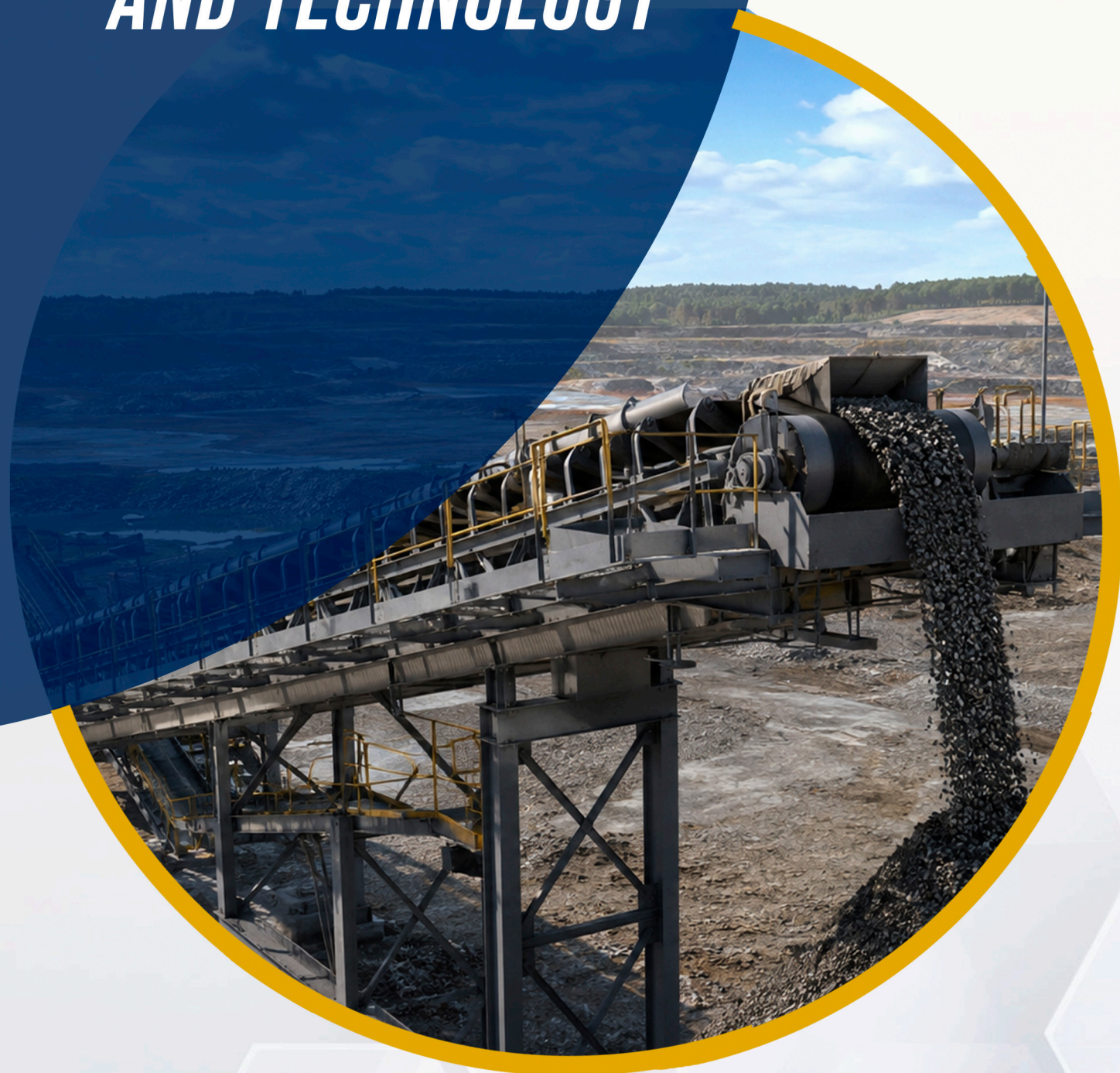


MINING MACHINES AND TECHNOLOGY

2 ISSN: 2181-3442
[16] 2026
APREL-IYUN



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, №2 (16)

Тошкент – 2026

ЖУРНАЛНИНГ ТАХРИРИЯТ КЕНГАШИ:

акад. С.М.Турабджанов (раис), С.Б. Донаев (раис ўринбосари), Қ.С.Санакулов, 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.Дребенштетт (Германия), Ф.Тофик (Германия), К.К. Елемесов (Қозоғистон), С.В.Корнилов (Россия), Marcin Lutynski (Польша).

