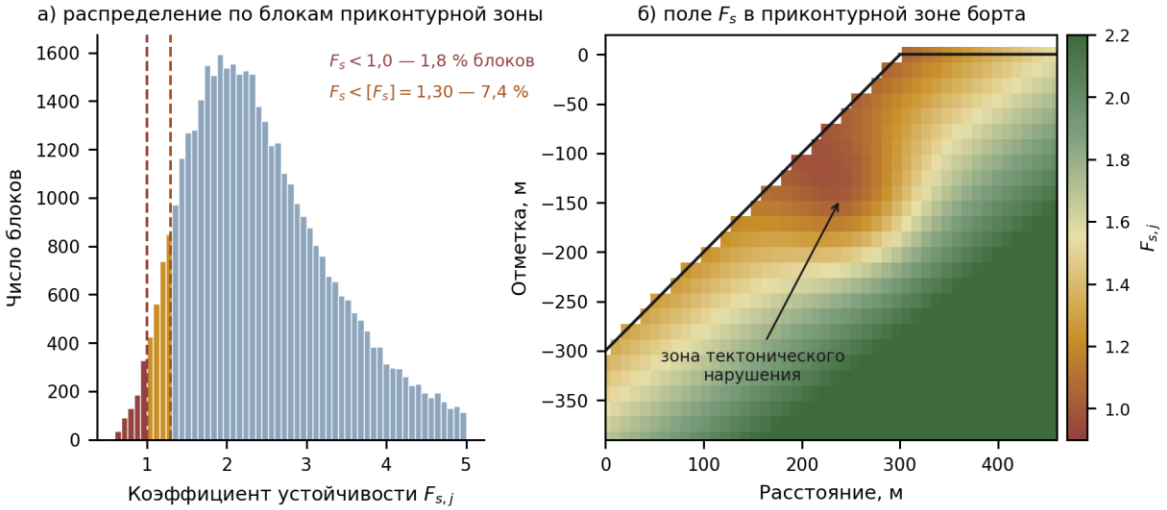


Рисунок 2. Распределение коэффициента устойчивости по блокам приконтурной зоны (а) и его пространственное поле в поперечном разрезе борта (б)

Полученная картина отражает характерные закономерности: минимальные значения коэффициента устойчивости сосредоточены у подошвы борта, где касательные напряжения максимальны, а также в блоках, отнесённых к домену тектонического нарушения. Гистограмма распределения показывает, что при принятых параметрах 7,4 % блоков приконтурной зоны имеют коэффициент устойчивости ниже нормативного значения 1,30, а 1,8 % — ниже единицы.

Принципиально важным является то, что коэффициент устойчивости блока характеризует локальную устойчивость и не заменяет расчёта общей устойчивости борта. Локально неустойчивый блок может быть удержан окружающим массивом, тогда как совокупность блоков с пониженными значениями может формировать поверхность общего обрушения. Поэтому блочные значения используются совместно с расчётом общей устойчивости: первые — для оперативного планирования и локализации проблемных зон, вторые — для обоснования параметров бортов.

5. Оценка вероятности обрушения блока

Детерминированное значение коэффициента устойчивости не отражает неопределённости исходных данных: прочностные характеристики массива определяются с существенным разбросом, а поровое давление известно лишь в точках размещения пьезометров. Для учёта этой неопределённости прочностные параметры рассматриваются как случайные величины с заданными законами распределения. Относительный разброс характеризуется коэффициентом вариации:

где σ_{F_s} — стандартное отклонение; μ_{F_s} — математическое ожидание коэффициента устойчивости. По результатам статистической обработки лабораторных испытаний приняты коэффициенты вариации: для сцепления — 0,25—0,35; для угла внутреннего трения — 0,08—0,12; для порового давления — 0,15—0,20.

Оценка вероятности обрушения выполняется методом Монте-Карло: для каждого блока генерируется большое число реализаций случайных параметров, для каждой реализации рассчитывается коэффициент устойчивости, после чего вероятность обрушения определяется как доля реализаций с коэффициентом меньше единицы:

$$PoF_j = \frac{1}{N}\sum_{n=1}^{N} I(F_{s,j}^{(n)} < 1) \qquad (18)$$

где PoF_j — вероятность обрушения j-го блока; N — число реализаций; $I(F_{s,j}^{(n)} < 1)$— индикаторная функция, принимающая значение единицы при выполнении условия и нуля в противном случае; $F_{s,j}^{(n)}$— значение коэффициента устойчивости в n-й реализации.

Распределение коэффициента устойчивости, как правило, аппроксимируется логнормальным законом, что обеспечивает неотрицательность значений:

$$(F_s) = \frac{1}{F_s \cdot \sigma_{ln} \cdot \sqrt{2\pi}} exp\left[-\frac{(lnF_s - \mu_{\ln})^2}{2\sigma_{ln}^2}\right] \qquad (19)$$

где $\mu_{\ln}$, $\sigma_{\ln}$ — параметры логнормального распределения. Результаты исследования сходимости метода приведены на рисунке 3.

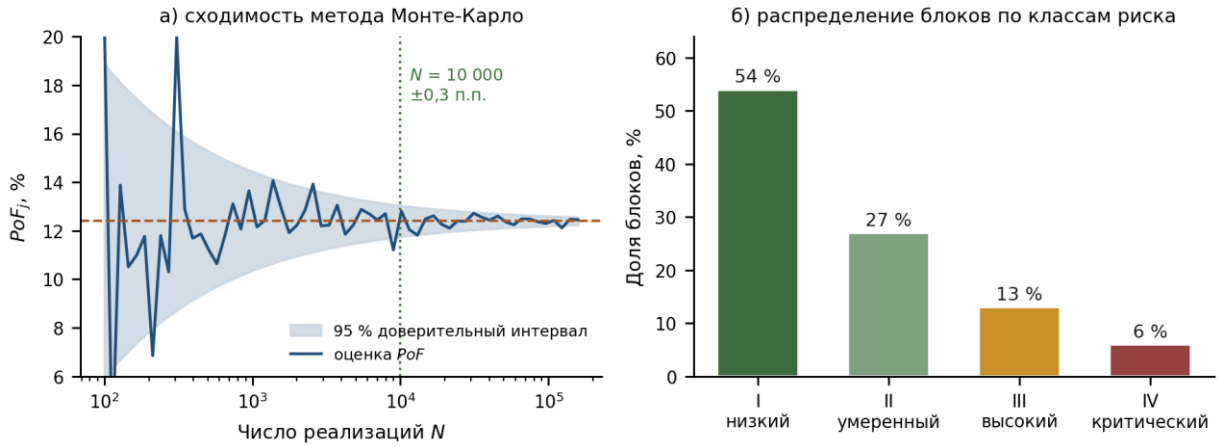


Рисунок 3. Сходимость оценки вероятности обрушения методом Монте-Карло (а) и распределение блоков приконтурной зоны по классам геотехнического риска (б)

Исследование сходимости показало, что для получения устойчивой оценки вероятности обрушения с погрешностью не более 0,3 процентных пункта достаточно 10 000 реализаций на блок. При общем числе блоков приконтурной зоны около 42 тыс. это соответствует $4{,}2 \cdot 10^8$ элементарных расчётов, что выполняется за приемлемое время при использовании упрощённой аналитической формы расчёта коэффициента устойчивости.

Наряду с вероятностью обрушения рассчитывается индекс надёжности блока, характеризующий удалённость среднего значения коэффициента устойчивости от предельного в единицах стандартного отклонения:

$$\beta_j = \frac{\mu_{F_{s,j}} - 1}{\sigma_{F_{s,j}}} \qquad (20)$$

Индекс надёжности удобен тем, что позволяет сравнивать блоки с одинаковой вероятностью обрушения, но различной степенью изученности: при равных значениях PoF предпочтителен блок с бóльшим индексом надёжности, поскольку его оценка основана на более определённых данных.

6. Классификация блоков по уровням геотехнического риска

Вероятность обрушения характеризует лишь одну сторону риска; полная оценка требует учёта тяжести возможных последствий, зависящей от того, что расположено в зоне влияния блока. Геотехнический риск блока определяется как:

$$R_j = PoF_j \cdot C_j \qquad (21)$$

где R_j — уровень геотехнического риска j-го блока; PoF_j — вероятность обрушения; C_j — тяжесть последствий, оцениваемая в баллах от 1 до 5 в зависимости от наличия в зоне влияния блока персонала, оборудования, транспортных коммуникаций и капитальных сооружений. На основе значения риска блоки классифицируются на четыре класса, для каждого из которых установлен регламент ведения работ (таблица 6).

Таблица 6

Классификация блоков по уровням геотехнического риска

Класс	PoF, %	R = PoF · C	Регламент ведения работ
I — низкий	< 5	< 10	работы без ограничений
II — умеренный	5—15	10—45	стандартный мониторинг
III — высокий	15—30	45—100	усиленный мониторинг, ограничение доступа
IV — критический	> 30	> 100	работы запрещены до стабилизации

Полученное распределение блоков по классам риска (54 % — класс I, 27 % — класс II, 13 % — класс III, 6 % — класс IV) характеризует общее геотехническое состояние карьерного пространства. Блоки классов III и IV, составляющие 19 % общего числа, сосредоточены преимущественно у подошвы западного борта и в зоне тектонического нарушения.

Практическое значение классификации состоит в том, что она преобразует непрерывные количественные оценки в дискретные управленческие категории, непосредственно определяющие допустимые действия. Это делает результаты геотехнического моделирования пригодными для использования линейным персоналом, не имеющим специальной подготовки: карта классов риска доводится до горных мастеров в составе сменного задания.

Существенно, что классификация носит динамический характер: при изменении порового давления вследствие работы дренажа или при изменении конфигурации горных работ класс блока пересчитывается. Установлено, что после завершения опережающего дренажа западного борта доля блоков класса IV в этом секторе снизилась с 23 % до 7 %, что подтверждает

эффективность дренажа как средства управления геотехническим риском.

7. Верификация модели

Верификация выполнена по двум независимым направлениям: сопоставление расчётных значений коэффициента устойчивости с фактическими, полученными обратным анализом деформирующихся участков, и проверка корректности классификации блоков по риску путём сопоставления прогноза с фактически наблюдавшимися событиями (рисунок 4).

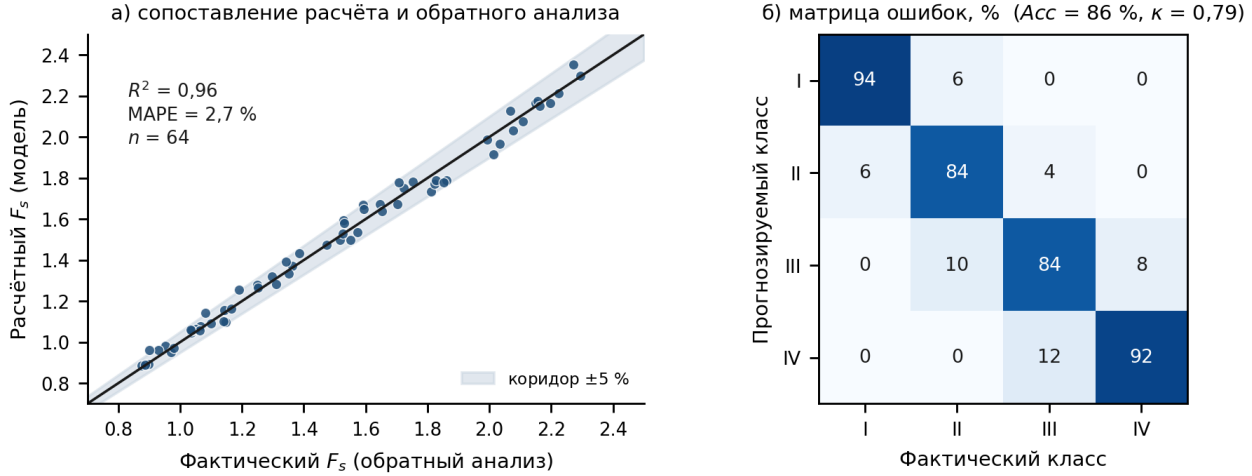


Рисунок 4. Верификация модели: сопоставление расчётных и фактических значений коэффициента устойчивости (а) и матрица ошибок классификации блоков по классам риска (б)

Полученные значения (коэффициент детерминации 0,96 при средней относительной ошибке 2,7 % по выборке из 64 участков) свидетельствуют о высокой адекватности модели. Практически все точки располагаются в коридоре ±5 % относительно линии идеального соответствия.

Корректность классификации оценена построением матрицы ошибок, в которой сопоставляются прогнозируемый и фактически наблюдавшийся класс риска. Общая точность классификации определяется как:

$$Acc = \frac{TP + TN}{TP + TN + FP + FN} \qquad (22)$$

где Acc — общая точность классификации; TP, TN — число верно классифицированных положительных и отрицательных случаев; FP, FN — число ошибок первого и второго рода. Для оценки согласованности с учётом случайных совпадений применяется коэффициент Коэна:

$$K_{Cohen} = \frac{p_0 - p_e}{1 - p_e} \qquad (23)$$

где p_o — наблюдаемая доля совпадений; p_e — ожидаемая доля совпадений при случайной классификации. Значения коэффициента выше 0,80 соответствуют почти полной согласованности.

По результатам верификации общая точность классификации составила 86 % при коэффициенте Коэна 0,79. Анализ матрицы ошибок показал, что подавляющее большинство ошибок приходится на смежные классы, тогда как грубых ошибок — отнесения критических блоков к низкому классу риска — не зафиксировано. Это обстоятельство принципиально: модель ошибается в сторону консерватизма, что приемлемо с позиций безопасности.

Отдельно выполнена оценка чувствительности результатов к качеству исходных данных. Установлено, что наибольшее влияние на точность оказывает плотность сети пьезометров: при сокращении числа точек замера порового давления вдвое ошибка расчёта коэффициента устойчивости возрастает с 2,7 % до 6,1 %. Это обосновывает приоритетность развития сети гидрогеологического контроля при ограниченных ресурсах.

8. Математическая формализация модели

Формализация разработанной модели позволяет представить её в виде, пригодном для программной реализации и интеграции в алгоритмы горного планирования. Геотехническая блочная модель определяется как конечное множество блоков, каждый из которых характеризуется координатами центра и вектором атрибутов:

$$\mathcal{M} = \{B_j\}_{j=1}^{M}, B_j = (x_j, a_j) \qquad (24)$$

где $\mathcal{M}$ — геотехническая блочная модель; B_j — j-й блок; M — общее число блоков; x_j — вектор координат центра блока; a_j — вектор геотехнических атрибутов, включающий все сформированные характеристики:

$$a_j = (\theta_{k,j}, I_{\mu,j}, P_{32,j}, u_j F_{s,j}, PoF_j, R_j)^T \qquad (25)$$

Формирование вектора атрибутов представляет собой применение оператора преобразования к исходным данным:

$$a_j = \Phi(d_j p), \qquad \Phi : \mathbb{R}^n \longrightarrow \mathbb{R}^m \qquad (26)$$

где Ф — оператор формирования атрибутов; d_j — вектор исходных данных, относящихся к блоку (результаты опробования, картирования, замеров); p — вектор параметров модели (коэффициенты вариации, весовые коэффициенты, граничные значения классов); n — размерность пространства исходных данных; m — размерность вектора атрибутов.

Оператор Ф имеет иерархическую структуру и представляется композицией частных операторов, соответствующих этапам формирования атрибутов:

$$\Phi = \Phi_5 \cdot \Phi_4 \cdot \Phi_3 \cdot \Phi_2 \cdot \Phi_1 \qquad (27)$$

Иерархическая структура оператора обеспечивает два практически важных свойства модели. Модульность: каждый частный оператор может быть усовершенствован независимо от остальных — например, замена метода интерполяции литологии не требует изменения процедур расчёта устойчивости. Прослеживаемость: для любого значения производного атрибута может быть восстановлена вся цепочка вычислений вплоть до исходных замеров, что необходимо при обосновании принимаемых решений и при разборе нештатных ситуаций.

Вычислительная сложность формирования модели определяется преимущественно оператором расчёта устойчивости и вероятности обрушения. При принятых параметрах полный пересчёт модели занимает 4,5 часа на стандартной рабочей станции, что допускает еженедельное обновление; пересчёт только динамических атрибутов (поровое давление, коэффициент устойчивости) — 25 минут, что обеспечивает возможность ежесуточной актуализации.

Разработанная математическая модель служит основой для интеграции геотехнической информации в алгоритмы оптимизации горных работ: вектор атрибутов aj непосредственно используется при формировании ограничений оптимизационной задачи, а классификация по риску определяет допустимость включения блока в план горных работ.

Заключение

1. Разработана концепция геотехнической блочной модели глубокого карьера, основанная на принципах единства пространственной основы, иерархии выводимых атрибутов и разделения атрибутов по характеру изменчивости во времени. Обоснована структура модели, включающая 14 атрибутивных слоёв, и параметры элементарного блока 10 × 10 × 15 м, удовлетворяющие условию представительного элементарного объёма.

2. Разработана методика формирования атрибута литологического состава на основе индикаторного кригинга с сохранением долей литотипов для смешанных блоков, доля которых составила 14 % общего числа.

3. Предложен индекс микротрещиноватости, объединяющий показатель RQD и характеристики состояния трещин, позволяющий ранжировать блоки по степени структурного ослабления в пределах одного литотипа при изменении прочности массива в 3—4 раза.

4. Обосновано описание макротрещиноватости моделью сети дискретных трещин с использованием объёмной интенсивности P32 и распределения Фишера для ориентировок; установлено выполнение условия применимости модели сплошной среды для всех геотехнических доменов.

5. Разработана процедура присвоения блокам порового давления на основе решения фильтрационной задачи с дифференцированными по доменам коэффициентами фильтрации и ежесуточной актуализацией по данным пьезометрической сети.

6. Разработана методика оценки вероятности обрушения блока методом Монте-Карло; установлено, что для получения устойчивой оценки с погрешностью не более 0,3 процентных пункта достаточно 10 000 реализаций на блок.

7. Предложена классификация блоков по четырём уровням геотехнического риска с установленным регламентом ведения работ для каждого класса; получено распределение 54 / 27 / 13 / 6 % по классам I—IV.

8. Верификация модели подтвердила её адекватность: коэффициент детерминации 0,96 при средней относительной ошибке 2,7 %, точность классификации 86 % при коэффициенте Коэна 0,79; установлено, что ошибки модели носят консервативный характер.

9. Разработана математическая модель, формализующая геотехническую блочную модель как множество блоков с вектором атрибутов, формируемым иерархическим оператором преобразования, что обеспечивает модульность и прослеживаемость результатов и делает модель пригодной для интеграции в алгоритмы оптимизации горных работ.

Дальнейшие исследования связаны с включением в модель данных непрерывного радарного мониторинга смещений для байесовского уточнения параметров распределений прочностных характеристик, а также с интеграцией геотехнической блочной модели в оптимизационные процедуры средне- и краткосрочного планирования горных работ.

GEOTECHNICAL BLOCK MODEL OF A DEEP OPEN-PIT MINE: STRUCTURE, METHODOLOGY FOR ATTRIBUTE DEVELOPMENT, AND GEOTECHNICAL RISK ASSESSMENT

[1]Karimov Sh. V., [1]Qarshiboyev Z. J., [2]Qarshiboyeva M. U.
[1]Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS, Almalyk, Uzbekistan.
[2]Almalyk Mining and Metallurgical Complex, Almalyk, Uzbekistan.

ABSTRACT A geotechnical block model of a deep open pit is proposed — an extension of the classical geological-economic block model, in which each elementary block is endowed with a full set of geomechanical characteristics. The model concept is built on three principles: unity of the spatial framework, hierarchy of derived attributes, and separation of attributes according to the nature of their variability over time. Methods have been developed for forming primary attributes — lithological composition based on indicator kriging with preservation of lithotype proportions for mixed blocks, a microfracturing index combining the RQD indicator with joint condition characteristics, and the volumetric intensity of macrofracturing based on a DFN model. Pore pressure is assigned to blocks based on the solution of a seepage (filtration) problem with filtration coefficients differentiated by domain. The safety factor is calculated using the Mohr–Coulomb criterion with strength characteristics obtained from the Hoek–Brown criterion, and the probability of failure is calculated using the Monte Carlo method. A classification of blocks into four levels of geotechnical risk is proposed, with a set of operating regulations for each class. The model is formalized as a set of blocks with an attribute vector generated by a hierarchical transformation operator. Verification across 64 sites confirmed the adequacy of the model: a coefficient of determination of 0.96 with a mean relative error of 2.7%, a classification accuracy of 86% with a Cohen's kappa coefficient of 0.79; the model's errors were shown to be conservative in nature.

KEYWORDS geotechnical block model, deep open pit, slope stability, safety factor, probability of failure, geotechnical risk, indicator kriging, RQD, Geological Strength Index (GSI), Hoek–Brown criterion, DFN model, volumetric fracture intensity, pore pressure, Monte Carlo method, reliability index, risk classification, model verification.

CHUQUR KARYERNING GEOTEXNIK BLOK MODELI: TUZILISHI, ATRIBUTLARNI SHAKLLANTIRISH METODIKASI VA GEOTEXNIK XATARNI BAHOLASH

[1]Karimov Sh. V., [1]Qarshiboyev Z. J., [2]Qarshiboyeva M. U.
[1]«MISIS» Milliy tadqiqot texnologik universitetining Olmaliq filiali, Olmaliq, O‘zbekiston.
[2]Olmaliq kon-metallurgiya kombinati, Olmaliq, O‘zbekiston.

ANNOTATSIYA Chuqur karyerning geotexnik blokli modeli taklif etilgan — bu klassik geologik-iqtisodiy blokli modelning kengaytirilgan ko‘rinishi bo‘lib, unda har bir elementar blokka geomexanik xususiyatlarning to‘liq to‘plami beriladi. Model konsepsiyasi uchta tamoyilga asoslangan: fazoviy asosning yagonaligi, chiqarilgan atributlarning ierarxiyasi va atributlarning vaqt bo‘yicha o‘zgaruvchanlik xususiyatiga ko‘ra ajratilishi. Birlamchi atributlarni shakllantirish uslubiyotlari ishlab chiqilgan — aralash bloklar uchun litotiplar ulushini saqlab qolgan holda indikator kriging asosida litologik tarkib, RQD ko‘rsatkichi va yoriqlar holati xususiyatlarini birlashtiruvchi mikrodarzlik indeksi, hamda DFN-modeli bo‘yicha makrodarzlikning hajmiy intensivligi. G‘ovak bosimi domenlar bo‘yicha farqlangan filtratsiya koeffitsiyentlari bilan filtratsiya masalasining yechimiga asoslanib bloklarga biriktiriladi. Turg‘unlik koeffitsiyenti Xuk—Braun mezoni bo‘yicha olingan mustahkamlik xususiyatlari bilan Mor—Kulon mezoni bo‘yicha hisoblanadi, qulash ehtimoli esa Monte-Karlo usuli bilan hisoblanadi. Bloklarni geotexnik xavf-xatarning to‘rtta darajasi bo‘yicha tasniflash va har bir sinf uchun ishlarni yuritish reglamenti taklif etilgan. Model ierarxik almashtirish operatori orqali shakllantiriladigan atributlar vektoriga ega bloklar to‘plami sifatida formallashtirilgan. 64 ta uchastka bo‘yicha verifikatsiya modelning adekvatligini tasdiqladi: determinatsiya koeffitsiyenti 0,96, o‘rtacha nisbiy xato 2,7%, tasniflash aniqligi 86%, Koen koeffitsiyenti 0,79; modelning xatolari konservativ xarakterga ega ekanligi ko‘rsatildi.

KALIT SO‘ZLAR geotexnik blokli model, chuqur karyer, bortlar turg‘unligi, turg‘unlik koeffitsiyenti, qulash ehtimoli, geotexnik xavf-xatar, indikator kriging, RQD, geologik mustahkamlik indeksi GSI, Xuk—Braun mezoni, DFN-model, darzlikning hajmiy intensivligi, g‘ovak bosimi, Monte-Karlo usuli, ishonchlilik indeksi, xavf-xatarni tasniflash, modelni verifikatsiya qilish.

REFERENCES

1. Read J., Stacey P. Guidelines for Open Pit Slope Design. — Leiden: CRC Press / CSIRO Publishing, 2009. — 496 p.
2. Hoek E., Carranza-Torres C., Corkum B. Hoek–Brown failure criterion — 2002 edition // Proceedings NARMS-TAC. — Toronto, 2002. — P. 267–273.
3. Hoek E., Diederichs M. S. Empirical estimation of rock mass modulus // Int. J. of Rock Mechanics and Mining Sciences. — 2006. — Vol. 43, № 2. — P. 203–215.
4. Deere D. U., Deere D. W. The rock quality designation (RQD) index in practice // Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP 984. — Philadelphia, 1988. — P. 91–101.
5. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support // Rock Mechanics. — 1974. — Vol. 6, № 4. — P. 189–236.
6. Bieniawski Z. T. Engineering Rock Mass Classifications. — New York: Wiley, 1989. — 251 p.
7. Marinos P., Hoek E. GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation // Proc. GeoEng2000. — Melbourne, 2000. — P. 1422–1446.
8. Dershowitz W. S., Herda H. H. Interpretation of fracture spacing and intensity // Proc. 33rd U.S. Symposium on Rock Mechanics. — Santa Fe, 1992. — P. 757–766.
9. Fisher R. A. Dispersion on a sphere // Proceedings of the Royal Society A. — 1953. — Vol. 217. — P. 295–305.
10. Goovaerts P. Geostatistics for Natural Resources Evaluation. — New York: Oxford University Press, 1997. — 483 p.
11. Journel A. G. Nonparametric estimation of spatial distributions // Journal of the International Association for Mathematical Geology. — 1983. — Vol. 15, № 3. — P. 445–468.
12. Dawson E. M., Roth W. H., Drescher A. Slope stability analysis by strength reduction // Géotechnique. — 1999. — Vol. 49, № 6. — P. 835–840.
13. Duncan J. M. Factors of safety and reliability in geotechnical engineering // Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering. — 2000. — Vol. 126, № 4. — P. 307–316.
14. Rose N. D., Hungr O. Forecasting potential rock slope failure in open pit mines using the inverse-velocity method // Int. J. of Rock Mechanics and Mining Sciences. — 2007. — Vol. 44. — P. 308–320.
15. Cohen J. A coefficient of agreement for nominal scales // Educational and Psychological Measurement. — 1960. — Vol. 20, № 1. — P. 37–46.
16. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1965. — 378 с.
17. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 1, 2. — М.: Недра, 1985. — 509 с.
18. Трубецкой К. Н., Каплунов Д. Р. Основы горного дела. — М.: Академия горных наук, 2010. — 448 с.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Karimov Sherzod Vafo ugli — PhD in Technical Sciences, Associate Professor of the Department of Mining; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 110105, Almalyk, Amir Temur Str., 56, Tashkent Region, Uzbekistan. E-mail: karimov20-13@mail.ru
ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-8618-3703

Qarshiboyev Zuxriddin Jumanazar ugli — PhD Student; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS), 110105, Almalyk, Amir Temur Str., 56, Tashkent Region, Uzbekistan. E-mail: qarshiboyevzuhriddin@gmail.com

Qarshiboyeva Muxlisa Umirzak qizi — Flotation Operator; Almalyk Mining and Metallurgical Complex JSC, 110100, Almalyk, Amir Temur Str., 53, Tashkent Region, Uzbekistan.
E-mail: muxlisaqarshiboyeva082@gmail.com

ПЕТРОХИМИЧЕСКИЕ И МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУДОВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЁШЛИК-I И ИХ РОЛЬ В ЛОКАЛИЗАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ (АЛМАЛЫКСКИЙ РУДНЫЙ РАЙОН)

Халкулова Х.К., Пирназаров М.М.
ГУ «Институт минеральных ресурсов»,
Университет геологических наук, г. Ташкент, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.23664126

АННОТАЦИЯ В статье приведены результаты изучения петрохимических и минералого-геохимических особенностей основных рудовмещающих пород золото-медно-молибден-порфирового месторождения Ёшлик-I. Охарактеризованы три главные разновидности интрузивных пород рудовмещающего разреза - сиенито-диориты, диориты (габбро-диориты) и гранодиорит-порфиры алмалыкского типа. Рассмотрены их минеральный и химический состав, характер гидротермально-метасоматических преобразований (серицитизация, хлоритизация, окварцевание, калишпатизация, соссюритизация), а также вертикальная петрохимическая зональность разреза. Установлено, что ведущая роль в локализации промышленного медно-молибденового оруденения принадлежит гидротермально изменённым сиенито-диоритам, обладающим оптимальной проницаемостью и трещиноватостью. Показана контролирующая роль многофазного интрузивного магматизма и разломных зон в размещении рудных тел, а также геохимическая специализация пород на Cu, Mo, W, Au, Ag, Re, Te, Bi, Se.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА медно-порфировое месторождение, сиенито-диориты, петрохимическая характеристика, гидротермально-метасоматические изменения, рудно-магматическая зональность, локализация оруденения.

Введение

Алмалыкский рудный район является одной из крупнейших медно-порфировых провинций Центральной Азии и характеризуется уникальными по масштабу запасами: меди - свыше 23 млн т при среднем содержании 0,39 %, молибдена - около 140 тыс. т (0,002 %), золота - порядка 2250 т (0,37 г/т) и серебра - около 13,4 тыс. т (2,20 г/т). Основные запасы руд сосредоточены в гидротермально изменённых сиенито-диоритах и, в меньшем объёме, в гранодиорит-порфирах.

Месторождение Ёшлик-I рассматривается как перспективная минерально-сырьевая база для дальнейшего расширения производственных мощностей АО «Алмалыкский ГМК». В связи с этим детальное изучение петрохимических и минералого-геохимических особенностей рудовмещающих пород приобретает не только теоретическое значение для понимания генезиса месторождения, но и непосредственную практическую ценность при прогнозировании и поисково-разведочных работах.

Цель настоящей работы - охарактеризовать вещественный состав и петрохимические особенности основных рудовмещающих пород Ёшлик-I и оценить их роль в локализации медно-молибденового оруденения.

Геологическое строение месторождения

Месторождение Ёшлик-I расположено на северном склоне Кураминского хребта, в пределах долины реки Ахангаран, примерно в 1 км к юго-востоку от г. Алмалык (Ахангаранский район Ташкентской области). В структурном отношении оно включает несколько рудных участков - «Центральный», «Северо-Западный Балыкты» и «Карабулак». Площадь месторождения составляет около 26 км² и сложена преимущественно интрузивными образованиями.

Ведущую роль в геологическом строении играют сиенито-диориты, на долю которых приходится около 71,3 % площади, а также диориты (21,8 %). Интрузивные породы прорваны гранодиорит-порфирами алмалыкского типа (около 0,7 %). В разрезе присутствуют также песчано-карбонатные отложения (0,5 %), эффузивные кварцевые порфиры (3,9 %) и андезито-дацитовые порфиры (0,6 %). Вмещающие породы в значительной степени перекрыты четвертичными лёссами и галечниками средней мощностью 40-45 м.

Геолого-структурная специфика месторождения определяется двумя системами разломов. Первая представлена нарушениями север-северо-западного простирания, с которыми связано размещение малых интрузивов и полей рудоносных метасоматитов. Вторую систему образуют долгоживущие субширотные разломы - Карабулакский, Кальмакырский и Бургундинский, контролирующие размещение рудной минерализации. Развитием этой системы разломов площадь месторождения разделена на тектонические блоки - Карабулакский, Центральный и Северо-Западный Балыкты. Сульфидный рудный штокверк Центрального участка имеет крупные размеры: длина до 2500 м, ширина до 1070 м и вертикальная мощность до 870 м.

Материалы и методы исследований

Фактической основой работы послужили материалы геологоразведочных работ 2019-2021 гг., выполненных в соответствии с требованиями кодекса JORC, а также результаты собственных петрографических и аналитических исследований. Минеральный состав и структурно-текстурные особенности пород изучались методом поляризационной микроскопии (ADF U300P) в прозрачных шлифах (увеличение от ×50 до ×100). Химический (силикатный) состав пород определялся по пробам и шлифам, отобранным на разных гипсометрических уровнях месторождения. Геохимическая специализация пород оценивалась по коэффициентам концентрации рудогенных элементов. Аналитическая обработка силикатных анализов сопровождалась построением вариационных диаграмм. Теоретической основой исследования послужили труды В.Р. Рахимова, С.Г. Чунихина, Р.М. Касымова по динамике штокверковых месторождений, геолого-генетические модели А.Х. Туресебекова и Б.Б. Василевского, а также структурно-петрофизические разработки В.С. Звездова.

Результаты исследований и их обсуждение

Минеральный состав рудовмещающих пород

Рудовмещающий разрез месторождения Ёшлик-I представлен сложным комплексом интрузивных образований Алмалыкского массива, в составе которого выделяются сиенито-диориты, диориты, кварцевые диориты, габбро-диориты и гранодиорит-порфиры алмалыкского типа. Эти породы различаются по минеральному составу, петрохимическим особенностям, степени гидротермально-метасоматических преобразований и роли в локализации оруденения. Во всех основных разновидностях ведущую роль играет плагиоклаз: его содержание в сиенито-диоритах составляет 40-60 %, в диоритах - 50-75 %, в гранодиорит-порфирах - до 40 %. Калиевый полевой шпат наиболее характерен для сиенито-диоритов и гранодиорит-порфиров, что отражает повышенную щёлочность отдельных фаз интрузивного комплекса и развитие вторичной калишпатизации (табл. 1).

Таблица 1

Минеральный состав основных рудовмещающих пород месторождения Ёшлик-I

Горизонты, м	кварц	КПШ	плагиоклазы	биотит+ амфибол	пироксены
Сиенито-диориты					
до +385	7-8	20	40-55	25	-
ниже +385	1-10	20-40	40-60	30	-
Диориты					
до +385	3-15	0-20	55-75	10-35	-
ниже +385	ед. зн.	0-5	50-75	25-40	-
Гранодиорит-порфиры					
до +385	2-15	0-15	20-35	15	-
ниже +385	10	25	40	15-20	-

Примечание: КПШ - калиевый полевой шпат. Содержание минералов приведено в %.

Сиенито-диориты. Сиенито-диориты (C_2) и их разновидности входят в состав крупного Алмалыкского интрузивного массива, занимающего до 60 % площади Северного блока, и формируют преимущественно северо-западную и центральную части рудовмещающего разреза. Именно эти породы имеют наиболее важное значение как рудовмещающая среда, поскольку в них сосредоточена основная часть медно-молибденового оруденения. По макроскопическим признакам среди них выделяются равномернозернистые, порфировидные, средне- и мелкозернистые разновидности. В пределах рудных штокверков сиенито-диориты подверглись

интенсивным гидротермально-метасоматическим преобразованиям; наиболее широко развиты серицитизация, хлоритизация и окварцевание, тогда как биотитизация и калишпатизация имеют подчинённое значение.

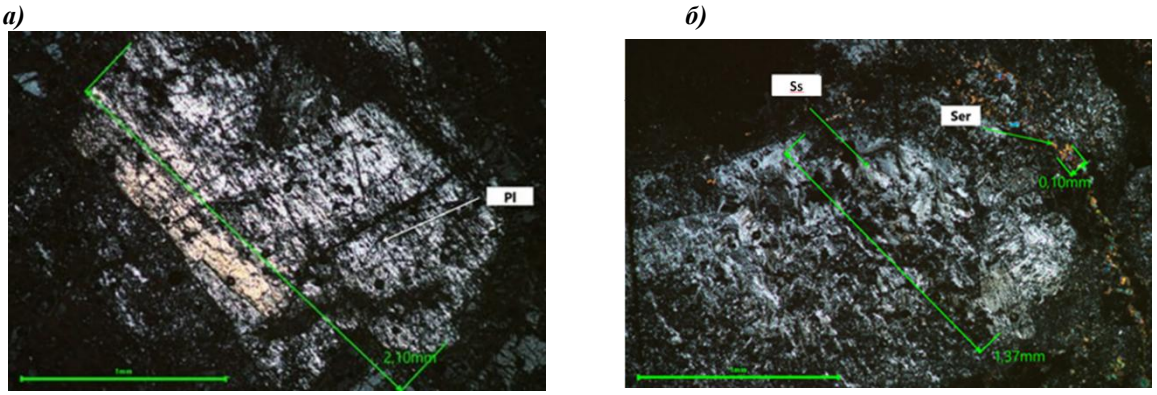


Рис. 1. Плагиоклаз в сиенито-диорите: а - идиоморфный агрегат плагиоклаза со слабо выраженными полисинтетическими двойниками; б - вторичные изменения плагиоклаза с образованием агрегатов серицита.

Условные обозначения: Pl - плагиоклаз, Ss - соссюритизация, Ser - серицитизация. Шлиф, николи скрещены, ув. ×50.

Плагиоклаз является главным породообразующим минералом и представлен преимущественно идиоморфными таблитчатыми, реже изометричными зёрнами, часто с зональным строением и слабо выраженным полисинтетическим двойникованием (рис.1); по составу он соответствует олигоклаз-андезину.

Вторичные изменения плагиоклаза выражаются в развитии серицита, иногда карбоната и эпидота (рис.1, б).

Калиевый полевой шпат представлен преимущественно анортоклазом, реже микроклином и микроклин-пертитом, образуя крупные (2-4 мм) кристаллы с пойкилитовой структурой. Темноцветные минералы представлены биотитом, амфиболом и, в отдельных случаях, пироксеном; биотит фиксируется в двух генерациях, причём первичный крупнопластинчатый биотит замещается светло-зелёным хлоритом, а вторичный мелкочешуйчатый формируется совместно с хлоритом за счёт замещения амфиболов и пироксенов.

Кварц присутствует в количестве до 10 %, реже до 15 %, и образует ксеноморфные зёрна в интерстициях между полевыми шпатами, что указывает на его позднее кристаллизационное положение. Акцессорные минералы апатит (0,5-0,6 %), магнетит (0,3-0,6 %) и единичные зёрна циркона.

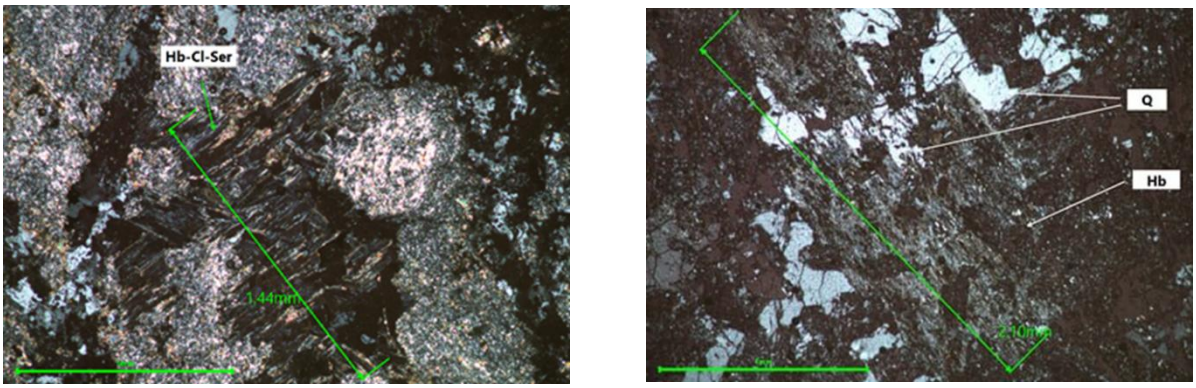


Рис. 2. ***Темноцветные минералы и структурные особенности сиенито-диорита: а - амфибол, подвергнутый хлоритизации и серицитизации; б - кварц в интерстициях между полевыми шпатами и амфибол. Условные*** *обозначения: Hb - амфибол, Cl - хлорит, Ser - серицит, Q - кварц. Шлиф, николи скрещены, ув. ×50.*

По химическому составу сиенито-диориты характеризуются средним содержанием SiO_2 около 59,7-60,7 %, Al_2O_3 - 14,8-15,8 %, что связано с высоким количеством плагиоклаза. Сравнительно повышенное содержание K_2O (4,46-5,04 %) свидетельствует о значительной роли калиевого полевого шпата и развитии калишпатизации (табл. 2). Сопоставление верхних и нижних горизонтов показывает, что с глубиной содержание SiO_2 несколько возрастает, а K_2O увеличивается с 4,46 до 5,04 %, что может быть связано с усилением калишпатизации на более глубоких уровнях. В целом химический состав сиенито-диоритов указывает на их принадлежность к известково-щелочной серии с повышенной ролью калиевых компонентов.

Таблица 2

Средний химический состав сиенито-диоритов месторождения Ёшлик-I (мас. %)

Участки, глубины отбора проб	SiO_2	Al_2O_3	TiO_2	Fe_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	H_2O	п.п.п.	P_2O_5
Центральный, западная часть (верхние горизонты до 500 м)	59,72	15,82	0,44	2,94	2,79	0,08	2,41	3,01	2,60	4,46	1,34	3,25	0,29
Центральный, западная часть (нижние горизонты ниже 500 м)	60,65	14,75	0,38	1,99	2,58	0,10	2,26	3,83	2,45	5,04	1,97	2,01	0,25

Диориты и габбро-диориты

Диориты (C_2), кварцевые диориты (qC_2) и габбро-диориты (νC_2) распространены главным образом в верхних частях Алмалыкского интрузивного массива и образуют важную часть рудовмещающего разреза, находясь в тесной пространственной связи с сиенито-диоритами и гранодиорит-порфирами. Макроскопически диориты и кварцевые диориты - мелко- и среднезернистые породы светло-серого и зеленовато-серого цвета с обилием мелких (1-3 мм) призматических зёрен плагиоклаза и скоплениями изменённых темноцветных минералов. Габбро и габбро-диориты отличаются более тёмной окраской, плотным сложением и мелкозернистой структурой.

При микроскопическом изучении диориты характеризуются призматически-зернистой, реже гипидиоморфнозернистой структурой; плагиоклаз образует идиоморфные или субидиоморфные зёрна, а темноцветные минералы - ксеноморфные скопления, во многих случаях почти нацело замещённые вторичным биотитом, актинолитом и хлоритом. Содержание кварца в диоритах обычно не превышает 3-6 %; при повышении его количества свыше 10 % порода относится к кварцевым диоритам. Для габбро-диоритов и габбро характерна аллотриоморфнозернистая структура, а содержание темноцветных минералов достигает 30-55 %, что придаёт породам более основной облик. Переходы между разновидностями постепенные. В разрезе участка Ёшлик-I проявлена чёткая вертикальная зональность: до глубины около 470 м распространены преимущественно габбро-диориты, глубже, до 645 м, преобладают диориты, а ниже развиты порфировидные сиенито-диориты, что отражает сложную дифференциацию магматического массива и последовательность внедрения интрузивных фаз (рис. 3).

Как видно из диаграммы, диориты и габбро-диориты имеют близкий петрохимический состав, однако габбро-диориты характеризуются несколько более низким содержанием SiO_2 и Al_2O_3, а также повышенными содержаниями FeO, MgO, CaO, K_2O и H_2O. Это отражает их более основной состав, большее количество темноцветных минералов и более интенсивное развитие вторичных гидротермальных изменений. Диориты, в свою очередь, отличаются несколько более высоким содержанием SiO_2, Na_2O и потерь при прокаливании, что может быть связано с более выраженной серицитизацией и мусковитизацией, карбонатизацией и изменением плагиоклазов (рис. 4).

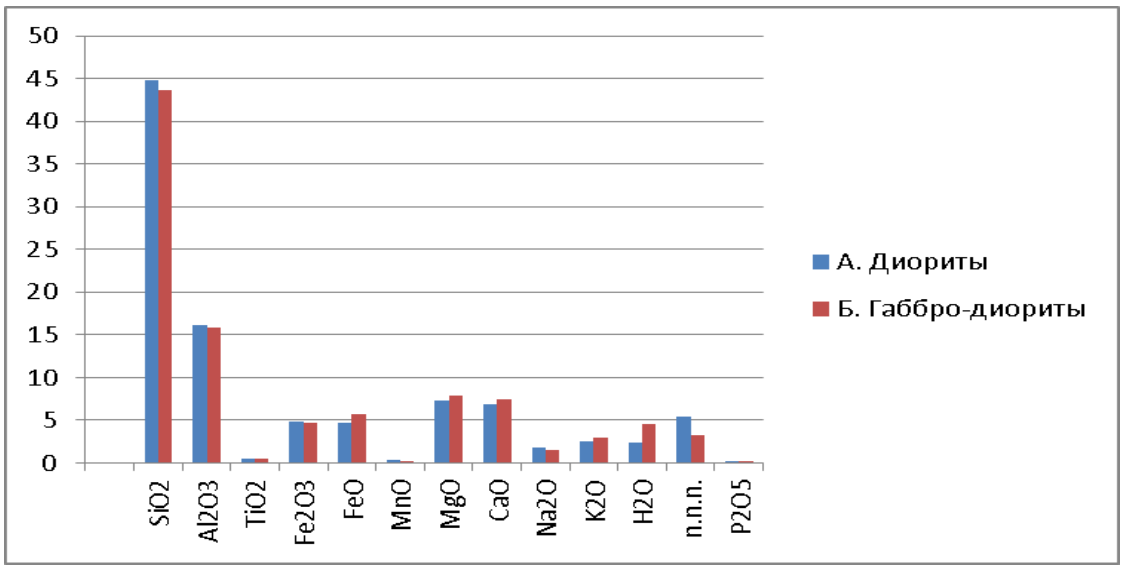


Рис.3. Сравнение содержаний основных петрогенных оксидов в диоритах и габбро-диоритах участка Ёшлик-I по данным химического анализа.