ТАХРИРИЯТ ҲАЙЪАТИ

Бош муҳаррир

Ж.Б.Тошов

Бош муҳаррир ўринбосари

Ш.М.Худойбердиев

С.С.Сайидқосимов

Масъул котиб

Т.Ж.Аннакулов

Кончилик машиналари ва жихозлари:

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-кидирув 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.Х. Абдиев, А.И.Каршибоев, Б.Т.Мардонов, О.А.Жумаев, Н.Б.Пирматов, А.Л. Ҳақбердиев

Техник муҳаррир: А.С.Уроков, Ж.Ф. Юнусов

Журнал муассиси: Илом 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» журналичан олинди деб кўрсатилиши шарт

Журналда босилган материал ва рекламалардаги маълумотларнинг ишончилигига муаллифлар маъсул. Тахририят фикри ҳар доим ҳам муаллифлар фикрига мос келавермайди. Тахририятга келиб тушган қўлзмалар 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 июлда рухсат этилди.

“Кончилик машиналари ва технологиялари” № 2 (16) – 2026 й. Қўғоз бичими 60x84,1/8. **Ҳажми:** 11,75 босма табоқ. **Адади:** 20 нусха.

© «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/

Главный редактор

Ж.Б.Тошов

Заместитель главного редактора

Ш.М.Худойбердиев

С.С.Сайидқосимов

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.Қ.Бобожонов, О.О.Зарипов, О.Х. Абдиев, А.И.Каршибоев, Б.Т.Мардонов, О.А.Жумаев, Н.Б.Пирматов, А.Л. Ҳақбердиев

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 английском 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 рекламных, 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 июля 2026 г.

“Горные машины и технологии” № 2 (16) – 2026 г. Размер бумаги: 60x84,1/8. **Объем:** 11,75 п.л. **Тираж:** 20 экз.

DISCRETE ELEMENT METHOD SIMULATION OF GRINDING MEDIA MOTION IN BALL MILLS: METHODOLOGY, VERIFICATION, AND APPLICATION TO WEAR PREDICTION

Jumanazarov A.R., Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Y., Mamadiyarov A.J.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

Doi: 10.5281/zenodo.21589452

ABSTRACT

Predicting the wear of grinding media and liners in ball mills requires detailed knowledge of how the granular charge moves and impacts the mill shell, information that cannot be obtained directly from full-scale industrial operation. This paper presents a Discrete Element Method (DEM) simulation methodology, developed as part of a doctoral study on mining equipment durability and condition diagnostics, for modeling grinding media motion and the resulting contact forces in a tumbling ball mill. The model treats each grinding ball as a discrete body governed by Newton's second law and resolves ball-ball and ball-liner interactions using a linear spring-dashpot contact model with Coulomb friction, integrated in time with an explicit leapfrog scheme and implemented in the ROCKY DEM software. Simulations were carried out for a factorial set of operating conditions spanning rotational speed, fill level, and ball diameter, and the resulting charge kinematics and contact forces were coupled with a finite-element model of the mill drive train to evaluate impact-induced gearbox vibration. The DEM model was verified against full-scale flash-stop experiments on an industrial mill, with predicted charge angles (shoulder, toe, departure, and impact-point) agreeing with measured values to within 4%. Results show that fill level and rotational speed strongly govern contact force magnitude, fall height, and the transition from cascading to cataracting motion, and that DEM-derived impact statistics correlate with acoustic indicators of liner wear. The findings demonstrate that verified DEM simulation provides a reliable basis for wear prediction, operating-regime optimization, and condition-based diagnostics in industrial ball mills.