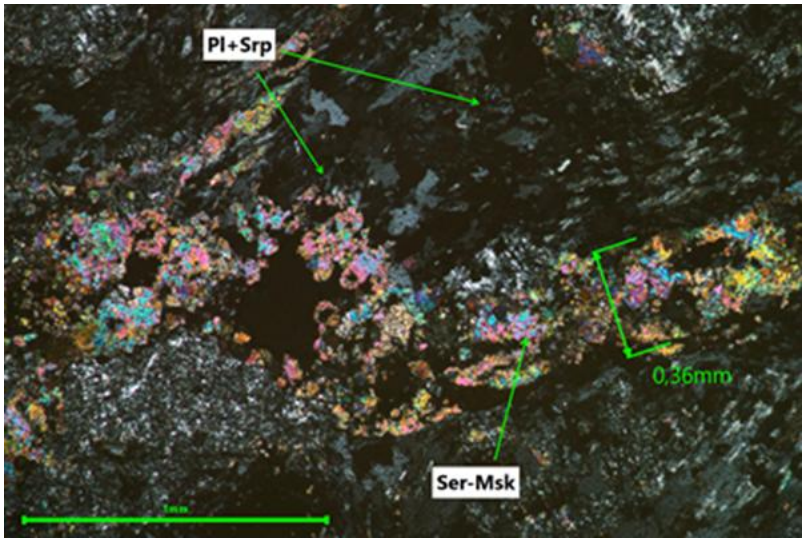


Рис.4. Микроструктура плагиоклаз-серпентиновой и серицит-мусковитовой ассоциации. *Условные обозначения: Pl - плагиоклаз, Srp - серпентин, Ser - серицит, Msk - мусковит. Шлиф, николи скрещены, ув. ×50*

Гранодиорит-порфиры

Гранодиорит-порфиры алмалыкского типа имеют ограниченное распространение на поверхности и обнажаются главным образом в юго-восточной части месторождения, заключая в себе около 7 % запасов руды. Несмотря на это, их роль в рудообразовании велика, так как они контролируют размещение минерализации. Диагностическими признаками служат крупные порфировые вкрапленники розового калиевого полевого шпата и округлый («гороховидный») кварц со следами магматической коррозии. Основная микрокристаллическая масса, занимающая до 90 % объёма породы, имеет аплитовую структуру. На глубине около 1 км отдельные апофизы гранодиорит-порфиров, вероятно, соединяются в единое интрузивное тело, что свидетельствует о существовании глубинного магматического центра - источника тепла и гидротермальных растворов.

Гидротермально-метасоматические преобразования и зональность

Изменение содержаний кремнезёма, щелочей, глинозёма, железа, магния и кальция позволяет проследить как степень дифференциации магматического расплава, так и влияние

вторичных гидротермальных процессов - калишпатизации, серицитизации, хлоритизации, окварцевания, соссюритизации и ожелезнения. Калишпатовые метасоматиты преимущественно приурочены к нижним горизонтам месторождения и локализуются в зонах контакта сиенито-диоритов со штоками и апофизами гранодиорит-порфиров; такие участки имеют важное рудоконтролирующее значение, поскольку с ними часто связано развитие кварц-сульфидной минерализации.

Гидротермально-метасоматическая зональность является одним из главных индикаторов связи оруденения с магматическими формациями. В центральных частях рудно-магматической системы развиваются более высокотемпературные кварц-калишпатовые и кварц-магнетитовые ассоциации, обычно характеризующиеся невысоким содержанием полезных компонентов. Основная промышленная минерализация связана с более поздней кварц-молибденит-халькопирит-пиритовой стадией, наиболее интенсивно проявленной в центральных частях метасоматических колонок. На флангах месторождения медно-молибденовые ассоциации сменяются полисульфидными комплексами с относительным повышением содержания золота и серебра, что отражает выраженную температурную и геохимическую зональность всей системы.

Важным поисковым критерием является степень метасоматического изменения пород. Наиболее благоприятны для локализации медно-золото-молибденового оруденения зоны слабой и умеренной пропилитизации, сохранившие оптимальную проницаемость для гидротермальных растворов. Напротив, участки интенсивного кварц-серицитового (филлизитового) замещения нередко теряют проницаемость и выступают в роли геохимических барьеров, что ограничивает их промышленную значимость.

Геохимическая специализация пород

Геохимические данные подтверждают важную роль магматических формаций в рудообразовании. В породах месторождения Ёшлик-I установлены повышенные концентрации меди, молибдена и вольфрама с коэффициентами концентрации 1,6-8,5, что указывает на устойчивое превышение фоновых значений. Благородные металлы (золото, серебро, платина) характеризуются более широким диапазоном концентраций, достигая максимума в монцонитоидных породах. Особенно показательны повышенные содержания теллура, висмута, селена и рения — характерных спутников магматогенно-гидротермальных систем; рений ассоциирует преимущественно с молибденитом, а селен и теллур — с сульфидными и теллуридными фазами. Олово и свинец имеют более низкие коэффициенты концентрации, близкие к фоновым (табл. 3).

Таблица 3

Коэффициенты концентрации (Кк) рудогенных элементов в породах месторождения Ёшлик-I

Группа элементов	Элементы	Кк	Примечание
Главные	Cu, Mo, W	1,6-8,5	Стабильное превышение
Благородные	Au, Ag, Pt	2,2-91,4	Max в монцонитоидах
Редкие и ТМ	Te, Bi, Se, Re	4,0-750,0	Высокая аномальность
Околокларковые	Sn, Pb	1,0-5,2	На уровне фона

Роль магматических формаций в локализации оруденения

Месторождения Кальмакыр, Ёшлик-I, Северо-Западный Балыкты и Карабулак представляют собой фрагменты единой суперкрупной медно-порфировой системы. Размещение рудных тел контролируется зонами эндо- и экзоконтактов порфировых тел, приуроченных к древним разломам северо-западного и субширотного направлений. Эти структуры выполняли двойную функцию: служили каналами для внедрения магматических расплавов и обеспечивали пути циркуляции гидротермальных растворов, поэтому участки пересечения разломов с порфировыми интрузиями наиболее перспективны для концентрации медно-молибденового и медно-золотого оруденения.

Высокая рудоносность сиенито-диоритов объясняется их благоприятными физико-механическими и минералого-петрографическими свойствами. Эти породы хорошо подвергались трещинообразованию и гидротермальной переработке, сохраняя достаточную проницаемость для движения растворов, в результате чего в них формировались многочисленные кварцевые и кварц-сульфидные

прожилки. Интенсивность минерализации находится в прямой зависимости от степени трещиноватости вмещающих пород, во многом обусловленной внедрением апофиз и штоков гранодиорит-порфиров. Морфологически оруденение представлено прожилково-вкрапленным и штокверковым типом; рудная ассоциация включает пирит, халькопирит, молибденит, пирротин, халькозин и блёклые руды. Формирование трещинных систем происходило преимущественно в дорудный и внутрирудный этапы, тогда как пострудные деформации выражены слабо, что свидетельствует о хорошей сохранности первичной структуры рудных тел.

Таким образом, магматические формации выполняют несколько функций: являются источником тепловой энергии для длительной циркуляции гидротермальных растворов, создают структурные условия для формирования трещинных систем, определяют химический состав флюидов и характер метасоматических изменений, а также контролируют пространственную позицию рудных тел относительно интрузивных контактов, апофиз и штоков. Наиболее благоприятны для промышленного оруденения зоны, где поздние порфировые интрузии пересекаются с древними разломами и сопровождаются умеренной гидротермальной переработкой пород.

Заключение

1. Рудовмещающий разрез месторождения Ёшлик-I сложен дифференцированной серией интрузивных пород Алмалыкского массива - от диоритов и габбро-диоритов до сиенито-диоритов и гранодиорит-порфиров, образующих единую известково-щелочную магматическую серию повышенной калиевой специализации.

2. Ведущей рудовмещающей средой являются гидротермально изменённые сиенито-диориты (SiO_2 59,7-60,7 %, K_2O 4,46-5,04 %), обладающие оптимальной трещиноватостью и проницаемостью; именно с ними связана основная масса промышленного медно-молибденового оруденения.

3. В разрезе установлена чёткая вертикальная зональность состава пород (габбро-диориты - диориты - порфировидные сиенито-диориты с глубиной) и усиление калишпатизации на нижних горизонтах, что отражает многоэтапную дифференциацию и последовательность внедрения интрузивных фаз.

4. Промышленная минерализация связана с поздней кварц-молибденит-халькопирит-пиритовой стадией; наиболее благоприятны зоны слабой и умеренной пропилитизации, тогда как интенсивно филлизитизированные участки выступают геохимическими барьерами.

5. Геохимическая специализация пород на Cu, Mo, W, Au, Ag, а также высокая аномальность Re, Te, Bi, Se подчёркивают глубинную природу и комплексный характер рудообразующего процесса; рений устойчиво ассоциирует с молибденитом.

6. Локализация оруденения определяется сочетанием многофазного интрузивного магматизма, разломных зон и трещинно-прожилковых систем в эндо- и экзоконтактах порфировых тел, что необходимо учитывать при прогнозно-поисковых работах в пределах Алмалыкского рудного района.

REFERENCES

1. Геодинамика и медное оруденение Срединного Тянь-Шаня / Госком РУз по геологии и минеральным ресурсам, Университет геологических наук, Институт геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева. - Т.: Lesson Press, 2022. - 235 с.

2. Усманова Ш.В., Арипова М.К. Геология рудных месторождений Узбекистана: учебно-методические указания / Министерство высшего образования, науки и инноваций РУз, НУУз. - Т.: НУУз, 2024. - 83 с.

3. Скрябин В.О., Диваев Ф.К., Пирназаров М.М. Геохимические поиски рудных месторождений в Узбекистане: общие сведения, опыт применения, задачи и пути их решения / гл. ред. И.Б. Турамуратов. - Т.: ГП «НИИ минеральных ресурсов», 2017. - 150 с.

4. Василевский Б.Б., Ежков Ю.Б., Рахимов Р.Р. и др. Проблемы крупнообъёмных месторождений золота и меди Узбекистана / отв. ред. М.У. Исоков. - Т.: ГП «НИИ минеральных ресурсов», 2012. - 116 с.

5. Рахимов В.Р., Чунихин С.Г., Касымов Р.М. Динамическая оценка крупных цветнорудных штокверковых комплексных месторождений (на примере месторождения Алмалык) // Неделя горняка-2009: симпозиум. - Ташкентский ГТУ, 2009.

6. Романин П.В., Рябов И.Ю. Технико-экономическое обоснование постоянных разведочных кондиций объединённого золото-медно-порфирового месторождения Олий Зиё (участки Кальмакыр и Ёшлик-I) с подсчётом запасов по состоянию на 01.01.2023. Пояснительная записка 0338.21-ТЭОПК.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Xalkulova Xayotxon Kahramonovna	–	PhD Student; State Institution "Institute of Mineral Resources", University of Geological Sciences, 100164, Tashkent, Mirzo Ulugbek District, Olimlar Str., 64, Uzbekistan. E-mail: xayotxonxalkulova@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0003-5586-1991
Pirnazarov Majid Maxkamovich	–	Doctor of Geological and Mineralogical Sciences (DSc); University of Geological Sciences, 100164, Tashkent, Mirzo Ulugbek District, Olimlar Str., 49, Uzbekistan. E-mail: pirnazarov1959@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0008-8974-4677

НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ПЕРЕИНТЕРПРЕТАЦИИ МАТЕРИАЛОВ СЕЙСМОРАЗВЕДКИ НА ПРИМЕРЕ ЮГО-ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ БУХАРСКОЙ СТУПЕНИ

Хайдаров Б.Х., Нажмиддинов У.А.

Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.23664193

АННОТАЦИЯ В этой статье приводится информация об обработке и переинтерпретации полевых сейсмических данных, которая является гораздо более сложной и обширной, чем обработка данных другими геофизическими методами, и заключается в выборе необходимых из нескольких десятков волн. Решение сложнейших задач сейсморазведки, выделение полезных волн из множества волн невозможно без их цифровой обработки и последующей переинтерпретации на компьютере.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Мониторинг и обработка сложных цифровых данных, кинематические и динамические свойства сигналов, полезные и шумовые сигналы, процедура подавления случайных помех, корректировка кинематических и статических поправок, многоскоростные временные срезы.

ВВЕДЕНИЕ

Месторождения полезных ископаемых, обнаруженные в результате сейсморазведочных работ по данным геофизических методов, используемых при поиске и разведке нефти и газа, вносят значительный вклад в энергетику и экономику Узбекистана [1, 2].

Обработка и переинтерпретация полевых сейсмических данных гораздо сложнее и объемнее, чем обработка данных другими геофизическими методами, и заключается в выборе необходимых из нескольких десятков волн. Используя рациональную систему мониторинга и обработки сложных цифровых данных, необходимо будет выделить кинематические (время прихода) и динамические (амплитуда сигналов) свойства из множества интерферирующих волн и внести статические поправки в полученные данные [3].

Решение сложнейших задач сейсморазведки, выделение полезных волн из множества волн невозможно без их цифровой обработки на компьютере.

В статье представлены результаты обработки, сравнения и анализа сейсмических данных в вычислительном центре.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Система исследуемых профилей была разработана методом криволинейного продольного профилирования с использованием невзрывных источников (ВЗМ).

На этапе предварительной обработки была проведена загрузка, визуальная оценка исходного материала, сортировка SPS-файлов, а также его соответствие отчетам оператора. Некачественные треки и сейсмограммы в целом были отброшены. На основе априорной информации были получены предварительные разрезы ОГТ с использованием режекторного фильтра (50 Гц) и широкополосного полосового фильтра.

Одним из недостатков, снижающих качество вибросейсмического материала, является неразрешенный характер полученных сейсмических разрезов [5].

Чтобы улучшить качество получаемых разрезов, в производственный график были введены процедуры, которые предоставляют геофизикам дополнительную информацию о структуре окружающей среды.

Программным комплексом "Геокластер" осуществлены технологические цепочки обработки для повышения когерентности сигнала, подавления нерегулярных помех (модуль ANTIB), ослабления шума и повысить динамическую выразительность. Процедура подавления случайных помех в частотно-пространственной области (FXNAT) была использована для подавления шума, вызванного деконволюцией. Исходный материал был отредактирован после использования вышеуказанного набора процедур. Корректировка кинематических и статических поправок была проведена в соответствии со стандартной процедурой. После использования технологических цепочек, получив динамически выраженный материал, мы приступаем к корректировке кинематических поправок. Основой для расчета априорных кинематических поправок послужили кривые Фогта = f (to), с помощью которых были обработаны материалы предыдущих лет, а также материалы сейсмических исследований скважин на исследуемых участках. На профилях с хорошим качеством прослеживаемости горизонтов количественный анализ скоростей проводился заранее, то есть на основе анализа спектров скоростей (шаг на ОГТ 1 км). Программа VESPA использовалась для выбора скоростей суммирования t шума и повышает его динамическую выразительность.

Процедура подавления случайных помех в частотно-пространственной области (FXNAT) была использована для подавления шума, вызванного деконволюцией.

Исходный материал был отредактирован после использования вышеуказанного набора процедур.

Корректировка кинематических и статических поправок была выполнена в соответствии со стандартной процедурой.

После использования технологических цепочек, получив динамически выраженный материал, мы приступаем к корректировке кинематических поправок.

Основой для расчета априорных кинематических поправок послужили кривые Фогта = f (to), с помощью которых были обработаны материалы предыдущих лет, а также материалы сейсмических исследований скважин на исследуемых участках.

На профилях с хорошим качеством прослеживаемости горизонтов количественный анализ скоростей был проведен заранее, то есть на основе анализа спектров скоростей (шаг по ОГТ 1 км). Программа VESPA использовалась для выбора скоростей суммирования, которые максимизировали коэффициент когерентности.

В дополнение к вертикальным спектрам были получены многоскоростные временные срезы со сдвигом от выбранной кривой на Δτ 24, 48 в стрелке отклонения годографа, которые были оценены в интерактивном режиме на экране компьютера.

Кинематические поправки были введены с помощью программы FANMO, которая использует библиотеки LIBRI VI velocity.

Статические поправки были автоматически скорректированы с помощью модуля SATAN, а плохо прослеживаемые горизонты были проколоты для получения четкой картины отражающих границ на сейсмическом разрезе.

Автоматическая коррекция статических поправок выполнялась в широком окне с большим диапазоном допустимых поправок (40 м/с). без описания горизонта, а затем с описанием горизонта в узком временном интервале 200-400 м/сек с диапазоном регулировки 20 м/сек.

В целом, коррекция статических поправок дала положительные результаты в областях исследований.

Пример эффективности статической коррекции показан на рисунке. 1. Здесь представлены результаты коррекции по общему профилю ОГТ 10172717 области Шодлик.

После статической коррекции была скорректирована кинематика второго этапа, которая включала в себя получение многоскоростных временных сечений ОГТ со сдвигом от конечных выбранных кривых Δτ24 в стрелке изгиба годографа.

Скоростное сканирование вместе со спектрами скоростей необходимо для всесторонней интерпретации результатов сейсморазведки ОГТ с использованием программ "прямого поиска" и для выявления аномалий "коллектора".

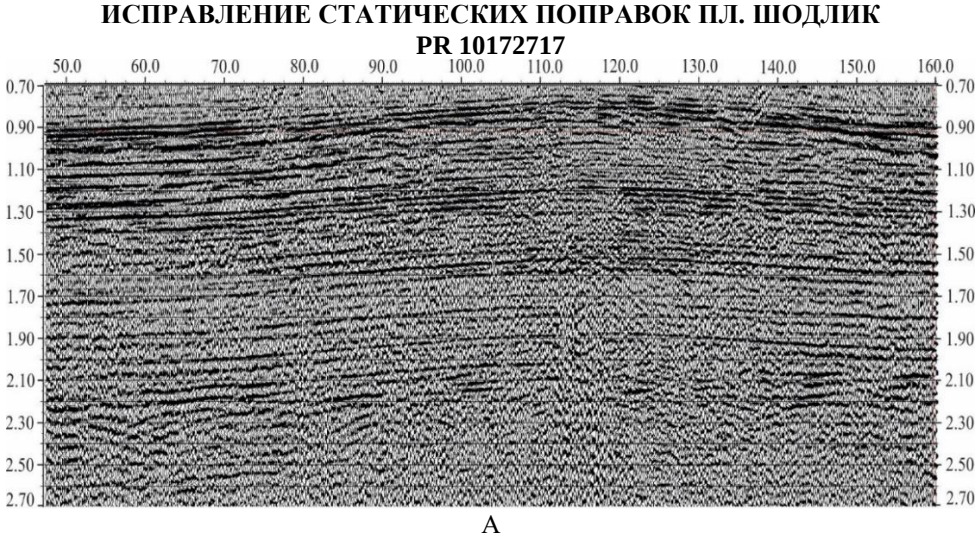
В соответствии с методологией полевых работ для всех профилей были получены основные варианты временных сечений ОГТ со 120-кратным суммированием.

Продольное профилирование проводилось с использованием 240-канальной сейсмической станции с одинаковыми шагами приема и взрыва 25 м и симметричной системой запуска.

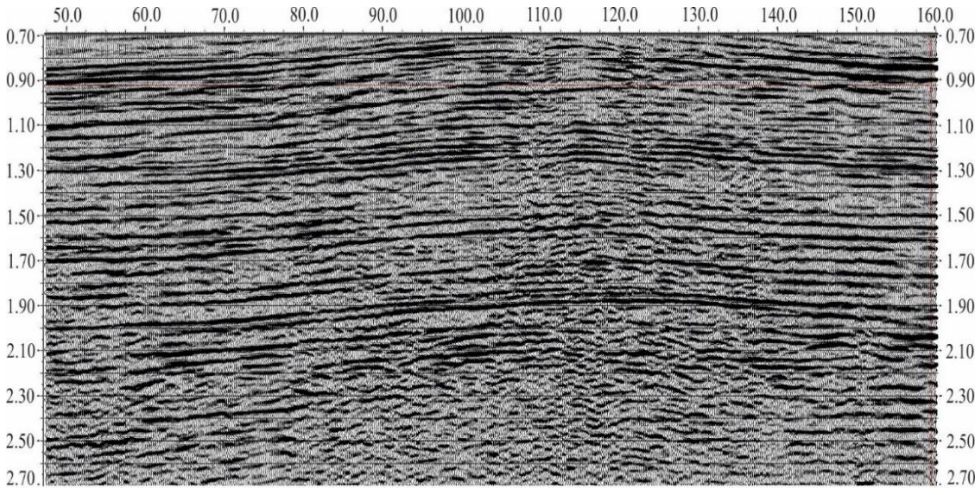
Все окончательные версии разделов были подвергнуты миграционному преобразованию с помощью программы MIGRV с последующей корректирующей фильтрацией, которая помогла устранить волновую картину (рис 2a,b)



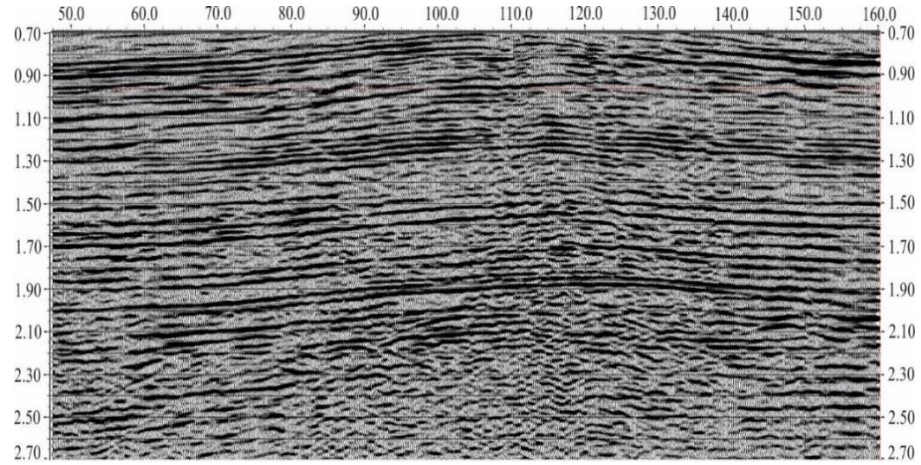
Рис. 1. В – после статической и кинематической коррекции



А



Б

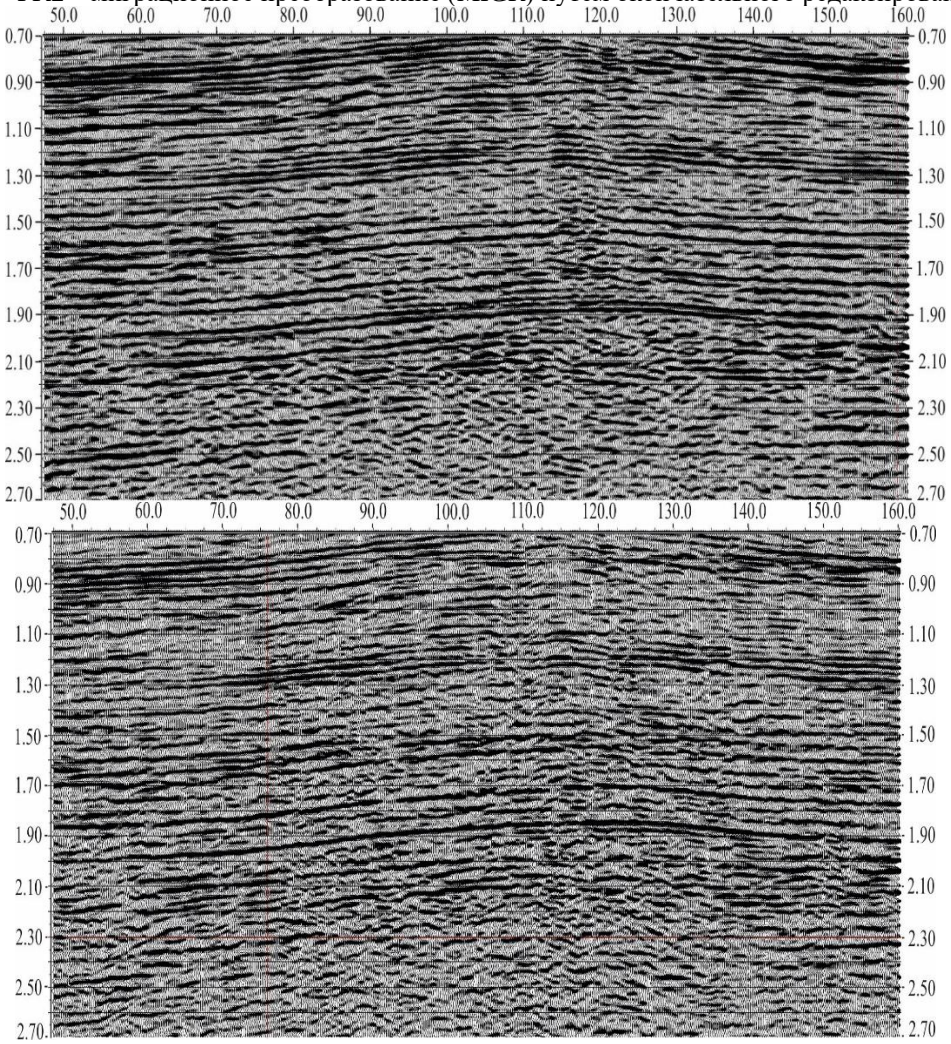


В

Временные разрезы ОГТ

А – предварительная версия. Б – окончательная версия разреза со скорректированной кинематикой и статикой В – FK2 – фильтрация (FXNAT) в соответствии с окончательным разрезом ОГТ. Рис. 2 а

Г – FK2 – миграционное преобразование (MIGR) путем окончательного редактирования



Д – FK3 – окончательная версия после разбивки по разделам

Рис. 2 б. Временные разрезы ОГТ

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

При проведении полевых сейсморазведочных работ основное внимание уделялось получению отраженных волн, зарегистрированных в интервале времени 0,4-2,6 с, что соответствует диапазону регистрации отражений от нижнемеловых (Т2) и верхнеюрских (Т3, Т4, Т5, Т6) отражающих горизонтов, а также от терригенных образований средне-нижнеюрского комплекса (Т7) [7, 8].