KEYWORDS

Discrete Element Method (DEM); ball mill simulation; grinding media motion; contact mechanics; ROCKY software; charge kinematics; liner wear prediction; impact energy distribution; drive-train vibration; condition diagnostics; cascading and cataracting motion; mineral processing equipment durability

Introduction

Tumbling ball mills remain one of the most energy-intensive units in the mineral processing chain, and the grinding media and liners inside them are subjected to continuous impact, abrasive, and corrosive wear. Predicting how grinding balls and mill liners deteriorate under different operating regimes is essential for planning maintenance, selecting wear-resistant materials, and optimizing comminution efficiency. Because the interior of an industrial mill cannot be observed directly during operation, and because instrumenting a full-scale mill to measure contact forces is costly and disruptive, numerical simulation has become the principal tool for studying the internal dynamics of the charge.

The Discrete Element Method (DEM) is the numerical approach best suited to this task. Unlike continuum methods, DEM treats the grinding charge as an assembly of discrete bodies — balls, particles, and liner segments — whose motion is governed individually by Newton's second law and whose interactions are resolved through contact mechanics at

every time step. This paper presents the DEM methodology developed and applied in a doctoral study on the durability and diagnostics of mineral-grinding equipment, covering the mathematical formulation of the contact model, the numerical implementation in the ROCKY DEM software, the simulation parameters used for a laboratory-scale ball mill, and the experimental verification of the model. The discussion then extends to how DEM-derived contact force histories were coupled with a finite-element model of the mill drive train, and how the resulting kinematic and energetic data support the prediction of liner and ball wear.

Grinding media motion inside a rotating drum is a strongly nonlinear, stochastic process: balls cascade, cataract, or centrifuge depending on rotational speed, fill level, and ball size, and the resulting impact energies determine both the comminution rate and the wear rate of the liner. Analytical and empirical wear models, which dominated earlier research, generally rely on averaged or lumped descriptions of the charge and

therefore cannot capture the spatial and temporal non-uniformity of impact and contact interactions across the liner surface. DEM removes this limitation by explicitly tracking every individual particle, making it possible to compute local impact energy, contact pressure, and frequency distributions at any point on the mill shell. This capability underlies the growing international interest in DEM-based wear prediction, including work combining DEM outputs with machine-learning models to forecast liner profile evolution, and studies coupling DEM with computational fluid dynamics for wet milling.

Mathematical Formulation

In the DEM framework, each spherical particle j — representing a grinding ball — is described by its position, linear and angular velocity, linear and angular acceleration, the resultant force acting at its centre of mass, and the resultant moment. Translational and rotational motion are governed by Newton's second law for both the linear and angular degrees of freedom, with particle mass and moment of inertia computed from the ball radius and material density. The resultant force on each particle is the sum of all mechanical contact forces arising from ball-ball and ball-liner interactions, together with gravity. Contact forces are resolved using a linear spring-dashpot (Kelvin-Voigt) model in both the normal and tangential directions. The normal contact force is proportional to the normal overlap between contacting bodies, augmented by a velocity-dependent viscous damping term governed by the normal stiffness and damping coefficients. The tangential contact force combines an elastic-viscous component, governed by tangential stiffness and damping, with a Coulomb friction limit defined by the normal force and the friction coefficient; whichever of the two yields the smaller magnitude controls the tangential force at that instant, ensuring that sliding contacts cannot exceed the physical friction limit. This formulation captures both the elastic rebound and the energy dissipation that occur during ball-ball and ball-liner collisions, which together determine the impact energy spectrum responsible for wear.