Исходя из этого, была проведена оценка качества первичных данных.

В целом, полевой материал, полученный в районе проведения исследуемых работ, имеет разное качество, что обусловлено как разными поверхностными и глубинными сейсмогеологическими условиями, так и разными методологическими подходами к обработке профилей в полевых условиях.

Анализ всех временных разрезов ОГТ, полученных вдоль исследуемых профилей, показал следующие результаты:

Стабильный материал хорошего качества был получен на профилях, отработанных в районе Бешкента, Камаши, Турункуля, Северного Камаши, Муглана, Касби, Шодлика, Миришкора, Янгиарыка. На всех профилях были получены высокочастотные, динамически выраженные временные разрезы ОГТ.

На профилях, где качество полевых данных с точки зрения информативности сейсмограмм хорошее, отражения регистрировались в интервале времени от 0,8 до 2,4 с, что соответствует диапазону регистрации отражений от нижнего мела (Т2) и верхней юры (Т3, Т4, Т5, Т6) отражающих горизонтов.

Корреляция была основана на временных разрезах ОГТ с полным суммированием, а также использовались дополнительные параметры обработки (скорости, D-преобразования, миграция и т.д.).

В зависимости от геологического строения разреза и региона исследований проводилась корреляция волн на временных разрезах с использованием динамических и кинематических признаков для их идентификации.

В районах Бухарской тектонической ступени из-за значительного уменьшения мощности соляно-ангидритовой толщи титона отраженные волны от горизонтов Т3, Т5 и Т6 тесно интерферируют друг с другом, что делает практически невозможным различение отдельных фаз, связанных с конкретными стратиграфическими горизонтами. Во временных разрезах корреляция была основана на отражениях, связанных с горизонтом неокома XIII (Т2), и отражениях, связанных с кровлей титона и оксфорд-кимериджскими известняками.

Для районов, расположенных в пределах Бешкентской впадины, отражения, связанные с XIII горизонтом неокома (Т2) и кровлей ангидритов верхнего титона (Т3), наиболее четко и уверенно выявляются на временных разрезах. Более того, первый постоянно коррелируется, в то время как второй, хотя и редко, претерпевает корреляционные разрывы [6].

Из-за последовательного залегания мелового и верхнеюрского горизонтов и незначительного горизонтального градиента изменений средних скоростей корректность корреляции в зонах разрыва контролируется путем поддержания постоянного значения Δt3-2.

Отраженные волны от кровли средних ангидритов хемогенной толщи отличаются динамической выразительностью записи. Поэтому, несмотря на их отсутствие на некоторых участках, горизонт Т4 прослеживается практически уверенно на всех участках работ. Области исчезновения отражения от промежуточных ангидритов связаны с изменением отражающих свойств границ, вызванным преобладанием солей в разрезе и, возможно, рассолом.

Отраженные волны, связанные с кровлей нижнетитонских ангидритов и оксфордско-киммериджских известняков, характеризуются зонами неоднозначной корреляции. Эти волны в основном являются результатом наложения полезных волн с дифрагированными и боковыми волнами, а также интерференции колебаний в областях, где эрозируются высокопористые оксфорд-киммериджские известняки. В районах Талишбе и Узуннаво корреляция волн Т3-Т5 затруднена из-за отсутствия динамической выразительности и неразрешенной записи. В районах Турункуль, Касби, Муглан, Янгиарык и Шодлик корреляция волн с горизонтов Т3-Т5 является уверенной и неоспоримой.

Стратиграфическая привязка отражающих горизонтов была проведена путем определения значения "t0" по данным ВСП, выполненным на глубоких скважинах, которые были перенесены в профили ОГТ для всего полигона [6].

В пределах исследуемой территории была проведена стратиграфическая привязка на основе данных ВСП, выполненных в скважинах № 1 Янгиарык, Сев. Камаши № 2, № 6 и контролировалась при пересечении профилей ОГТ с глубокими скважинами Зап. Майманак № 1, № 2, Расылкудук № 2 и др.

В то же время были приняты во внимание поправки на фильтрацию в 0,008 с, фазу в 0,03 с, первые входы в 0,01 с и линию приведения, определенную для каждого конкретного случая с помощью годографов ZMS-MPV.

По данным ВСП, на изученных участках выделяются следующие отражающие горизонты:

T1 – кровля бухарских известняков палеогена

T2III – песчаники турона (VIII горизонт)

T2II – песчаники сеномана (IX горизонт)

T2I – альбские песчаники (XI горизонт)

T2 – неокомско-апцийский ярус, эталонными отражающими горизонтами являются песчаники XII и XIII горизонтов.

Отраженные волны были привязаны к конкретным геологическим границам с помощью кривой t0 = f(H) для вышеупомянутых скважин, после чего были внесены соответствующие поправки в линии приведения и перенесены временные значения из старых профилей ОГТ в профили ОГТ исследуемых участков.

Стратиграфическая корреляция отражающих горизонтов T2, T3 и T4 не представляет особой сложности, поскольку они динамически четко определены и узнаваемы во всех областях.

Отраженная волна T5 характеризуется наличием зон со сложными волновыми картинами, поэтому эти зоны иногда условно расслаиваются.

Одновременно с корреляцией временных разрезов проводится анализ волновой картины на всех обработанных профилях. При этом было обращено внимание на характер прослеживаемости отдельных горизонтов, на простоту и разрешающую способность записи, на изменение разницы во времени регистрации основных опорных волн, были выделены области аномального усложнения записи.

Анализ временных разрезов показал, что характер записи как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях, особенно в подсолевом временном интервале, различен.

Наряду с четкой, уверенной трассировкой, существуют области со сложной записью и прерывистыми фазовыми осями волн, где интенсивность записи сравнима с фоном интерферирующих волн.

Различные схемы регистрации вызваны изменениями геологических и геофизических параметров окружающей среды.

Отраженные волны, зарегистрированные от границ комплекса меловых пород, имеют более регулярный характер и лучше выражены в динамическом отношении. Среди них волна, связанная с XII горизонтом.

Точность сейсмических построений зависит от степени изученности скоростных характеристик разреза.

Как уже отмечалось выше, анализ данных ВСП и МОГТ показал, что отражающими горизонтами, уверенно прослеживаемыми на всей рассматриваемой территории, являются XIII горизонт неокомской толщи (горизонт T2) и кровля ангидритов верхнего титона (горизонт T3). Оба горизонта являются основой, то есть границами, от которых осуществляется построение всех более глубоких горизонтов.

В пределах юго-восточной части Бухарского тектонического уступа в качестве базовой границы была выбрана кровля верхнеюрских отложений (горизонт T3). Была установлена зависимость глубины залегания кровли титона от времени прохождения волны T3, H3 = (t03/2). Это было основано на данных ВСП, глубокого разведочного бурения и материалов ОГТ.

Основой для построения сейсмических разрезов в масштабе 1:20 000 послужили скорректированные и коррелированные временные разрезы ОГТ, из которых были взяты разрезы через каждые 500 м.

ВЫВОДЫ

В условиях столь стремительного роста отрасли необходимо постоянно совершенствовать методологию и технологию полевых исследований, чтобы обеспечить должную эффективность геологоразведочных работ. Это требует критического анализа ранее выполненных работ и данных для выявления новых и потенциально перспективных объектов, а также для определения наиболее эффективных технологий.

Нефтегазоносность исследуемой территории исследована не в полной мере, поскольку достоверной корреляции волновой картины с характеристиками предполагаемых зон нефтегазонакопления (отложений, связанных с фациальным замещением, зон вклинивания, зон осадконакопления верхней юры (XV горизонт), а также с неантиклинальными ловушками на возвышенных участках фундамента) устанавливались не всегда. Для решения вышеуказанных задач была проведена реинтерпретация материалов сейсморазведки с использованием метода ОГТ (общая глубинная точка) в следующей последовательности:

Анализ и обобщение методологии полевых работ:

Реинтерпретация материалов исследований предыдущих лет, проведенных в этой области.

Оперативная интерпретация материалов сейсморазведки с использованием метода ОГТ и уточнение дальнейших направлений сейсморазведки с использованием метода ОГТ с учетом данных реинтерпретации.

BUXORO POG‘ONASINING JANUBI-SHARQIY QISMI MISOLIDA SEYSMIK QIDIRUV MATERIALLARINI QAYTA TAHLIL QILISHNING AYRIM NATIJALARI

Haydarov B.H., Najmiddinov U.A.

Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O‘zbekiston.

ANNOTATSIYA Ushbu maqolada daladagi seysmik ma'lumotlarni qayta ishlash va qayta ko'rib chiqish to'g'risidagi ma'lumotlar keltiriladi, bu ma'lumotlarni boshqa geofizik usullar bilan qayta ishlashdan ko'ra ancha murakkab va keng qamrovli bo'lib, bir necha o'nlab to'lqinlardan zarur bo'lgan ma'lumotlarni tanlashdan iborat. Seysmik razvedkaning eng murakkab vazifalarini hal etish, ko'plab to'lqinlardan foydali to'lqinlarni ajratib olish ularni raqamli qayta ishlamasdan va keyinchalik kompyuterda qayta izohlamasdan mumkin emas.

KALIT SO'ZLAR Murakkab raqamli ma'lumotlarni monitoring qilish va qayta ishlash, signallarning kinematik va dinamik xususiyatlari, foydali va shovqin signallari, tasodifiy to'siqlarni bostirish tartibi, kinematik va statik tuzatishlarni tuzatish, ko'p tezlikdagi vaqt kesmalari.

SOME RESULTS OF REINTERPRETATION OF SEISMIC DATA USING THE EXAMPLE OF THE SOUTHEASTERN PART OF THE BUKHARA STEP

Khaydarov B.Kh., Nazhmiddinov U.A.

Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan.

ABSTRACT This article provides information on the processing and reinterpretation of field seismic data, which is much more complex and extensive than the processing of data from other geophysical methods, and involves selecting the necessary waves from several dozen. Solving the most challenging seismic problems and extracting useful waves from a multitude of waves is impossible without digital processing and subsequent reinterpretation on a computer.

KEYWORDS Monitoring and processing of complex digital data, kinematic and dynamic properties of signals, useful and noise signals, random interference suppression procedure, adjustment of kinematic and static corrections, and multispeed time slices.

REFERENCES

1. Акрамходжаев А. М., Ходжаева А.Р. Нефтяные и газовые месторождения Узбекистана, книги I и II. Узбекистан, "Фан", 1974.
2. Бабаджанов Т.Л., Кунин А.Я., Лук-Зильберман В.И. Строение и нефтегазоносность глубокозалегающих комплексов Центральной Азии по геофизическим данным. Ташкент, "Фан", 1986.
3. Гурвич И.И. Сейсморазведка. "Недра", Москва, 1981 г.
4. Гурвич И.И. "Руководство по сейсмическим исследованиям", Москва, 1986 г.
5. Шнеерсон М. Б., Майоров В. Б. Сейсмические толчки, вызванные взрывами на портовых сооружениях. "Недра", Москва, 1982.
6. Зуев С.Н. Экспериментальные и методические работы по совершенствованию методологии разработки сейсмических моделей и прогнозов залегания нефтяных и газовых месторождений в 1979-1982 годах. Министерство природного газа Узбекистана.
7. Саотов М.Х., Нормуродов К.Ю. Геофизические материалы для паспорта структуры Иджабат. Яккабаг., 2020 г., Фонд ЯГЭ.
8. Худжамшукуров Н.Б. Структура и геофизические материалы для паспорта. ЯГЭ

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Batyr Khamidovich Khaydarov	— Candidate of Physical and Mathematical Sciences, Associate Professor of the Department of Geology, Exploration, and Mining; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: haydarov-batir@rambler.ru
Umar Abdullaevich Nazhmiddinov	— Senior Lecturer of the Department of Geology, Exploration, and Mining; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-6152-8488

AN’ANAVIY VA SUN’IY INTELLEKTGA ASOSLANGAN BOSHQARUV TIZIMLARINING QIYOSIY TAHLILI (MS1H1 SERVO MOTORI MISOLIDA)

Pirmatov N.B., Egamov A.M., Mamarasulov N.A.
Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O‘zbekiston.

Doi: 10.5281/zenodo.23664269

ANNOTATSIYA Zamonaviy sanoat avtomatikasi va robototexnika tizimlarida servo motorlarni yuqori aniqlik va tezkorlik bilan boshqarish muhim masalalardan biri hisoblanadi. Ushbu maqolada INOVANCE MS1H1-75B30CB servo motori misolida an’anaviy PID hamda sun’iy intellektga asoslangan gibrid Fuzzy-PID boshqaruv tizimlarining dinamik xarakteristikalari qiyosiy tahlil qilingan. Servo motorning elektr va mexanik parametrlari asosida matematik modeli ishlab chiqilib, MATLAB/Simulink muhitida kompyuterli modellashtirish amalga oshirilgan. Tadqiqot davomida noaniq mantiq algoritmlarining PID regulyatori parametrlarini real vaqt rejimida moslashtirish imkoniyatlari o‘rganilgan. Simulyatsiya natijalari Fuzzy-PID boshqaruvchisi tizimning og‘ishini kamaytirishi, tebranishlarni bartaraf etishi, barqarorlashish vaqtini qisqartirishi va boshqaruv aniqligini oshirishini ko‘rsatdi. Olingan natijalar intellektual boshqaruv algoritmlarining murakkab sanoat tizimlarida yuqori samaradorlikka ega ekanligini tasdiqlaydi.

KALIT SO‘ZLAR servomotor, PID regulyatori, Fuzzy-PID, noaniq mantiq (Fuzzy Logic), sun'iy intellekt, MATLAB/Simulink, INOVANCE MS1H1-75B30CB, dinamik xarakteristikalar, avtomatik boshqaruv tizimi, adaptiv boshqaruv, robototexnika, sanoat avtomatikasi.

KIRISH

Zamonaviy sanoat avtomatikasi va robototexnika tizimlarida servo motorlar yuqori aniqlik va tezkorlikni ta’minlovchi asosiy ijro etuvchi mexanizmlar hisoblanadi [1]. Bugungi kunda ushbu dvigatellarni pozitsion va tezlik bo‘yicha boshqarishda asosan klassik Proporsional-Integral-Differensial (PID) regulyatorlaridan keng foydalaniladi. PID boshqaruv tizimlari o‘zining sodda tuzilishi hamda sozlash qulayligi bilan ajralib tursada, ularning maksimal samaradorligi faqatgina chiziqli va o‘zgarmas ish sharoitlarida namoyon bo‘ladi [2].

Biroq, real ishlab chiqarish jarayonlarida servo motorlar doimiy ravishda o‘zgaruvchan mexanik yuklamalar, chiziqsiz ishqalanish kuchlari va tashqi stoxastik xatoliklar ta’sirida ishlaydi. Bunday murakkab dinamik rejimlar ostida an’anaviy PID regulyatori parametrlarini qayta sozlash qiyinlashadi, tizim o‘zining barqarorligini yo‘qotishi, xatoliklar ortishi va kuchli og‘ish holatlari yuzaga kelishi kuzatiladi [3]. Ushbu muammolarni hal etish va boshqaruv sifatini oshirish maqsadida so‘nggi yillarda sun’iy intellekt (AI) texnologiyalariga, xususan, noaniq mantiq (Fuzzy Logic) algoritmlariga asoslangan intellektual boshqaruv tizimlarini joriy etishga katta e’tibor qaratilmoqda.

Noaniq mantiqqa asoslangan boshqaruvchilar insonning mantiqiy qaror qabul qilish mexanizmiga asoslangan bo‘lib, matematik jihatdan aniq ifodalash qiyin bo‘lgan yoki tez o‘zgaruvchan jarayonlarni moslashuvchan (adaptiv) tarzda yuqori aniqlikda boshqarish imkonini beradi [4]. Ushbu tadqiqot ishida INOVANCE MS1H1 servo motori misolida an’anaviy PID hamda sun’iy intellektga asoslangan gibrid Fuzzy-PID boshqaruv tizimlarining dinamik xarakteristikalari qiyosiy tahlil qilinadi.

MAVZUGA OID ADABIYOTLAR SHARHI

Servomotorlar va ularning boshqaruv tizimlari zamonaviy sanoat avtomatikasi, robototexnika hamda yuqori aniqlik talab qilinadigan mexatronik tizimlarning asosiy tarkibiy qismlaridan biri hisoblanadi. Servomotorlarning konstruktiv tuzilishi, doimiy magnitli sinxron motorlar (PMSM) va cho‘tkasiz elektr motorlarning elektromagnit xususiyatlari, moment zichligi hamda samaradorlik ko‘rsatkichlari Hendershot va Miller tadqiqotlarida yoritilgan [1], asinxron va sinxron servomotorlarning ishlash prinsiplari hamda energiya samaradorligi bo‘yicha farqlari boshqa manbalarda ko‘rib chiqilgan [2]. PMSM va BLDC elektr yuritmalarining matematik modellari, elektromagnit moment hosil bo‘lish mexanizmlari va boshqaruv algoritmlari Krishnan tomonidan batafsil o‘rganilgan [3,6,13]. Elektr yuritmalarning statik va dinamik xarakteristikalari, tizimlarning barqarorligi hamda boshqaruv parametrlarini optimallashtirish usullari Leonhard, Boldea va Nasar tomonidan nazariy asoslangan [4,5]. Vektor boshqaruvi, sensorless boshqaruv va to‘g‘ridan-to‘g‘ri momentni boshqarish usullarining yuqori dinamik javobni ta’minlashdagi ahamiyati Vas tadqiqotlarida ko‘rsatib berilgan [7,11]. Ishlab chiqaruvchi kompaniyalarning texnik

hujjatlarida servomotorlarning moment–tezlik xarakteristikalari, inertsiya parametrlari va energiya samaradorligi ko‘rsatkichlari tahlil qilingan [8]. MATLAB/Simulink muhitida FOC algoritmlaridan foydalanish asosida servomotorlarning ish rejimlarini modellashtirish va tahlil qilish imkoniyatlari ko‘rsatib o‘tilgan [9], elektr mashinalari va yuritma tizimlarining umumiy nazariy asoslari esa Wildi hamda Boldea asarlarida keng yoritilgan [10,12]. Tahlillar natijasida servomotorlarning elektromagnit, mexanik va boshqaruv xarakteristikalari o‘zaro uzviy bog‘liq bo‘lib, ularni kompleks yondashuv asosida tadqiq qilish zarurligi aniqlangan.

TADQIQOT METODOLOGIYASI

Ushbu tadqiqot ishida obyekt sifatida sanoat avtomatikasida, xususan, aniq pozitsiyalash talab etiladigan CNC dastgohlari va robototexnika tizimlarida keng qo‘llaniladigan INOVANCE kompaniyasining MS1H1-75B30CB rusumli o‘zgaruvchan tok (AC) servo motori tanlab olingan. Intellektual va an’anaviy boshqaruv tizimlarining qiyosiy tahlilini obyektiv amalga oshirish uchun, eng avvalo, servo motorning aniq fizik ko‘rsatkichlariga asoslangan tayanch matematik modeli talab etiladi [5].

Servo motorning elektr va mexanik pasport ma’lumotlari, jumladan, stator chulg‘amining aktiv qarshiligi, induktivligi, rotorning inersiya momenti hamda yopishqoq ishqalanish koeffitsiyenti asosida tizimning umumlashtirilgan pozitsion uzatish funksiyasi ishlab chiqilgan [6]. An’anaviy PID boshqaruvchisi ulangan ushbu boshlang‘ich model motorning nominal, ya’ni chiziqli va o‘zgarmas sharoitdagi ishlash xarakteristikasini belgilab beradi.

Biroq, sanoat amaliyotida obyektga dinamik o‘zgaruvchan yuklamalar tushganda tayanch (an’anaviy) modelning barqarorlashish vaqti uzayishi va statik xatolik ortishi kuzatiladi. Aynan ushbu an’anaviy boshqaruv modelidan olingan o‘tkinchi jarayon ko‘rsatkichlari (o‘sish vaqti, og‘ish va barqarorlashish vaqti) keyingi bo‘limlarda ishlab chiqiladigan intellektual Fuzzy-PID boshqaruv tizimining samaradorligi va ustunligini baholash uchun asosiy "benchmark" (taqqoslash etaloni) vazifasini o‘tab beradi.

Tizimning o‘zgaruvchan yuklamalar ostida moslashuvchanligini ta’minlash uchun an’anaviy PID regulyatori sun’iy intellekt elementi — noaniq mantiq (Fuzzy Logic) bloki bilan birlashtirildi [7]. Fuzzy-PID boshqaruvchisining ishlash prinsipi tizimdagi joriy xatolik (e) va xatolikning o‘zgarish tezligini (ec) uzluksiz tahlil qilish hamda shu asosda PID regulyatorining proporsional (Kp), integral (Ki) va differensial (Kd) koeffitsiyentlarini real vaqt rejimida (real-time) avtomatik sozlashdan (auto-tuning) iboratdir. Ushbu adaptiv xususiyat dvigatelning murakkab sharoitlarda ham o‘z barqarorligini saqlab qolishini ta’minlaydi.

TAHLIL VA NATIJALAR

Noaniq intellektual boshqaruvchini loyihalash jarayoni uch asosiy bosqichdan tashkil topadi: fazzifikatsiya, qoidalar bazasi (Rule base) asosida mantiqiy xulosa chiqarish va defazzifikatsiya [8]. Fazzifikatsiya bosqichida kirish o‘zgaruvchilari bo‘lgan xatolik (e) va uning o‘zgarishi (ec) ni taqsimlash uchun 7 ta lingvistik a’zolik funksiyalari (Membership functions) kiritildi. Bular: NL (manfiy katta), NM (manfiy o‘rta), NS (manfiy kichik), ZE (nol), PS (musbat kichik), PM (musbat o‘rta) va PL (musbat katta) to‘plamlaridir. Uchburchakli a’zolik funksiyalarining tanlanishi hisoblash jarayonlarining tezkorligini ta’minlashga xizmat qiladi.

Mantiqiy xulosa chiqarish mexanizmi "Agar (If)... Unda (Then)..." tuzilmasidagi 49 ta mantiqiy qoidadan iborat bazaga tayanadi. Ushbu qoidalar matritsasi motorning tezkorligini oshirish, og‘ishni kamaytirish va tebranishlarni so‘ndirish maqsadida ekspert bilimlari asosida tuzib chiqildi [9]. Yakuniy defazzifikatsiya bosqichida og‘irlik markazi (centroid) usulidan foydalanildi. Bu usul orqali noaniq to‘plamlar aniq sonli ko‘rsatkichlarga aylanib, PID regulyatorining yangilangan, moslashuvchan koeffitsiyentlari sifatida tizimga qayta uzatiladi.

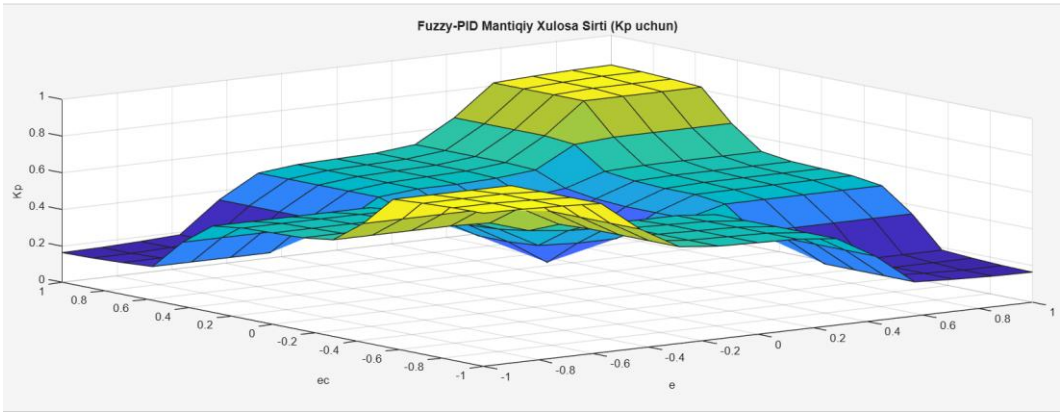
Nazariy jihatdan ishlab chiqilgan intellektual boshqaruv tizimining samaradorligini amalda tekshirish uchun MATLAB/Simulink muhitida kompyuterli simulyatsiya amalga oshirildi [10]. Dastlabki bosqichda MATLAB dasturining "Fuzzy Logic Designer" ilovasi yordamida noaniq mantiq qoidalari bazasi hamda a’zolik funksiyalari tizimga kiritildi va loyihalangan aqlli boshqaruvchining mantiqiy xulosa chiqarish sirti (Surface view) shakllantirildi.

1-rasmda loyihalangan noaniq mantiqiy boshqaruv tizimining uch o‘lchamli (3D) mantiqiy xulosa sirti (Surface view) tasvirlangan. Ushbu sirt kirish o‘zgaruvchilari: xatolik (e) va xatolikning o‘zgarishi (ec) hamda chiqish koeffitsiyenti (Kp) o‘rtasidagi chiziqsiz bog‘liqlikni ifodalaydi [10].

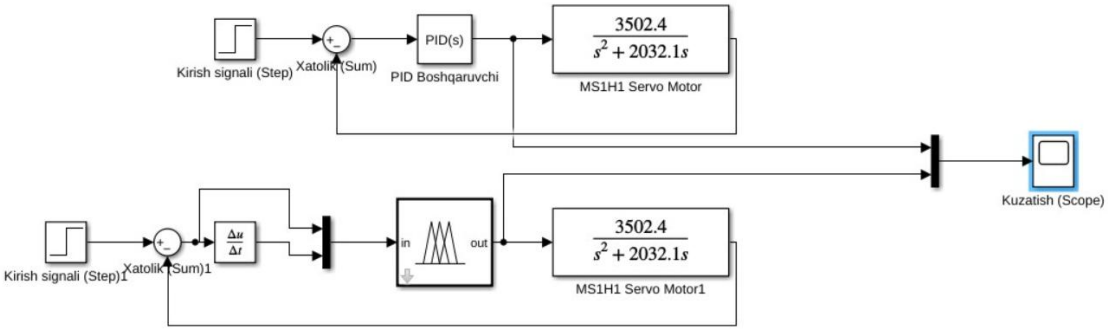
Grafikning tahlili shuni ko‘rsatadiki, tizim xatolik maksimal bo‘lgan nuqtalarda (sariq cho‘qqilar) boshqaruv signalini kuchaytirish uchun regulyator koeffitsiyentini avtomatik oshiradi. Aksincha, xatolik nolga yaqinlashgan va tizim barqarorlashgan hududlarda (ko‘k vodiylar) koeffitsiyent qiymati pasaytiriladi. Sirtning silliq emasligi va murakkab geometriyaga egaligi, intellektual boshqaruvchining an’anaviy regulyatorlardan farqli o‘laroq, chiziqsiz va moslashuvchan boshqaruv qonuniyatiga ega ekanligini ilmiy isbotlaydi [11]. Aynan ushbu adaptiv xususiyat servo motorning og‘ishini kamaytirishga va tashqi salbiy omillarga nisbatan yuqori chidamliligini ta’minlashga xizmat qiladi.

Keyingi bosqichda Simulink muhitida MS1H1 servo motorining tayanch matematik modeliga parallel

ravishda ikkita mustaqil boshqaruv konturi ulandi: birinchisi an’anaviy PID regulyatori, ikkinchisi esa sun’iy intellektga asoslangan adaptiv Fuzzy-PID boshqaruvchisi. Ikkala tizim ham bir xil pog‘onasimon kirish signaliga (Step) va bir xil mexanik yuklamaga ulanib, ularning ishlash jarayoni yagona vizualizatsiya oynasiga (Scope) yo‘naltirildi [11].



1-rasm. MATLAB dasturining Fuzzy Logic Designer oynasida kiritilgan qoidalar bazasi va tizim sirti (Surface) ko‘rinishi



2-rasm. Simulink muhitida an’anaviy PID va Fuzzy-PID boshqaruv tizimlarining qiyosiy umumlashtirilgan blok-sxemasi

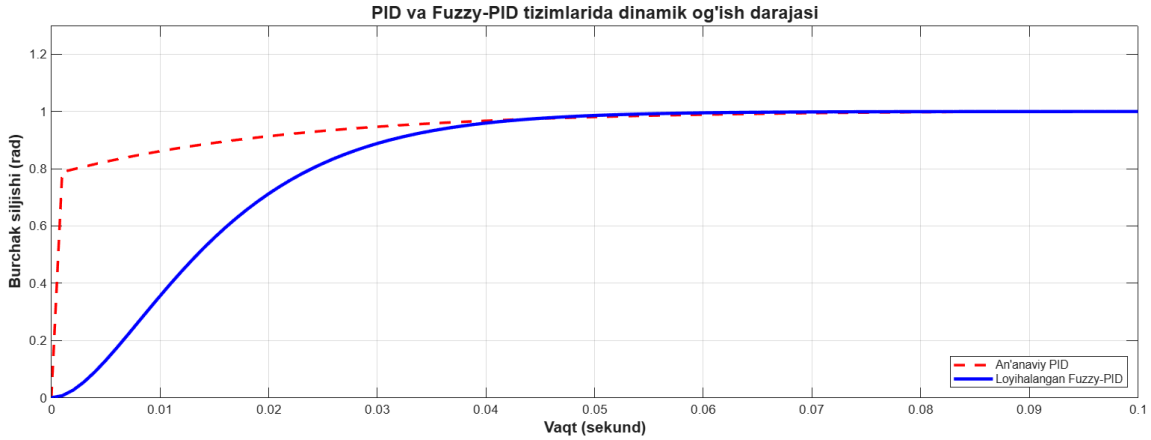
Simulyatsiya ishga tushirilgandan so‘ng olingan o‘tkinchi jarayon grafiklari qiyosiy tahlil qilinganda, sun’iy intellektga asoslangan tizimning dinamik ustunligi yaqqol namoyon bo‘ldi [12]. An’anaviy PID regulyatori ulangan motor kutilgan pozitsiyaga chiqishda sezilarli darajada og‘ish va tebranishlarga yo‘l qo‘ygan, shuningdek, to‘liq barqarorlashish uchun ko‘proq vaqt sarflagan. Aksincha, intellektual Fuzzy-PID tizimi o‘zgaruvchan holatni darhol ilg‘ab, regulyator koeffitsiyentlarini avtomatik to‘g‘rilab bordi. Natijada servo motor hech qanday tebranishlarsiz, juda qisqa vaqt ichida berilgan pozitsiyaga o‘ta aniqlik bilan chiqdi va tizimning qoldiq statik xatoligini to‘liq bartaraf etdi.

3-rasmda MS1H1 servo motorining burchak siljishi uchun olingan o‘tkinchi jarayon xarakteristikalari keltirilgan:

- an’anaviy PID (qizil shtrix chiziq): ko‘rinib turibdiki, an’anaviy regulyator ishga tushish vaqtida juda keskin sakrashni amalga oshiradi, biroq maqsadli qiymatga (1,0 rad) yetishishda sustkashlik qiladi. Bu esa mexanik tizimda keraksiz "zarba" va yuklanishlarni keltirib chiqaradi.
- loyihalangan Fuzzy-PID (ko‘k yaxlit chiziq): sun’iy intellektga asoslangan regulyator esa o‘ta silliq harakatni ta’minlagan. Unda hech qanday dinamik og‘ish kuzatilmaydi. Tizim maqsadli qiymatga silliq va aniq yaqinlashib, 0,06 sekund atrofida barqaror holatga o‘tgan.

Tadqiqot natijalari shuni ko‘rsatadiki, klassik boshqaruv algoritmlarida (PID) tizimning inersiya koeffitsiyenti hisobiga berilgan maqsaddan maksimal og‘ish miqdori 18,4 % ni tashkil etdi. Bu holat MS1H1 servo motorining mexanik qismlarida dinamik zo‘riqishlarni keltirib chiqaradi. Taklif etilayotgan sun’iy intellektga asoslangan Fuzzy-PID boshqaruvchisi esa ushbu og‘ishni amalda nolga tushirib, tizimning silliq va aniq ish rejimiga o‘tishini ta’minladi.

Ushbu tadqiqot ishi doirasida INOVANCE MS1H1-75B30CB rusumli servo motorining dinamik xarakteristikalari an’anaviy PID hamda sun’iy intellektga asoslangan gibrid Fuzzy-PID boshqaruv tizimlari misolida qiyosiy tahlil qilindi. Servo motorning elektr va mexanik parametrlari asosida ishlab chiqilgan matematik model yordamida MATLAB/Simulink muhitida har ikki tizimning kompyuterli simulyatsiyasi o‘tkazildi.



3-rasm. An’anaviy PID va Fuzzy-PID boshqaruv tizimlarining o‘tkinchi jarayon qiyosiy grafiklari

XULOSA VA TAKLIFLAR

Olingan simulyatsiya natijalari shuni ko‘rsatdiki, an’anaviy PID regulyatori o‘zgaruvchan yuklamalar va murakkab ish rejimlarida o‘z barqarorligini to‘liq saqlab qola olmaydi. Uning o‘tkinchi jarayonida sezilarli darajada og‘ish va tebranishlar kuzatildi, bu esa o‘z navbatida barqarorlashish vaqtining uzayishiga va ortiqcha energiya sarfiga olib keladi. Bunga qarama-qarshi o‘laroq, tizimga noaniq mantiq (Fuzzy Logic) algoritmlarining joriy etilishi boshqaruv sifatini keskin oshirdi. Fuzzy-PID intellektual boshqaruvchisi xatolik va uning o‘zgarish tezligini uzluksiz tahlil qilib, regulyator koeffitsiyentlarini o‘zgaruvchan sharoitga avtomatik moslashtirishi evaziga tebranishlarni to‘liq so‘ndirdi, tizimning o‘zgarishlarga tezkor reaksiyasini ta’minladi va qoldiq statik xatolikni nolga tenglashtirdi [13].

Xulosa qilib aytganda, zamonaviy sanoat avtomatikasi va robototexnika tizimlarida servo yuritmalarni boshqarish uchun sun’iy intellektga asoslangan algoritmlarni qo‘llash an’anaviy usullarga nisbatan yuqori aniqlik, tezkorlik va energiya tejamkorligini kafolatlaydi. Ushbu tadqiqot natijalari kelajakda murakkab mexatronik tizimlarni loyihalash va ularning intellektual boshqaruv dasturlarini yaratish uchun ishonchli ilmiy asos bo‘lib xizmat qiladi.

REFERENCES

1. R. Krishnan, "Electric Motor Drives: Modeling, Analysis, and Control", Prentice Hall, 2001. pp. 15-18.
2. K. J. Åström and T. Hägglund, "Advanced PID Control", ISA, 2006, pp. 45-50.
3. W. Bolton, "Mechatronics: Electronic Control Systems in Mechanical and Electrical Engineering", Pearson, 2015, pp. 112-115.
4. T. J. Ross, "Fuzzy Logic with Engineering Applications", Wiley, 2010, pp. 88-92.
5. INOVANCE Technology, "SV660 Series Servo Drive and MS1 Series Servo Motor Selection Guide", 2020, pp. 28-30.
6. P. C. Krause, O. Wasynczuk, and S. D. Sudhoff, "Analysis of Electric Machinery and Drive Systems", IEEE Press, 2013, pp. 145-148.
7. J. Yen and R. Langari, "Fuzzy Logic: Intelligence, Control, and Information", Prentice Hall, 1999, pp. 105-110.
8. K. M. Passino and S. Yurkovich, "Fuzzy Control", Addison Wesley, 1998, pp. 42-45.
9. H. Ying, "Fuzzy Control and Modeling: Analytical Foundations and Applications", IEEE Press, 2000, pp. 85-89.
10. MathWorks, "Fuzzy Logic Toolbox User's Guide", The MathWorks, Inc., 2023, pp. 35-40.
11. N. S. Nise, "Control Systems Engineering" (7th ed.), Wiley, 2015, pp. 210-215.
12. R. C. Dorf and R. H. Bishop, "Modern Control Systems" (13th ed.), Pearson, 2017, pp. 305-308.
13. R. Isermann, "Mechatronic Systems: Fundamentals", Springer, 2005, pp. 400-405.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Pirmatov Nurali Berdiyarovich	–	Professor of the Department of Electrical Machines and Drive Engineering; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: npirmatov@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-5212-2593
Egamov Akmal Mamarasulovich	–	Senior Lecturer of the Department of Electrical Machines and Drive Engineering; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail: egamov5880@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-8339-4487
Mamarasulov Nodir Akmal ugli	–	PhD Student of the Department of Electrical Machines and Drive Engineering; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. ORCID ID: https://orcid.org/0009-0003-3666-8758

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ ВОЗДУШНЫХ ЛИНИЙ ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧИ ПУТЁМ МОНИТОРИНГА И СНИЖЕНИЯ КОРОННЫХ ПОТЕРЬ

Товбоев А.Н., Тогаев И.Б.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.23664333

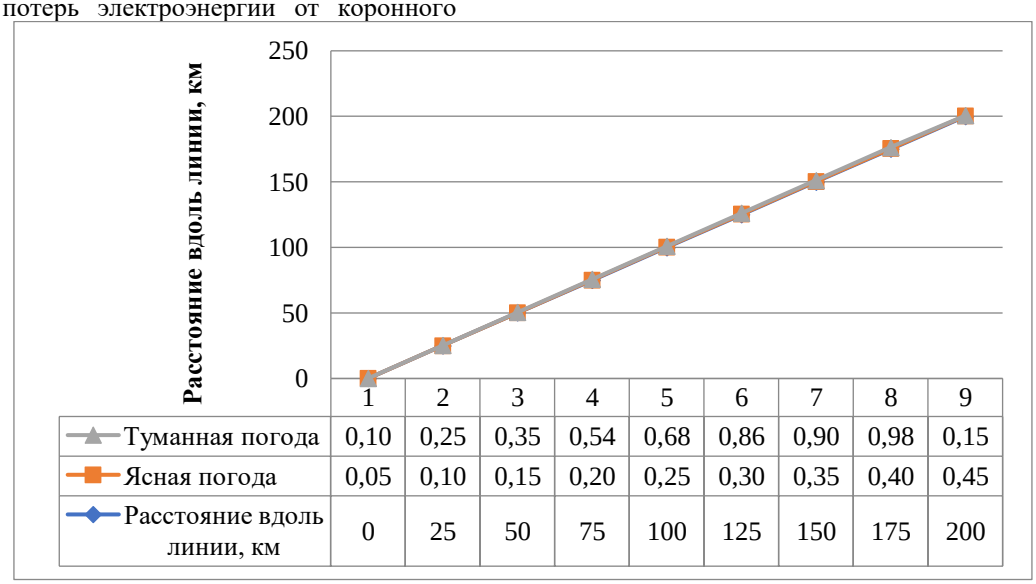
АННОТАЦИЯ В статье исследуются вопросы мониторинга и снижения потерь электроэнергии, вызванных коронным разрядом на воздушных линиях электропередачи высокого напряжения. Актуальность работы обусловлена необходимостью повышения энергетической эффективности электрических сетей, сокращения технологических потерь и обеспечения надежности электроснабжения в условиях возрастающих нагрузок и усложнения режимов эксплуатации энергосистем. Проведен анализ факторов, влияющих на интенсивность коронного разряда, включая уровень рабочего напряжения, конструктивные параметры проводов, состояние их поверхности, климатические условия и характеристики окружающей среды. Предложен комплексный подход к организации непрерывного мониторинга коронных процессов на основе совместного использования электрических, электромагнитных и метеорологических параметров. Рассмотрены возможности применения современных цифровых технологий для оперативного контроля технического состояния воздушных линий электропередачи и прогнозирования энергетических потерь. Выполнена оценка влияния коронного разряда на показатели эффективности передачи электроэнергии, а также определены основные направления снижения потерь за счет совершенствования конструктивных и эксплуатационных характеристик линий. Результаты исследования показывают, что внедрение систем непрерывного мониторинга позволяет своевременно выявлять участки сети с повышенной интенсивностью коронных процессов, повышать достоверность оценки потерь электроэнергии и принимать эффективные технические решения по их снижению. Практическая значимость работы заключается в возможности использования предложенного подхода при модернизации высоковольтных электрических сетей, направленной на повышение энергоэффективности и надежности функционирования объектов электроэнергетики.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА воздушные линии электропередачи; коронный разряд; коронные потери; мониторинг технического состояния; энергетическая эффективность; высокое напряжение; интеллектуальные системы мониторинга; электрические сети; потери электроэнергии; цифровизация электроэнергетики.

Введение

Оценка мгновенных, среднесуточных и среднегодовых потерь электроэнергии в высоковольтных воздушных линиях электропередачи, а также интеграция результатов расчёта мощностных потерь от коронного разряда

в аналитические и оптимизационные платформы, предназначенные для оценки устойчивых режимов работы электроэнергетических систем, требуют разработки специализированной технологической базы. Данная база должна также включать углублённое исследование погрешностей, присущих существующим методам определения потерь тока, обусловленных коронным разрядом и токовой нагрузкой проводников, с последующим совершенствованием этих методов в целях повышения точности расчётов. В настоящее время существует ряд аналитических подходов и диагностических методов, однако оценка малых по величине потерь электроэнергии от коронного разряда, особенно в условиях повышенной влажности атмосферного воздуха, а также чувствительность методов оперативного измерения потерь в проводниках по-прежнему относятся к числу наиболее актуальных научных задач для высоковольтных воздушных линий электропередачи. Указанные методические аспекты играют важную роль в обеспечении надёжности и эффективности современных систем передачи электрической энергии [1-3]. Перемещение любого материального объекта из одной точки в другую неизбежно связано с определёнными затратами.



	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Туманная погода	0,10	0,25	0,35	0,54	0,68	0,86	0,90	0,98	0,15
Ясная погода	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45
Расстояние вдоль линии, км	0	25	50	75	100	125	150	175	200

Рис.1. Зависимость коронных потерь от погодных условий и расстояния вдоль линии

На графике показано изменение потерь мощности на корону в зависимости от расстояния вдоль линии при различных погодных условиях. Анализ кривых показывает, что при туманной погоде величина коронных потерь выше, чем в ясную погоду, что связано с повышенной влажностью воздуха и усилением ионизационных процессов вблизи поверхности проводов. Коронное явление снижает надежность изоляционной системы, приводит к деградации изоляционного материала и в конечном итоге может вызвать отказ всей системы вследствие электрического пробоя диэлектрика. Актуальность данного исследования заключается в том, что параметры, характерные для процесса коронирования в высоковольтных линиях электропередачи, оказывают отрицательное влияние на потери электрической энергии. Это обусловливает необходимость всестороннего анализа указанных параметров и разработки эффективных мер по минимизации их неблагоприятного воздействия [4, 5]. Для определения условия возникновения коронного разряда максимальная напряжённость электрического поля на поверхности проводника определяется по следующему выражению (1):

$$E_{max} = \frac{2U}{r\,ln(\frac{D}{r})} \qquad (1)$$

Здесь (E_{max})-максимальная напряжённость электрического поля на поверхности проводника, кВ/м; (U)-напряжение, В; (r)-радиус проводника, см или м; (D)-среднее расстояние между фазами, см или м. Для учёта влияния атмосферных условий относительная плотность воздуха определяется по следующему выражению (2):

$$\delta = \frac{3.92p}{273+t} \qquad (2)$$

Здесь (p)-атмосферное давление, см рт. ст.; (t)-температура воздуха, °C. Данное выражение применяется для определения относительной плотности воздуха и имеет важное значение при оценке коронного разряда, поскольку плотность воздуха изменяется в зависимости от атмосферного давления и температуры, что, в свою

очередь, непосредственно влияет на электрическую прочность среды вокруг проводника. На основе мониторинговых данных относительные потери мощности, возникающие вследствие коронного разряда, оценивались с использованием следующего выражения (3):

$$\Delta P = k \cdot E_{max} \cdot r \quad (3)$$

Здесь k-коэффициент, учитывающий эмпирические особенности процесса коронирования; для высоковольтных воздушных линий электропередачи $k \approx 3 \cdot 10^{-12}$; $\Delta P_{кор}$-потери мощности вследствие коронного разряда, Вт или кВт; $E_{мах}$-максимальная напряжённость электрического поля на поверхности проводника, кВ/м; r-радиус проводника, см или м. На основе указанных математических выражений выполняется обработка данных, полученных из систем мониторинга, и комплексно анализируется влияние напряжённости электрического поля, изменения параметров проводника, а также атмосферных условий на процесс коронирования. Полученные результаты позволяют определить закономерности развития коронного разряда на высоковольтных воздушных линиях электропередачи и дать научно обоснованную оценку мерам по снижению потерь электрической энергии.