The resulting system of second-order ordinary differential equations is integrated explicitly using a leapfrog (velocity Verlet-type) scheme, in which particle positions and velocities are updated at staggered half-time and full-time steps. This scheme is only conditionally stable, so the time step must remain smaller than a critical value set by the highest natural frequency present in the contact system; in practice this means a very small time step (on the order of microseconds) governed by the stiffness of the ball-liner contact, which is the main computational cost driver in industrial-scale DEM simulations. The numerical model was implemented in ROCKY, an open, object-oriented DEM software package with a C++ computational core and a Python scripting interface for configuring and automating simulation

runs. ROCKY runs on Linux and is capable of resolving the interaction of very large particle populations, up to the order of millions of elements, which makes it suitable for representing realistic ball charges. Two geometric components were defined for the mill model: the drum shell and liner geometry, generated in SolidWorks and Compass 3D and imported as discretized triangulated surfaces, and the spherical grinding balls that fill the drum volume. End walls of the drum were represented as flat boundary elements.

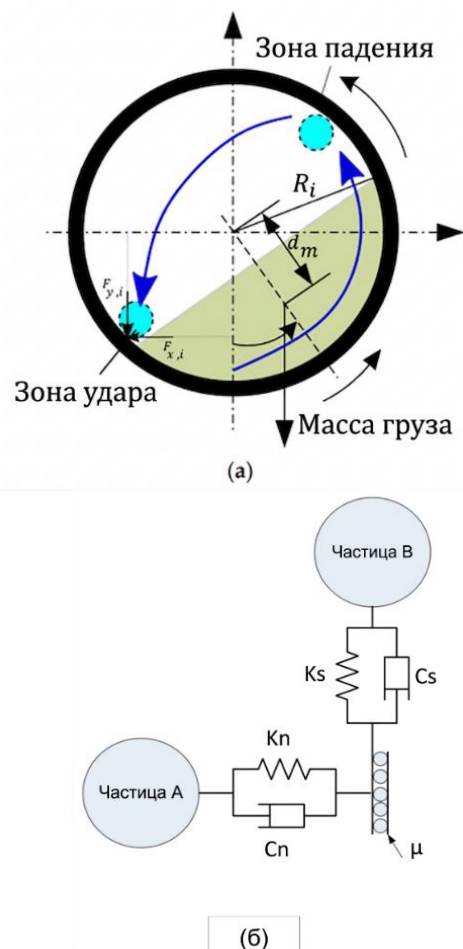


Fig. 1. Discrete Element Method (DEM) modeling of a ball mill: (a) load motion profile inside the ball mill; (b) contact model.

The simulation parameters used to represent a laboratory/industrial ball mill configuration are summarized in Table 1.

Using this configuration, the simulation plan varied three operating parameters independently: rotational speed expressed as a percentage of critical speed, fill level (degree of charge filling), and ball diameter, each tested across four discrete levels. This factorial arrangement allowed the influence of each parameter on charge kinematics, contact forces, and impact energy distribution to be isolated and quantified.

Table 1.

DEM simulation parameters for the ball mill model

Parameter	Symbol	Value
Ball radius	R_i	50 mm
Ball density	ρ	7640 kg/m ³
Liner density	ρ	7640 kg/m ³
Friction coefficient (ball–liner)	μ_1	0.30
Friction coefficient (ball–ball)	μ_2	0.30
Restitution coefficient (ball–ball)	e_1	0.75
Restitution coefficient (ball–liner)	e_2	0.75
Mill diameter	D	0.80 m
Mill length	L	0.40 m
Normal contact stiffness	K_n	10 ⁶ N/m
Tangential contact stiffness	K_s	10 ⁶ N/m

5. Charge Kinematics and Contact Force Results

DEM simulations reproduced the characteristic cascading and cataracting motion of the ball charge and allowed extraction of key kinematic descriptors of the load profile: the shoulder angle, at which the charge begins to lift away from the shell; the toe angle, where the falling balls re-enter the bed; the departure (kidney) angle; and the impact point angle. These angles, together with the maximum fall height of the balls, characterize the trajectory and energy of the impacting charge and are the primary drivers of localized liner wear.