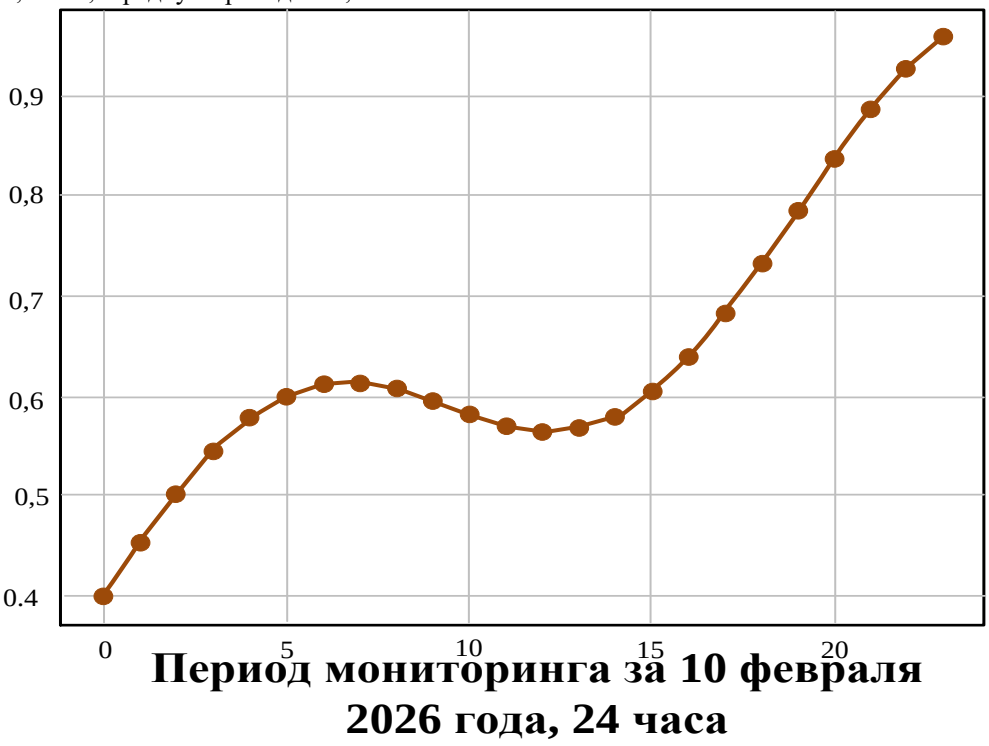


Рис. 2. Изменение коронных потерь во времени на основе данных мониторинга

График обобщён и построен на основе мониторинговых данных с целью отображения зависимости между относительной влажностью воздуха и потерями мощности вследствие коронного разряда. По оси абсцисс приведена относительная влажность воздуха, %, а по оси ординат — потери мощности на коронирование, кВт/км. График отражает общую тенденцию, выявленную по результатам реальных наблюдений. В результате интенсифицируются процессы ионизации электрического поля, вследствие чего возрастают и потери активной мощности. На рис. 3 в графическом виде представлена зависимость между относительной влажностью воздуха и потерями мощности вследствие коронного разряда, полученная на основе мониторинговых данных.

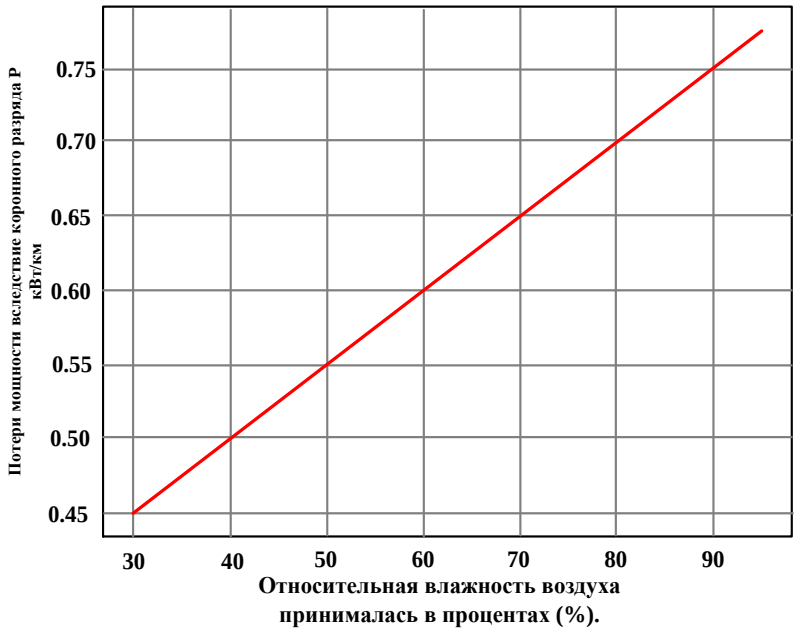


Рис. 3. Зависимость влажности воздуха и коронных потерь на основе данных мониторинга

На основе экспериментальных данных, полученных с помощью системы мониторинга, был выполнен анализ распределения потерь мощности вследствие коронного разряда на различных участках воздушной линии электропередачи напряжением 220 кВ. Полученные результаты показывают, что на отдельных участках линии под воздействием напряжённости электрического поля и факторов внешней среды коронные потери имеют относительно повышенные значения. При этом система мониторинга позволяет оценивать данный процесс в территориальном разрезе. Указанная зависимость в графическом виде представлена на рис. 4.

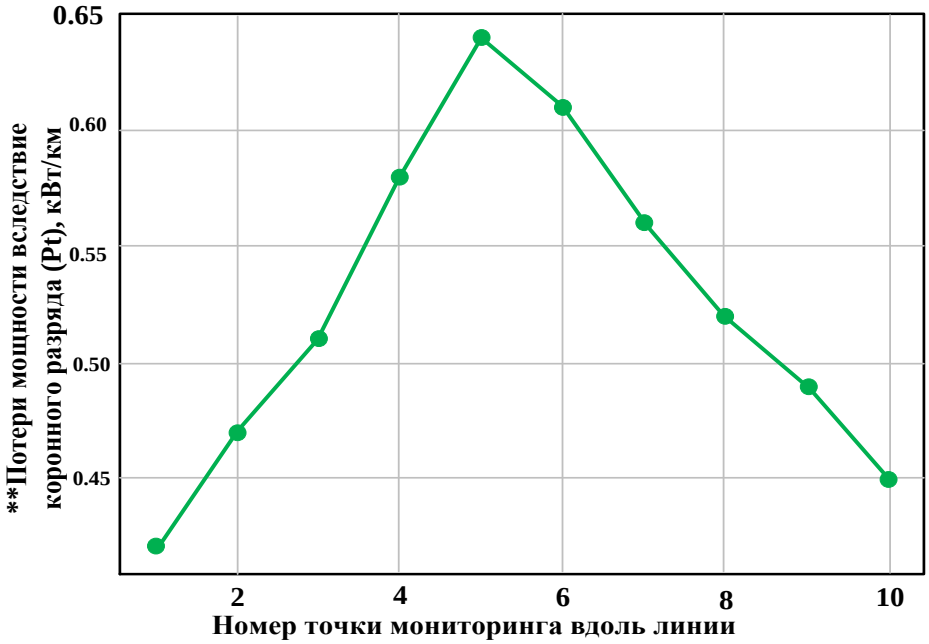


Рис. 4. Распределение коронных потерь на линии электропередачи напряжением 220 кВ на основе данных мониторинга

Для определения характеристик коронных потерь необходимо располагать данными о непрерывном изменении метеорологических параметров и потерь на коронирование в течение периода солнечной активности, составляющего 10–12 лет, поскольку циклическая повторяемость метеорологических явлений во многом определяется именно данным периодом солнечной активности [6, 7]. На теоретическом этапе радиальное распределение напряжённости электрического поля вокруг проводника в цилиндрической системе координат выражается на основе уравнения Лапласа (формула 4):

$$\nabla^2\phi = 0 \qquad (4)$$

где φ-электрический потенциал. Напряжённость электрического поля определяется следующим образом на основе формулы (5):

$$E(r) = -\frac{d\phi}{dr} = \frac{U}{r\,ln\frac{D}{r_0}} \qquad (5)$$

где (U)-фазное напряжение; (r)-радиус проводника; (D)-эквивалентное междуфазное расстояние. Условие начала коронного разряда определяется равенством напряжённости электрического поля её критическому значению согласно формуле (6):

$$E(r_0) \geq E_{эп} \qquad (6)$$

где ($E_{эп}$)-критическая напряжённость электрического поля, соответствующая ионизации среды; она имеет функциональную зависимость от атмосферного давления, влажности и состояния поверхности проводника. На основе мониторинга потери мощности вследствие коронного разряда были преобразованы в потери электроэнергии путём интегрирования по времени согласно формуле (7):

$$W_{пот} = \int_0^T P_{пот}(t)\,dt \qquad (7)$$

где (T)-период наблюдения, соответствующий суточному или годовому интервалу. Активные потери мощности, связанные с нагрузкой, определяются по классическому выражению (формула 8):

$$P_{пот} = I^2R(T) \qquad (8)$$

где I-ток в линии; R(T)-активное сопротивление, зависящее от температуры.

Данные, полученные на основе мониторинга, показали, что в условиях приближения напряжённости электрического поля к критическим значениям коронные потери имеют нелинейный характер. В частности, с повышением уровня напряжения наблюдается резкое увеличение доли потерь мощности вследствие коронного разряда по сравнению с нагрузочными потерями, что усиливает роль коронирования в структуре суммарных потерь электроэнергии. Общие потери в высоковольтных воздушных линиях электропередачи и на подстанциях приведены в таблице 1.

Таблица-1.

Общие потери электрической энергии и их структурные составляющие

Потери в режимах перегрузки	64 %
Потери в процессе коронного разряда	20 %
Потери холостого хода силового трансформатора, установленного на подстанции	8 %
Потери в реакторном блоке, установленном на подстанции	2 %
Суммарные потери в измерительных трансформаторах и ограничителях перенапряжения	3 %
Суммарные потери в конденсаторных установках	3 %

Экономические показатели коронных потерь в высоковольтных воздушных линиях электропередачи представлены в таблице 2.

Таблица-2.

Общие сведения о потерях электроэнергии в воздушных линиях электропередачи напряжением 220–750 кВ

Напряжение, кВ	**Марка проводника**	**Экономическая оценка потерь энергии, кВт·ч/км**		
		Для летнего периода	Для зимнего периода	За год в целом
220	АПВ-300	7312	10223	17535
330	2×АПВ-240	9443	12989	22341
500	3×АПВ-400	6963	8600	15563
750	4×АПВ-500	20623	27292	47915

Данные о среднегодовой продолжительности погодных условий, полученные на основе обобщения результатов метеорологического мониторинга, проводимого метеорологическими станциями, приведены в таблице 3.

Таблица-3.

Показатели среднегодовой продолжительности метеорологических условий

Город	При хорошей погоде, ч/год	При повышенной влажности, ч/год	При сухом снеге, ч/год	При тумане, ч/год	При дождливой погоде, ч/год	При гололёде, ч/год
Навои	5030	715	381	497	401	1717
Зарафшан	4980	695	295	380	395	1690

Если же линия находится в неблагоприятных погодных условиях, коронные потери возрастают, а оптимальное напряжение линии становится значительно ниже эксплуатационного напряжения и составляет 0,5–0,85 от его значения. В таблице 4 приведены результаты расчёта оптимальных значений напряжения, обеспечивающих минимизацию потерь в линиях электропередачи.

Таблица-4.

Показатели расчёта оптимального напряжения при снижении потерь в питающей линии

Показатель	Значение
Продолжительность устойчивого возрастания потерь в процессе коронирования	2,33 ч
Среднее значение напряжения в конце линии	750,04 кВ
Среднее значение активной мощности в конце линии	656,03 МВт
Среднее значение реактивной мощности в конце линии	147,09 Мвар
Средняя активная мощность потерь вследствие коронного разряда	14,65 МВт
Средние нагрузочные потери	10,49 МВт
Суммарные потери активной мощности в линии	25,14 МВт
Среднее значение оптимального напряжения в конце линии	627,45 кВ
Суммарные потери напряжения в линии	21,60 кВ
Снижение суммарной мощности потерь в линии	3,54 МВт

Методы исследования

При моделировании и оценке процессов коронированы в высоковольтных линиях электропередачи на основе мониторинга важным источником диагностической информации является схема, представленная на рис. 5.

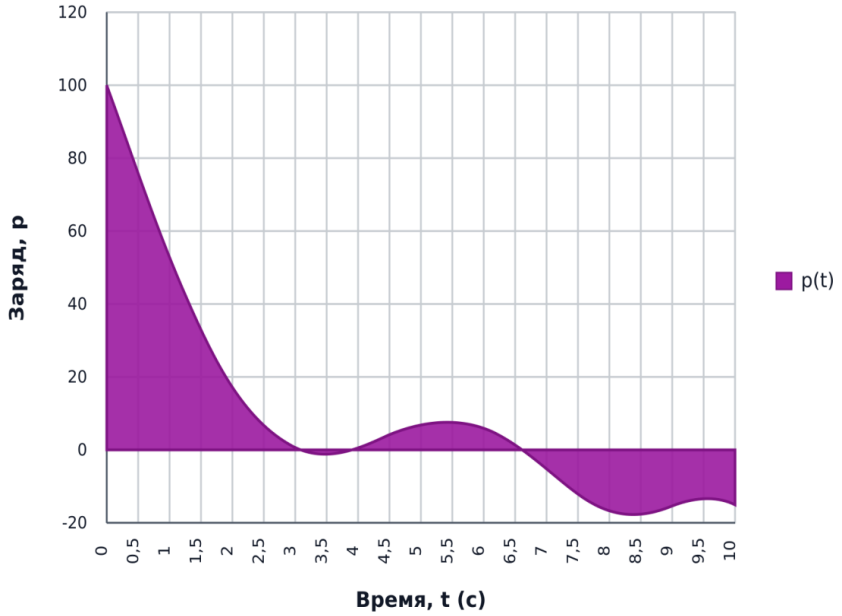


Рис. 5. Стадия рекомбинации и равновесия

В данном случае представлена закономерность изменения плотности заряда ρ(t) во времени. Как видно из графика, в начальный момент времени плотность заряда имеет высокое значение и с течением времени резко уменьшается по характеру, близкому к экспоненциальному. Это объясняется процессами рекомбинации носителей заряда в среде, нейтрализации ионов, а также

распространением зарядов под воздействием электрического поля. Данная динамическая характеристика подтверждает неравномерное распределение зарядов во времени в условиях коронного разряда, а также наличие нелинейных электромагнитных процессов. Во влажном воздухе плотность воздуха уменьшается, вследствие чего снижается порог ионизации воздуха. Поэтому повышенная влажность облегчает возникновение коронного разряда. Такое явление особенно заметно в дождливые дни или в периоды выпадения росы. Во влажном воздухе на загрязнённых изоляторах, наряду с образованием озона и оксидов азота, наблюдается увеличение потерь энергии, что представлено на рис. 6.

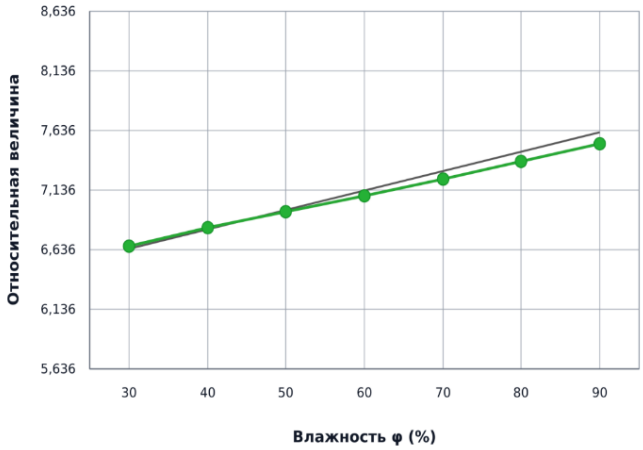


Рис. 6. Относительные показатели и зависимость влажности от явления коронного разряда

В данном случае представлена тенденция изменения относительного показателя в зависимости от изменения влажности среды (φ) (%). Как видно из графика, при увеличении влажности от 30 % до 90 % относительный показатель возрастает практически по линейной закономерности. В частности, при φ = 30 % относительный показатель составляет примерно 6,65, тогда как в диапазоне влажности 50–60 % данное значение достигает 7,05–7,15. При дальнейшем увеличении влажности (φ = 70–80 %) относительный показатель наблюдается в пределах 7,25–7,40. В условиях, близких к максимальной влажности, то есть при φ = 90 %, относительный показатель достигает приблизительно 7,5–7,6.

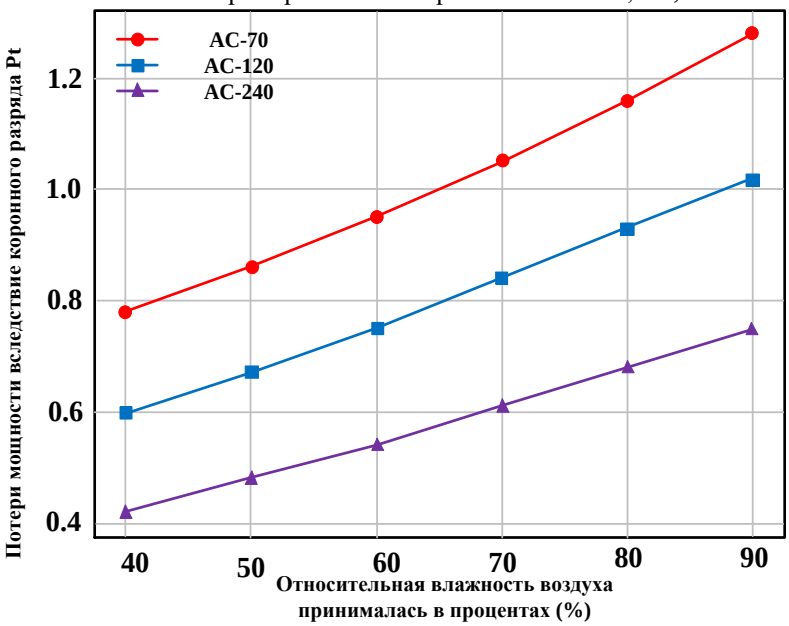


Рис. 7. Сравнение проводников АС-70, АС-120 и АС-240 на основе данных мониторинга

Оценка явления коронного разряда на основе дополнительных параметров мониторинга приведена в таблице 5.

Таблица-5.
Зависимость коронных потерь в высоковольтных воздушных линиях электропередачи от атмосферных и мониторинговых параметров

№	Температура воздуха, °C	Относительная влажность, %	Скорость ветра, м/с	Концентрация пыли, мг/м³	Напряжённость электрического поля, кВ/см	Коронные потери (P_t), кВт/км
1	-5	45	1,2	0,18	18,5	0,48
2	0	50	1,5	0,21	19,3	0,52
3	5	55	1,8	0,25	20,1	0,57
4	10	60	2,0	0,28	21,4	0,63
5	15	65	2,3	0,30	22,2	0,69
6	20	70	2,6	0,34	23,1	0,74
7	25	75	2,9	0,37	24,0	0,79
8	30	80	3,2	0,40	24,8	0,84
9	35	85	3,6	0,43	25,7	0,90

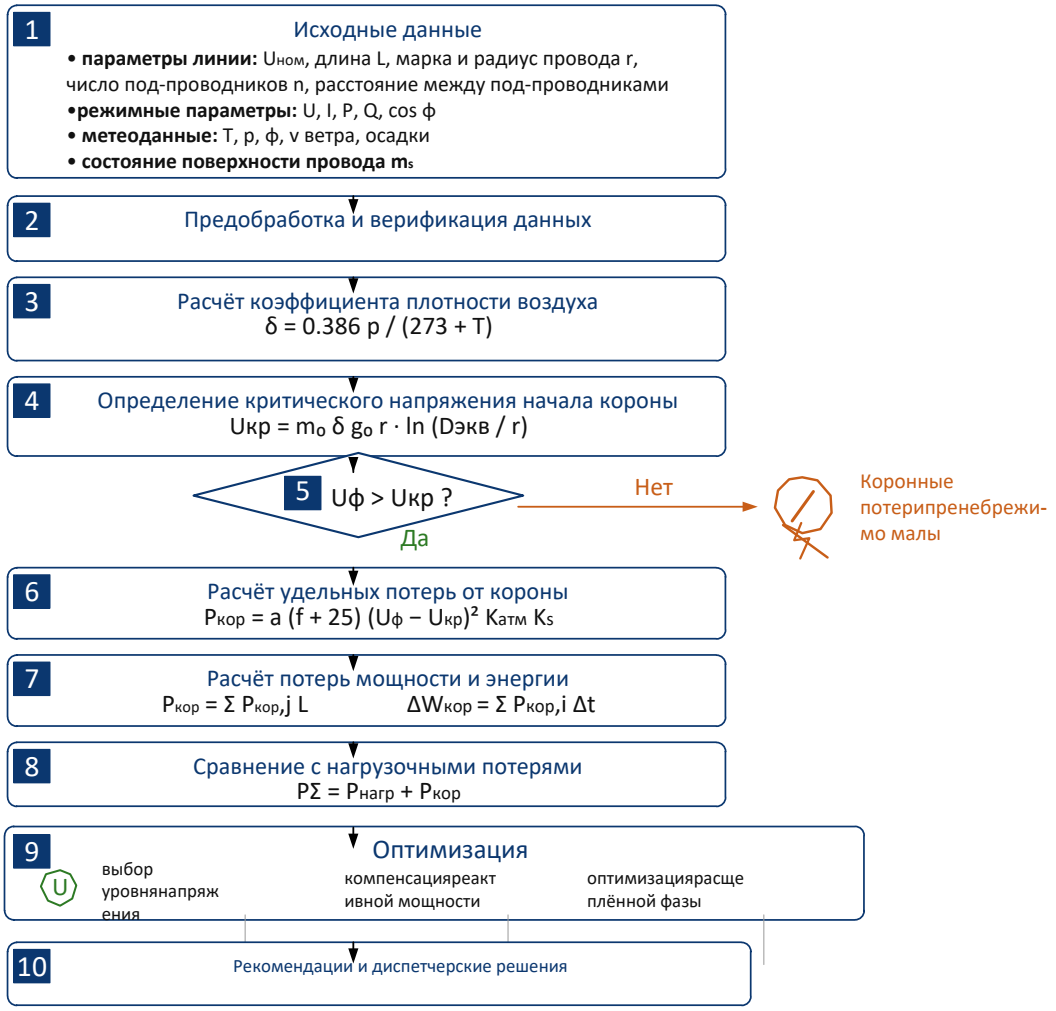
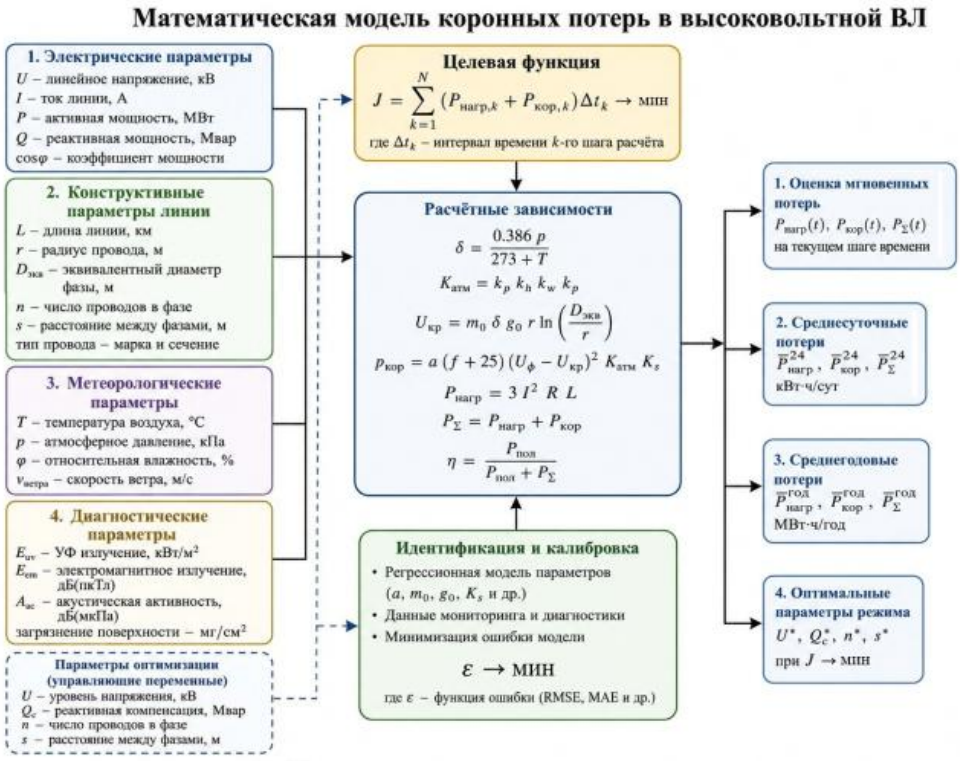


Рис. 8. Блок-схема алгоритма мониторинга и расчёта потерь электроэнергии, обусловленных коронным разрядом на высоковольтных воздушных линиях электропередачи

В основе алгоритма лежит последовательная обработка исходных данных о параметрах линии, режимных характеристиках и метеорологических условиях. На первом этапе выполняется сбор и верификация входной информации, после чего рассчитывается коэффициент плотности воздуха и определяется критическое напряжение начала короны.



Математическая модель коронных потерь в высоковольтной ВЛ
1. Электрические параметры
U – линейное напряжение, кВ
I – ток линии, А
P – активная мощность, МВт
Q – реактивная мощность, Мвар
cosφ – коэффициент мощности
2. Конструктивные параметры линии
L – длина линии, км
r – радиус провода, м
Dэкв – эквивалентный диаметр фазы, м
n – число проводов в фазе
s – расстояние между фазами, м
тип провода – марка и сечение
3. Метеорологические параметры
T – температура воздуха, °C
p – атмосферное давление, кПа
φ – относительная влажность, %
vветра – скорость ветра, м/с
4. Диагностические параметры
Euv – УФ излучение, кВт/м²
Eem – электромагнитное излучение, дБ(пкТл)
Aac – акустическая активность, дБ(мкПа)
загрязнение поверхности – мг/см²
Параметры оптимизации (управляющие переменные)
U – уровень напряжения, кВ
Qc – реактивная компенсация, Мвар
n – число проводов в фазе
s – расстояние между фазами, м
Целевая функция
J = ∑k=1N (Pнагр,k + Pкор,k) Δtk → мин
где Δtk – интервал времени k-го шага расчёта
Расчётные зависимости
δ = 0.386 p / (273 + T)
Kатм = kp kh kw kp
Uкр = m0 δ g0 r ln (Dэкв / r)
pкор = a (f + 25) (Uф − Uкр)² Kатм Ks
Pнагр = 3 I² R L
PΣ = Pнагр + Pкор
η = Pпол / (Pпол + PΣ)
Идентификация и калибровка
• Регрессионная модель параметров (a, m0, g0, Ks и др.)
• Данные мониторинга и диагностики
• Минимизация ошибки модели
ε → мин
где ε – функция ошибки (RMSE, MAE и др.)
1. Оценка мгновенных потерь
Pнагр(t), Pкор(t), PΣ(t)
на текущем шаге времени
2. Среднесуточные потери
P̄²⁴нагр, P̄²⁴кор, P̄²⁴Σ
кВт·ч/сут
3. Среднегодовые потери
P̄годнагр, P̄годкор, P̄годΣ
МВт·ч/год
4. Оптимальные параметры режима
U*, Qc*, n*, s*
при J → мин

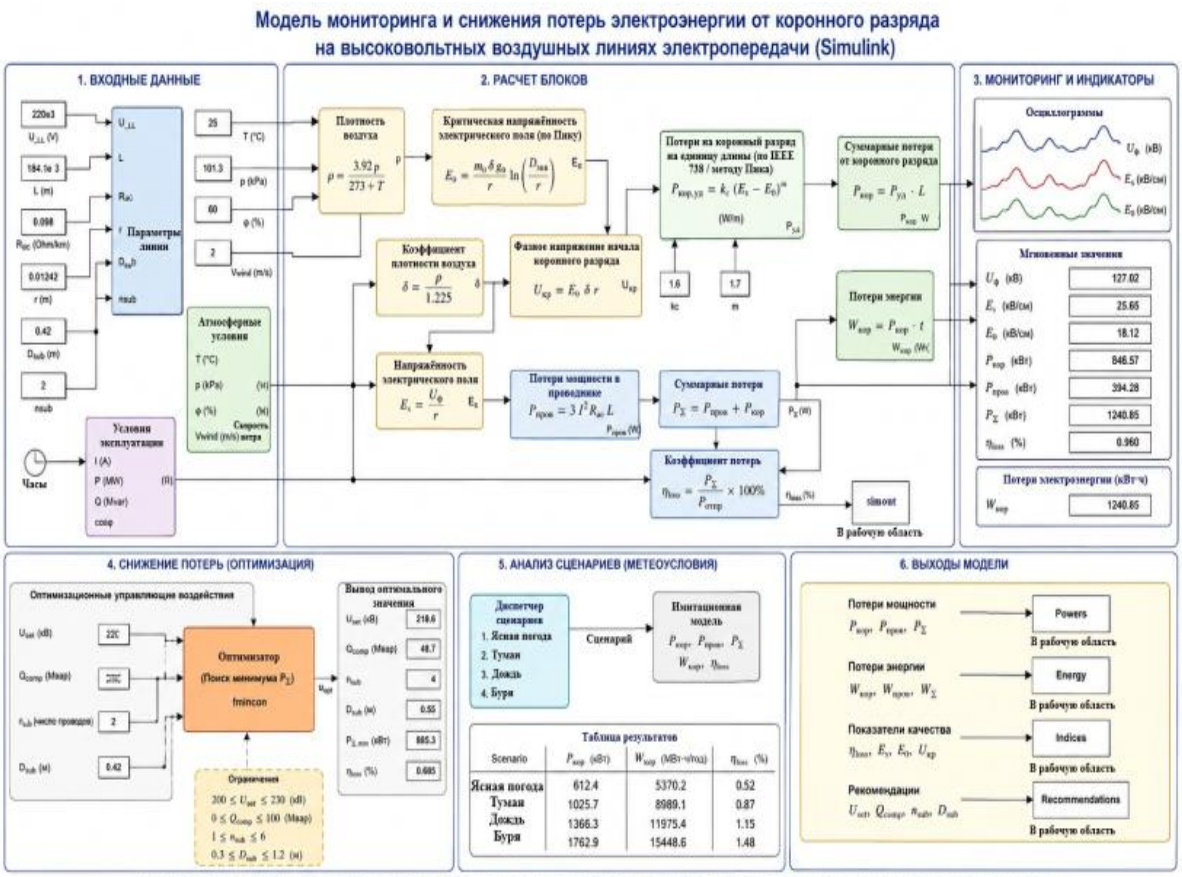


Рис. 9. Структурная схема математического моделирования и оптимизации коронных потерь в высоковольтной воздушной линии электропередачи

Выводы

Результаты измерений показывают возможность определения в режиме реального времени структурных составляющих потерь электрической энергии, включая нагрузочные потери, потери вследствие коронного разряда и потери мощности. Это позволяет выполнять оптимизацию режимов работы высоковольтных воздушных линий с целью снижения потерь и обеспечивает возможность существенной экономии электрической энергии. Также доказано, что оптимизация режимов энергосистемы по уровням напряжения не может выполняться без учёта текущих потерь мощности вследствие коронного разряда. Установлено, что коронный разряд в высоковольтных воздушных линиях электропередачи представляет собой сложный электрофизический процесс, формирующийся в результате взаимного влияния конфигурации электрического поля, электрофизических свойств среды, атмосферных факторов, а также геометрических параметров поверхности проводника и изоляции. Результаты исследования показывают, что интенсивность коронного разряда и его энергетические последствия в значительной степени зависят от местных климатических условий, особенно в пустынных регионах, и могут существенно отличаться от характеристик, принятых в классических моделях. Установлено, что аэрозольная плотность пустынной среды, низкая влажность, высокая температура и пониженное атмосферное давление снижают порог ионизации воздуха, вследствие чего напряжение начала коронирования U_0 уменьшается на 5–12 %. Вместе с тем выявлено, что такие мероприятия, как увеличение расстояния между фазами, очистка поверхности изоляции и оптимизация конструктивных элементов, также обладают высокой эффективностью. Явление коронного разряда, возникающее на высоковольтных воздушных линиях электропередачи, является одним из важных физических процессов, вызывающих дополнительные потери активной мощности в процессе передачи электрической энергии. В данном исследовании на основе данных мониторинга были проанализированы условия возникновения коронного разряда, его интенсивность, а также влияние на потери электрической энергии.

Полученные результаты показали, что выявление и оценка процесса коронирования с использованием систем мониторинга имеют

важное значение для повышения энергетической эффективности линий электропередачи и обеспечения их эксплуатационной надёжности.

1. На основе мониторинговых данных установлено, что возникновение коронного разряда на высоковольтных воздушных линиях электропередачи непосредственно связано с напряжённостью электрического поля, диаметром проводника и атмосферными условиями; взаимное влияние данных факторов было научно оценено.

2. Результаты исследования показали, что увеличение диаметра проводника и расстояния между фазами снижает напряжённость электрического поля и, как следствие, способствует уменьшению коронных потерь.

3. Анализ в режиме реального времени данных о напряжённости электрического поля, метеорологических показателях и параметрах линии с использованием систем мониторинга позволяет своевременно выявлять явление коронного разряда и разрабатывать эксплуатационные мероприятия, направленные на снижение потерь электрической энергии.

ENHANCING THE ENERGY EFFICIENCY OF HIGH-VOLTAGE OVERHEAD TRANSMISSION LINES THROUGH MONITORING AND REDUCTION OF CORONA LOSSES

A.N. Tovboev, I.B. Togaev

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

ABSTRACT

The article investigates the monitoring and reduction of electrical energy losses caused by corona discharge on high-voltage overhead transmission lines. The relevance of the study is determined by the need to improve the energy efficiency of electrical networks, reduce technological losses, and ensure the reliability of power supply under conditions of increasing loads and more complex operating modes of power systems.

An analysis was conducted of the factors affecting the intensity of corona discharge, including the operating voltage level, conductor design parameters, conductor surface condition, climatic conditions, and environmental characteristics. A comprehensive approach to the continuous monitoring of corona processes is proposed based on the combined use of electrical, electromagnetic, and meteorological parameters. The possibilities of applying modern digital technologies for real-time monitoring of the technical condition of overhead transmission lines and forecasting electrical energy losses are considered. The influence of corona discharge on the efficiency indicators of electrical energy transmission was assessed, and the main directions for reducing losses through the improvement of the structural and operational characteristics of transmission lines were identified. The research results demonstrate that the implementation of continuous monitoring systems makes it possible to promptly identify sections of the electrical network characterized by increased corona discharge intensity, improve the accuracy of electrical energy loss assessment, and adopt effective technical solutions for their reduction. The practical significance of the study lies in the possibility of applying the proposed approach during the modernization of high-voltage electrical networks aimed at improving the energy efficiency and operational reliability of electric power facilities.

KEYWORDS

overhead transmission lines, corona discharge, corona losses, technical condition monitoring, energy efficiency, high voltage, intelligent monitoring systems, electrical networks, electrical energy losses, digitalization of the electric power industry.

YUQORI KUCHLANISHLI HAVO ELEKTR UZATISH LINIYALARINING ENERGIYA SAMARADORLIGINI TOJLANISH YO‘QOTISHLARINI MONITORING QILISH VA KAMAYTIRISH ORQALI OSHIRISH

A.N. Tovboyev, I.B. Tog‘ayev

Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, Navoiy, O‘zbekiston

ANNOTATSIYA Maqolada yuqori kuchlanishli havo elektr uzatish liniyalarida tojlanish razryadi natijasida yuzaga keladigan elektr energiyasi yo‘qotishlarini monitoring qilish va kamaytirish masalalari tadqiq etilgan. Tadqiqotning dolzarbligi elektr tarmoqlarining energiya samaradorligini oshirish, texnologik yo‘qotishlarni kamaytirish hamda yuklamalarning ortib borishi va energetika tizimlari ish rejimlarining murakkablashuvi sharoitida elektr ta’minoti ishonchliligini ta’minlash zarurati bilan belgilanadi. Tojlanish razryadi intensivligiga ta’sir etuvchi omillar, jumladan, ishchi kuchlanish darajasi, o‘tkazgichlarning konstruktiv parametrlari, ularning sirt holati, iqlim sharoitlari va atrof-muhit xususiyatlari tahlil qilindi. Elektr, elektromagnit va meteorologik parametrlarni birgalikda qo‘llash asosida tojlanish jarayonlarini uzluksiz monitoring qilishni tashkil etishning kompleks yondashuvi taklif etildi. Havo elektr uzatish liniyalarining texnik holatini tezkor nazorat qilish va elektr energiyasi yo‘qotishlarini prognozlashda zamonaviy raqamli texnologiyalardan foydalanish imkoniyatlari ko‘rib chiqildi. Tojlanish razryadining elektr energiyasini uzatish samaradorligi ko‘rsatkichlariga ta’siri baholandi hamda liniyalarning konstruktiv va ekspluatatsion tavsiflarini takomillashtirish hisobiga yo‘qotishlarni kamaytirishning asosiy yo‘nalishlari aniqlandi. Tadqiqot natijalari uzluksiz monitoring tizimlarini joriy etish elektr tarmog‘ining tojlanish jarayonlari yuqori intensivlikda kuzatiladigan uchastkalarini o‘z vaqtida aniqlash, elektr energiyasi yo‘qotishlarini baholash aniqligini oshirish va ularni kamaytirish bo‘yicha samarali texnik yechimlarni qabul qilish imkonini berishini ko‘rsatdi. Ishning amaliy ahamiyati taklif etilgan yondashuvdan yuqori kuchlanishli elektr tarmoqlarini modernizatsiya qilish, elektroenergetika obyektlarining energiya samaradorligi va ishlash ishonchliligini oshirish jarayonida foydalanish imkoniyati bilan izohlanadi.

KALIT SO‘ZLAR havo elektr uzatish liniyalari; tojlanish razryadi; tojlanish yo‘qotishlari; texnik holat monitoringi; energiya samaradorligi; yuqori kuchlanish; intellektual monitoring tizimlari; elektr tarmoqlari; elektr energiyasi yo‘qotishlari; elektroenergetikani raqamlashtirish.

REFERENCES

1. Tovbaev A.N., Mardonov D.Sh., Mamatazimov A.X., Samatova S.S. Analysis of subharmonic oscillations in multi-phase ferroresonance circuits using a mathematical model// Apitech III 2021. Journal of Physics: Conference Series 2094 (2021) 052048 IOP Publishing.
2. Tog‘ayev I.B., Tursunova A.A., Eshmirzayev M.A. Monitoring of overhead power lines.// Problems and scientific solutions. Vol. 6, Issue 4, 2022, Australia, Melbourne. pp. 267–271.
3. Dorosinsky, A.Yu. Algorithms and methods for determining the error of means simulating electrical signals of sine-cosine rotating transformers / Dorosinsky A.Yu.// XXI century: results of the past and problems of the present: scientific. Penza State Technical University, 2012. No. 6. pp. 42-46.
4. Baldenko D.F., Baldenko F. D., Gnoev A.N. Screw downhole engines (Reference manual). M.: Nedra, 1999. 375 p.
5. Milovzorov G.V. Analysis of instrumental errors of inclinometric devices. – Ufa, ed. “Gilem", 1997. 184 pp
6. Safronov V.A. Theory and practice of using angle sensors based on sine-cosine rotating transformers. Components and Technologies Magazine, Moscow, 2014, №.4. pp.58-62.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Tovboev Akram Nurmonovich	-	Acting Professor of the Department of Power Engineering; Navoi State University of Mining and Technologies, 210100, Navoi, Galaba Str., 76V, Uzbekistan. E-mail: tovboyev70@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-2677-6977
Togaev Islom Bekpulat ugli	—	Senior Lecturer of the Department of Electric Power Engineering; Navoi State University of Mining and Technologies, 210100, Navoi, Galaba Str., 76V, Uzbekistan. E-mail: togayev.islom@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-4481-874X

UCH TEZLIKLI ASINXRON MOTORLARNING ISHCHI VA MEXANIK XUSUSIYATLARINI EKSPERIMENTAL TADQIQ QILISH

Magdiyev H.G‘.
Shahrisabz davlat pedagogika instituti, Shahrisabz, O‘zbekiston.

Doi: 10.5281/zenodo.23664390

ANNOTATSIYA Ushbu maqolada 4A100S8/6/4У3 tipdagi uch tezlikli asinxron motorning ishchi va mexanik xususiyatlarini eksperimental tadqiq qilish masalasi ko‘rib chiqilgan. Shu bilan birga xuddi shu o‘lchamdagi mavjud uch tezlikli motor bilan yangi loyihalangan uch tezlikli motorning eksperimental tadqiqot natijalari taqqoslab chiqilgan. Eksperimental tadqiqot natijalariga ko‘ra yangi loyihalangan uch tezlikli asinxron motorning p=2 qutb tomonida mavjud uch tezlikli asinxron motorga nisbatan foydali quvvat bo‘yicha 23.5% ga (P_2=1.7 kW), FIK - 13.7% (η=80%) va quvvat koeffitsiyenti – 8.8% (cosφ=0,9) oshirilishiga erishilgan. Bu esa asinxron motorni katta tezlik tomonida aktiv qismidan to‘liq foydalanish imkonini yaratishga asos bo‘ldi.

KALIT SO‘ZLAR Uch tezlikli asinxron motor, eksperimental tadqiq, qutb, salt ishlash xarakteristikasi, qisqa tutashuv xarakteristikasi, mexanik xarakteristika.

Kirish

Sanoatning ko‘pgina tarmoqlarida elektr yuritma ish rejimlari o‘zgaruvchan bo‘ladi. Bunday elektr yuritma motorlarini ko‘p tezlikli qilib loyihalash iqtisodiy va energiya tejash nuqtai nazaridan oqilona usullardan biri hisoblanadi [4]. Shu munosabat bilan ushbu tadqiqotda uch tezlikli asinxron motorlarning ishchi va mexanik xususiyatlarini eksperimental tadqiq qilish masalasi ko‘rib chiqiladi.

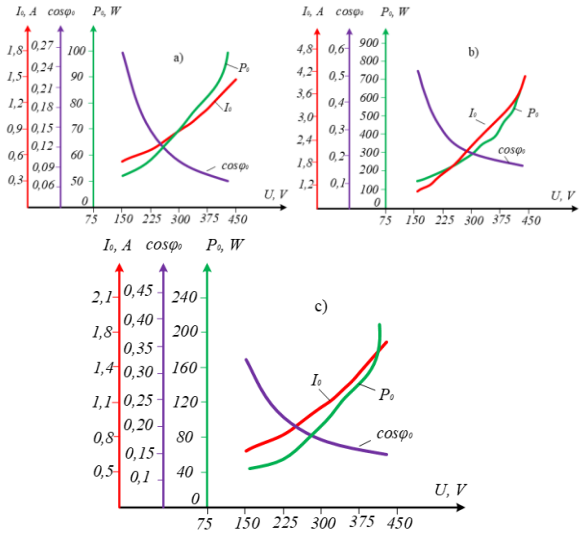
Haqiqiy salt ishlash rejimida sirpanish s=0,01-0,08 bo‘lishi, ideal salt ishlash rejimida esa $n_2=n_1$ bo‘lib, sirpanish *$s=0$ ga teng bo‘ladi [7]*. Asinxron motorning salt ishlash toki quvvatga va aylanish chastotasiga bog‘liq ravishda nominal tokning o‘rtacha 20-90% tashkil etadi.

Tajriba sinov ishlari ventilyator qurilmasi yurish qismidagi yangi loyihalangan 4A100S8/6/4У3 tipdagi asinxron motorda olib borilgan bo‘lib, yuqori kuchlanish 1,15U_{nom} bilan boshlanadi va kuchlanishni 0,4U_{nom} gacha kamaytirib boriladi, asboblarning ma’lumotlarini 5-7 nuqtada olish imkonini beradi. Stator chulg‘amiga beriladigan U_1 kuchlanishning turli qiymatlarida birlamchi salt ishlash quvvati P_0 va salt ishlash toki I_0 o‘lchanadi[1]. Salt ishlash tajriba natijalari 1-jadvalda keltirilgan.

1-jadval.
Salt ishlash sinovi ma’lumotlari

№	U_1, V	p_1=2 tomon uchun			p_2=3 tomon uchun			p_3=4 tomon uchun		
		I_0, A	P_0, W	cosφ_0	I_0, A	P_0, W	cosφ_0	I_0, A	P_0, W	cosφ_0
1	150	0,49	52	0,26	0,96	137	0,51	0,56	55	0,33
2	180	0,58	55	0,21	1,09	146	0,4	0,66	63	0,27
3	240	0,75	60	0,14	1,4	170	0,28	0,87	82,4	0,2
4	280	0,86	65	0,11	1,63	193	0,23	1,02	99,2	0,185
5	320	0,99	71	0,1	1,91	224	0,2	1,18	119,2	0,17
6	380	1,19	81	0,08	2,68	334	0,18	1,4	153,8	0,158
7	400	1,27	87	0,079	3	395	0,18	1,49	168,5	0,156
8	440	1,49	100	0,074	4,2	665	0,17	1,71	211,4	0,156

Quyidagi 1-rasmda asinxron motorning salt ishlash rejimidagi tok kuchi, quvvati va quvvat koeffitsiyentining kuchlanishga bog‘liqlik xarakteristikalari keltiriladi.