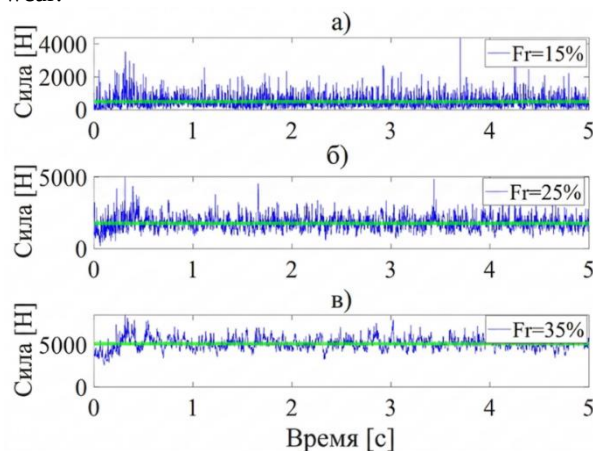


Fig. 2. Evolution of contact forces over time for three fill levels: (a) Fr = 15%, CAF = 496.5 N, (b) Fr = 25%, CAF = 1772.5 N, (c) Fr = 35%, CAF = 5145.8 N, at Nr = 0.3 Cs and Db = 50 mm.

Increasing the degree of fill produced a clear and consistent increase in the maximum fall height of the balls and in the resulting contact forces transmitted to the shell. For example, at a fixed rotational speed the maximum fall height rose from approximately 0.63 m

at 15% fill to approximately 0.89 m at 35% fill, and the corresponding average contact force on the shell increased from roughly 0.5 kN to over 5 kN across the tested fill range. This increase in contact force directly elevates the amplitude of impact-induced vibration in the drive train and the local energy deposited on the liner surface, both of which are indicators of accelerated wear. Rotational speed had an even stronger effect once the mill approached its critical speed: increasing the speed from 70% to 90% of critical speed produced a 44% increase in vibration velocity, reflecting a transition from a cascading regime, where balls roll over one another, to a cataracting regime, where balls are thrown free of the bed and strike the liner directly with much higher kinetic energy. This regime transition is a key practical finding, since operating too close to critical speed substantially increases liner wear without necessarily improving grinding efficiency.

To evaluate how the impact loads generated by the grinding charge propagate into the mill's mechanical transmission, the DEM model of the ball charge was coupled with a finite-element model of the gearbox and shafts. Shafts were represented using Timoshenko beam elements, capturing both bending and shear deformation, while gear meshes were modeled as lumped-parameter elements positioned at the corresponding shaft nodes. The resultant horizontal and vertical contact forces exerted by the ball charge on the mill shell, computed in ROCKY, were applied as time-varying external loads at the corresponding node of the global drive-train model, which was assembled into a 24-degree-of-freedom system of equations of motion. Damping was introduced through a proportional (Rayleigh) damping matrix, and the equations were integrated in time using the Newmark method in MATLAB.

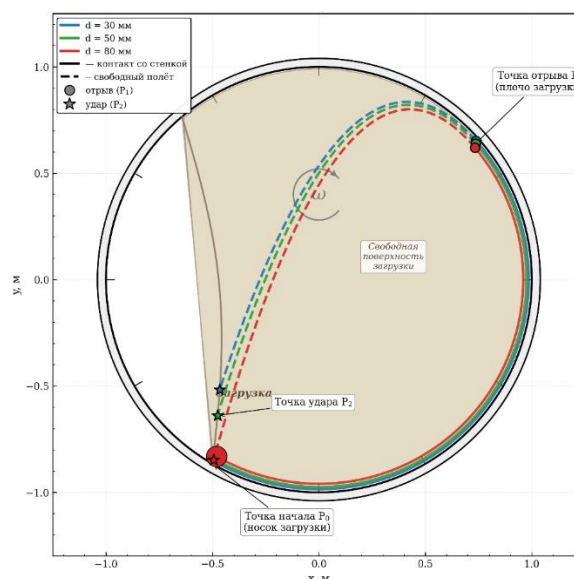


Fig. 3. Trajectories of grinding media of different diameters.