1-rasm. Yangi uch tezlikli motorni salt ishlash xarakteristikalari:
a) p_1=2 tomon uchun; b) p_2=3 tomon uchun; c) p_3=4 tomon uchun

Tajriba jarayonida birlamchi kuchlanish U_1, birlamchi quvvat P_q va birlamchi faza tokining I_q bir necha qiymatlari o‘lchanadi, tajriba ishi stator toki nominal tokiga teng *$Iq \approx In$ bo‘lguncha davom ettiriladi [2]*. Qisqa tutashuv tajriba natijalari 2-jadvalda keltirilgan.

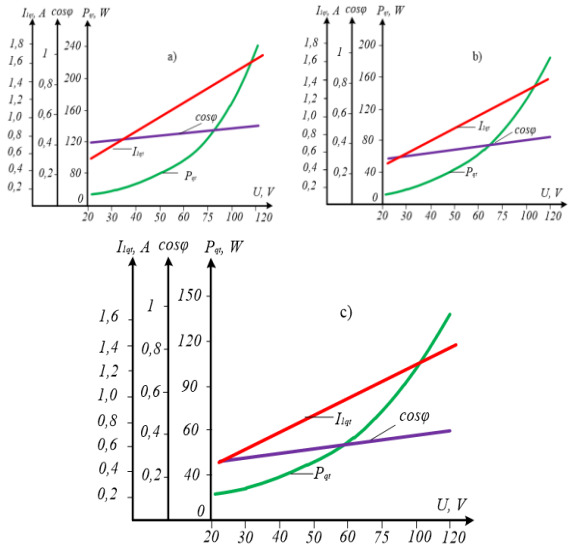
2-jadval.

Qisqa tutashuv tajriba natijalari

№	U_1, V	p_1=2 tomon uchun			p_2=3 tomon uchun			p_3=4 tomon uchun		
		I_{1q}, A	P_q, W	$Cos\varphi_q$	I_{1q}, A	P_q, W	$Cos\varphi_q$	I_{1q}, A	P_q, W	$Cos\varphi_q$
1	20	0,66	19	0,48	0,62	17	0,45	0,51	15	0,35
2	30	0,75	32	0,47	0,7	28	0,44	0,81	25	0,34
3	40	0,9	51	0,47	0,78	41	0,44	0,93	38	0,34
4	50	1,1	74	0,45	0,86	54	0,42	0,98	50	0,34
5	60	1,2	94	0,43	0,94	65	0,38	1,05	62	0,32
6	80	1,3	130	0,41	1,1	92	0,35	1,12	86	0,31
7	100	1,45	174	0,4	1,22	124	0,34	1,21	106	0,29
8	120	1,64	236	0,4	1,4	172	0,34	1,3	132	0,28

Elektr motorlarni qisqa tutashuv tajribasida uning rotori qo‘zg‘almas (s=1) bo‘lishi kerak, buning uchun rotorning vali aylanishiga yo‘l qo‘ymaslik maqsadida mahkamlanadi [1;2].

Quyidagi 2-rasmda asinxron motorning qisqa tutashuv rejimidagi tok kuchi, quvvati va quvvat koeffitsiyentining kuchlanishga bog‘liqlik xarakteristikalari keltiriladi.



2-rasm. Yangi uch tezlikli motorni qisqa tutashuv xarakteristikalari:
a) p_1=2 tomon uchun; b) p_2=3 tomon uchun; c) p_3=4 tomon uchun

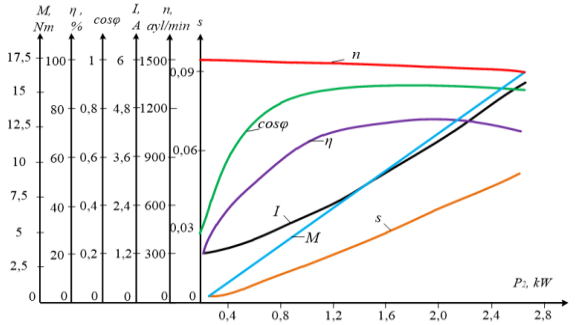
Asinxron motorning ishchi xarakteristikasi sifatida tor ma’noda aylanish tezligi yoki sirpanishni berilgan quvvatga bog‘liqligi tushuniladi, keng ma’noda esa ekspluatatsiya uchun muhim bo‘lgan bir qator boshqa qiymatlar, ya’ni berilgan kuchlanish va chastotani o‘zgarmas qiymatida kirish quvvati, tok, FIK va quvvat koeffitsiyenti kabi parametrlar tushuniladi [5].

Elektr motorni ishchi xarakteristikalari bevosita yuklama ulangan rejimda p_1=2, p_2=3 va p_3=4 qutblar tomoni uchun olindi (3÷5-jadval). Quyida 3÷5-rasmlarda eksperimental tadqiqotlar natijalari bo‘yicha yangi uch tezlikli motorning ishchi xarakteristikalari ko‘rsatilgan.

3-jadval.

p_1=2 tomon uchun ishchi xarakteristikalar ma’lumotlari

№	P_2	n	I_1	cosφ	η	M
	kW	ayl/min	A		%	Nm
1	0,15	1475	1,2	0,27	64	0,9
2	0,2	1472	1,25	0,34	70	1,1
3	0,3	1470	1,32	0,41	77,5	2
4	0,5	1467	1,45	0,59	83	3,1
5	0,75	1460	1,8	0,75	85,5	4,8
6	1	1456	2,1	0,81	85,4	6,5
7	1,25	1452	2,6	0,87	84,2	8,1
8	1,5	1450	3,1	0,9	83,1	9,9
9	1,75	1448	3,55	0,91	80,2	11,5
10	2	1447	4,2	0,915	78	13,2
11	2,5	1445	6	0,91	69,1	17



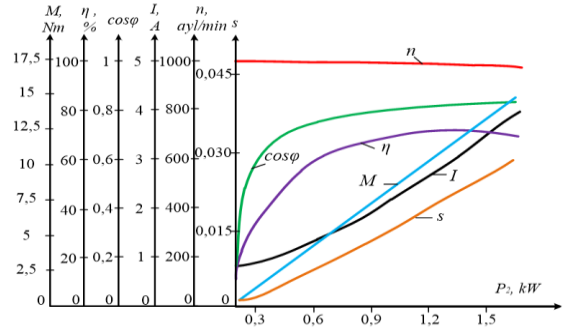
3-rasm. Yangi uch tezlikli motorni *p1=2 qutb tomoni* uchun ishchi xarakteristikalari.

Eksperimental tadqiqotlar natijalari shuni ko‘rsatdiki, yangi 4A100S8/6/4 turdagi elektr motorni p_1=2 qutb tomon uchun foydali quvvat P_2=1.7 kW qiymatga, FIK η=80%, quvvat koeffitsiyenti cosφ=0,9, stator toki I_1=3.5 A va rotorning aylanish tezligi n=1475 ayl/min bo‘lganda erishiladi [3].

4-jadval.

p_2=3 tomon uchun ishchi xarakteristikalar ma’lumotlari

№	P_2	n	I_1	cosφ	η	M
	kW	ayl/min	A		%	Nm
1	0,1	996	2,6	0,24	22	1
2	0,2	993	2,65	0,29	36	2
3	0,3	990	2,69	0,35	46	2,9
4	0,4	986	2,72	0,41	53,8	3,95
5	0,5	984	2,77	0,46	58,2	4,8
6	0,6	982	2,85	0,51	62	5,9
7	0,7	980	2,92	0,56	64,1	6,8
8	0,8	978	3	0,6	66,2	7,9
9	0,9	976	3,15	0,64	68	9
10	1,2	974	3,5	0,74	70	12
11	1,5	972	4	0,81	68,5	14,8



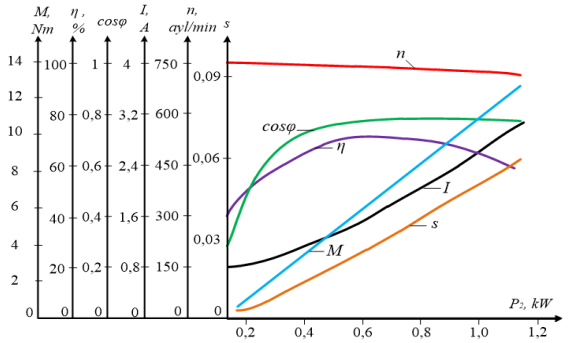
4-rasm. Yangi uch tezlikli motorni *p2=3 qutb tomoni* uchun ishchi xarakteristikalari.

Juft qutblari p_2=3 qutb tomon uchun foydali quvvat P_2=0.9 kW qiymatga, FIK η=67%, quvvat koeffitsiyenti cosφ=0,64, stator toki I_1=3.1 A va rotorning aylanish tezligi n=973 ayl/min bo‘lganda erishiladi.

5-jadval.

p_3=4 tomon uchun ishchi xarakteristikalar ma’lumotlari

№	P_2 kW	n ayl/min	I_1 A	cosφ	FIK %	M Nm
1	0,1	745	1,4	0,27	40	1,2
2	0,2	742	1,43	0,38	56	2,5
3	0,3	740	1,5	0,48	64	4
4	0,4	736	1,6	0,56	68	5,2
5	0,5	732	1,73	0,63	68,5	6,5
6	0,6	730	1,9	0,69	69,1	7,7
7	0,7	726	2,1	0,73	68	9,4
8	0,75	722	2,25	0,74	67,8	9,8
9	0,8	720	2,4	0,76	66	10,8
10	0,9	715	2,8	0,78	61	12,3
11	1	711	2,95	0,77	60,2	12,4



5-rasm. Yangi uch tezlikli motorni *p3=4 qutb tomoni* uchun ishchi xarakteristikalari.

p_3=4 qutb tomon uchun foydali quvvat P_2=0.71 kW qiymatga, FIK η=68%, quvvat koeffitsiyenti cosφ=0,73, stator toki I_1=2.14 A va rotorning aylanish tezligi n=745 ayl/min bo‘lganda erishiladi.

Yangi ishlab chiqilgan qutblari soni o‘zgaruvchan chulg‘amga ega uch tezlikli asinxron motorni eksperimental tadqiqot ma’lumotlarini xuddi shu o‘lchamdagi mavjud uch tezlikli motor bilan taqqoslash (6-jadval) amalga oshirildi [5].

6-jadval.

Mavjud uch tezlikli asinxron motor bilan yangi loyihalangan uch tezlikli asinxron motor parametrlarini taqqoslash jadvali

Parametrlar	O‘lch. bir.	QSO‘CH li yangi motor			Uch tezlikli AM (mavjud)		
Motor tipi		4A100S8/6/4			4A100S8/6/4Y3		
Qutblari soni		p=4	p=3	p=2	p=4	p=3	p=2
O‘q balandligi	mm	110					
Statorning tashqi diametri	mm	168					
Statorning ichki diametri	mm	113					
Havo bo‘shlig‘i	mm	0,30					
Stator va rotorning pazlar soni		36/28			36/28		
Stator va rotor paketining uzunligi	mm	130					
Foydali quvvat	kW	0,71	0,9	1,7	0,71	0,9	1,3
Stator toki	A	2,17	2,87	3,59	2,95	2,96	3,49
F.I.K	%	68	67	80	59	65	69
Quvvat koeffitsiyenti cos φ		0,73	0,71	0,9	0,62	0,71	0,82

Yangi loyihalangan uch tezlikli asinxron motorning p=2 qutb tomonida mavjud uch tezlikli asinxron motorga nisbatan foydali quvvat bo‘yicha 23.5% ga (P_2=1.7 kW), FIK - 13.7% (η=80%) va quvvat koeffitsiyenti – 8.8% (cosφ=0,9) oshirildi. Bu esa asinxron motorni katta tezlik tomonida aktiv qismidan to‘liq foydalanishga imkon beradi.

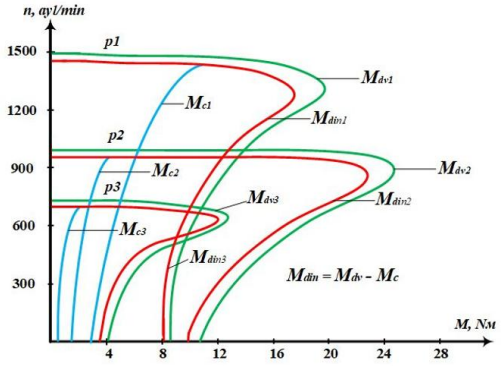
Asinxron motorning xususiyatlarini baholash uchun uning mexanik xarakteristikasini qurish lozim. Asinxron motorning mexanik xarakteristikasi elektromagnit momentni aylanish tezligi $M=f(n)$ yoki sirpanish $M=f(s)$ o‘rtasidagi bog‘liqlikni ifodalaydi [2; 6]. Mexanik xarakteristika tufayli elektr motor qaysi turdagi qurilma uchun ko‘proq mos kelishini, qaysi sohada uning barqaror ishlashini, o‘ta yuklanish qobiliyati va boshqalarni aniqlash mumkin bo‘ladi. Mexanik xarakteristikalarni qurish uchun eksperimental ma’lumotlar 7-jadvalda keltirilgan.

7-jadval.

Mexanik xarakteristikalarni qurish uchun eksperimental ma’lumotlar jadvali

№	p_1=2 tomon uchun		p_1=3 tomon uchun		p_2=4 tomon uchun	
	M, Nm	n, min^{-1}	M, Nm	n, min^{-1}	M, Nm	n, min^{-1}
1	1,13	1495	2	996	1,15	747
2	3,2	1488	5,9	990	3,25	742
3	6,1	1476	11,2	980	6,16	735
4	8,7	1464	18,4	960	10,06	720
5	15,2	1417	23,6	930	12,3	701
6	18,95	1350	24,9	910	12,9	682
7	19,47	1290	25,5	880	11,5	622
8	15,9	1035	23,9	800	9,01	540
9	12,47	765	20,1	680	6,44	397
10	10	450	15,8	480	4,95	225

Quyida keltiriladigan 6-rasmdan ko‘rinib turibdiki, ikkala qutblar tomon uchun ham mexanik xarakteristikalar yetarlicha qattiqlik (nominal sirpanish 2,5% va 5%) va silliq ko‘rinishga ega. Jadvaldan ko‘rish mumkinki, ikkala qutblar tomoni uchun ham nominal yuklanish momentida motorning tezlanishiga to‘sqinlik qiladigan moment egri chiziqlari mavjud emas [3].



6-rasm. Yangi uch tezlikli motorni mexanik xarakteristikalari.

Yuqorida keltirilgan eksperimental tadqiqotlar natijalari tahlili asosida shunday xulosaga kelish mumkinki, yangi turdagi qutblar soni o‘zgaruvchan chulg‘am asosidagi uch tezlikli motor ventilyator yuritmalarida mavjud bo‘lgan bir tezlikli motorlar o‘rniga joriy qilish imkonini beradi.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОЧИХ И МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ТРЕХСКОРОСТНЫХ АСИНХРОННЫХ ДВИГАТЕЛЕЙ

Магдиев Х.Г.
Шахрисабзский государственный педагогический институт, Шахрисабз, Узбекистан.

АННОТАЦИЯ В данной статье рассматривается экспериментальное исследование рабочих и механических характеристик трехскоростного асинхронного двигателя типа 4А100S8/6/4У3. Одновременно проводится сравнение экспериментальных результатов работы нового трехскоростного двигателя с существующим трехскоростным двигателем того же размера. По результатам экспериментов, новый трехскоростной асинхронный двигатель с p=2 полюсами достиг увеличения полезной мощности на 23,5% (P_2=1,7 кВт), КПД – на 13,7% (η=80%) и коэффициента мощности – на 8,8% (cosφ=0,9) по сравнению с существующим трехскоростным асинхронным двигателем. Это является основой для создания асинхронного двигателя, позволяющего в полной мере использовать активную часть двигателя на высоких скоростях.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Трехскоростной асинхронный двигатель, экспериментальное исследование, полюса, характеристики холостого хода, характеристики короткого замыкания, механические характеристики.

EXPERIMENTAL RESEARCH OF THE OPERATING AND MECHANICAL PROPERTIES OF THREE-SPEED ASYNCHRONOUS MOTORS

Magdiev H.G.
Shakhrisabz State Pedagogical Institute, Shakhrisabz, Uzbekistan.

ABSTRACT This article presents an experimental study of the operating and mechanical characteristics of a 4A100S8/6/4U3 three-speed asynchronous motor. A comparison of the experimental results between the new three-speed motor and an existing three-speed motor of the same size is provided. According to the experimental results, the new three-speed asynchronous motor with p = 2 poles achieved a 23.5% increase in useful power (P2 = 1.7 kW), a 13.7% increase in efficiency (η = 80%), and an 8.8% increase in power factor (cosφ=0.9) compared to the existing three-speed asynchronous motor. This provides the basis for developing an asynchronous motor that allows for the full utilization of the active part of the motor at high speeds.

KEYWORDS Three-speed asynchronous motor, experimental research, poles, no-load characteristics, short-circuit characteristics, mechanical characteristics.

REFERENCES

1. Вольдек А.И., Попов В.В. Электрические машины. Введение в электромеханику. Машины постоянного тока и трансформаторы. Учебник для вузов. - СПб.: Питер, 2008. - 320 с.
2. Salimov J.S., Pirmatov N.B. Elektr Mashinalari: darslik. - Toshkent: O‘zbekiston faylasuflari milliy jamiyati nashriyoti, 2011. - 408 b.
3. Magdiyev H.G‘.Parrandachilik fermalari shamollatish tizimi energiya samaradorligini oshirish: Dissertatsiya PhD – Toshkent, 2025. – 85-93-b.
4. Ванурин В.Н., Жидченко Т.В. Анализ схем обмоток многоскоростных электродвигателей для привода вентиляторных установок // Совершенствование процессов и технических средств в АПК. - Зерноград, 2000. – С. 81–87.
5. Pirmatov N.B., Mustafakulova G.N., Maxmadiev G.M. Asinxron motorlarni loyihalash. O‘quv qo‘llanma, - T.: ToshDTU, 2013. -95 b.

6. Кацман М.М. Электрические машины: учебник для студ. учреждений сред. проф. образования/М.М. Кацман.–12-е изд., стер.- М.: Издательский центр «Академия», 2013.-496 с. ISBN 978-5-7695-9705-3.
7. Рисмухамедов Д.А. Полюсопереключаемые асинхронные двигатели для турбомеханизмов: Дисс. канд.техн. наук. - Ташкент, 2006. -225 с.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Magdiev Hayotullo – Deputy dean of the Faculty of Philology, PhD, Shakhrisabz State Pedagogical Institute, 181301, Shakhrisabz, Shakhrisabz street, house 10, Republic of Uzbekistan
E-mail: zhmagdiyev@gmail.com ORCID: https://orcid.org/0000-0002-0478-8582

МУНДАРИЖА/ОГЛАВЛЕНИЕ

КОНЧИЛИК МАШИНАЛАРИ ВА ЖИҲОЗЛАРИ

Атакулов Л.Н., Камолов Н.Б., Хайдаров Ш.Б., Каххаров О.О., Шомуродов Б.Х. Винт тишли майдалагичлар самарадорлигини ошириш ……..... 3

Annaqulov T.J., Eshonqulov K.E. Ochiq kon korxonalarida kon jinslarini tashish texnologiyasini davriy transportdan uzluksiz transport tizimiga o‘tkazishning ilmiy asoslari ……. 13

Makhmudov A., Akhmedov S.T. The informativeness of routine monitoring of mine atmosphere composition when the diesel factor is dominant in calculating air consumption…….....…..... 25

Отажонов Б.О., Рахимов А.В., Юнусов Ж.Ф., Норимонов Ш.Н. Научное обоснование и разработка параметров стенда для исследования элементов ударных механизмов 34

Махмудов Ш.А. Неаддитивность резервов производительности в последовательной технологической цепи: правило узкого места при оценке резервов карьерного оборудования……... 37

Истаблаев Ф.Ф., Атакулов Л.Н. Способ предотвращения теплового разрушения крупногабаритных шин карьерных автосамосвалов……..……. 47

Haydarov Sh.B., Xamzayev A.A., Usmonov M.Z. Bir cho‘michli ekskavatorlar po‘lat sim arqonlarini doimiy moylash tizimini ishlab chiqishni ilmiy asoslash……. 57

Хамроев Б.Д., Тошов Ж.Б., Баратов Б.Н., Хусанов Я. Анализ эксплуатации редукторов приводов ленточных конвейеров горных предприятий…….. 65

Черепецкая Е.Б., Худайбердиев Ш.М., Косимов Ш.С., Гапеев А.А., Дудченко О.Л. Разработка тепловизионного метода обнаружения неисправностей узлов гидросистемы карьерных автосамосвалов…….. 73

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ВА МЕТАЛЛУРГИЯ

Salyamova K.D., Bakirov G‘.X., Nurxonov X.A., Zuxritdinov D.X. Yer osti ruda konlarida shakllanadigan tayanch bosimi zonalarining kon lahimlari xavfsizligiga ta’sirini baholash…….. 82

Раимжанов Б.Р., Косимов М.О. Особенности выбора систем разработки месторождений золотосодержащих руд с учётом потерь и разубоживания руды ……..……. 87

Gafurova M.O. Metallurgiya sanoati oqova suvlarini elektromagnit maydon asosida tozalash qurilmasining energetik samaradorligini baholash……..……... 92

Каримов Ш.В., Каршибоев З.Ж., Каршибоева М.У. Геотехническая блочная модель глубокого карьера: структура, методика формирования атрибутов и оценка геотехнического риска..... 95

ГЕОЛОГИЯ-ҚИДИРУВ ВА НЕФТЬ-ГАЗ МАШИНАЛАРИ

Халкулова Х.К., Пирназаров М.М. Петрохимические и минералого-геохимические особенности рудовмещающих пород месторождения Ёшлик-I и их роль в локализации медно-молибденового оруденения (Алмалыкский рудный район)…...……..…….....…. 108

Хайдаров Б.Х., Нажмиддинов У.А. Некоторые результаты переинтерпретации материалов сейсморазведки на примере юго-восточной части Бухарской ступени...…….. 115

ЭНЕРГИЯ ТЕЖАМКОРЛИК ВА АВТОМАТЛАШТИРИШ

Pirmatov N.B., Egamov A.M., Mamarasulov N.A. An’anaviy va sun’iy intellektga asoslangan boshqaruv tizimlarining qiyosiy tahlili..... 122

Товбоев А.Н., Тогаев И.Б. Повышение энергоэффективности высоковольтных воздушных линий электропередачи путём мониторинга и снижения коронных потерь.....……..... 126

Magdiyev H.G‘. Uch tezlikli asinxron motorlarning ishchi va mexanik xususiyatlarini eksperimental tadqiq qilish..... 138

Мундарижа/Оглавление..... 143