This coupled approach showed that the operating parameters of the milling process — fill level, rotational speed, and ball diameter — exert a determining influence on the impulsive component of the vibration signal measured on the transmission. At low fill levels, masking noise from normal gear meshing dominated the vibration spectrum, but as fill level increased beyond roughly 25%, impulsive components associated

with ball impacts became the dominant feature of the signal. This result is significant for condition monitoring, since it demonstrates that vibration signatures recorded on the gearbox carry usable information about internal charge dynamics and impact severity, not only about mechanical defects in the gear train itself.

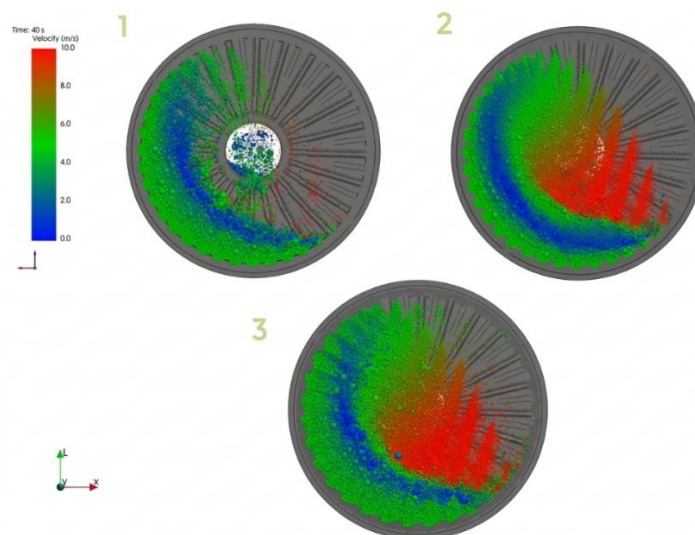


Fig. 4. Dependence of the grinding media fill level on the operating mode of the ball mill

Experimental Verification of the DEM Model

Numerical predictions are only useful if they can be shown to agree with physical behaviour, so the DEM model was verified against full-scale experimental data using a 'flash-stop' (snapshot) procedure on an industrial ball mill. In this procedure, the mill was first run at a fixed operating point — defined rotational speed, fill level, and feed size

distribution — until a steady-state charge motion was established. A set of balls pre-painted red was added to the charge to aid visual identification, and after twenty minutes of steady operation the drive was emergency-stopped, bringing the drum to a complete halt within 8 to 12 seconds using the shoe brakes. The frozen charge profile was then photographed and measured to determine the actual shoulder, toe,

departure, and impact-point angles, which were compared against the corresponding angles predicted by the DEM model under the same operating conditions. The procedure was repeated five times,

yielding 150 individual angular measurements. The averaged comparison between the DEM predictions and the experimental measurements is summarized in Table 2

Table 2.

Comparison of DEM-predicted and experimentally measured charge angles

Charge Parameter	DEM Model	Experiment	Relative Error, %
Shoulder angle, θ_s (deg)	42.5	44.1	3.6
Toe angle, θ_T (deg)	216.0	212.8	1.5
Departure (kidney) angle, θ_{TD} (deg)	248.2	246.5	0.7
Impact point angle, θ_{IP} (deg)	198.4	195.2	1.6

Across all four measured parameters, the discrepancy between the DEM model and the physical experiment did not exceed 4%, with the smallest error recorded for the departure angle (0.7%) and the largest for the shoulder angle (3.6%). These results confirm that the linear contact model, the chosen stiffness and damping coefficients, and the

overall numerical implementation in ROCKY provide an adequate representation of the real charge kinematics, and that the model can be used with confidence to predict charge behaviour and, by extension, wear patterns under industrial operating conditions that were not directly tested experimentally.



Fig. 5. Process of measuring worn liners and dismantling of worn liner plates (characteristic wear profile)

The practical value of a verified DEM model lies in its ability to translate charge kinematics and contact force histories into quantitative wear predictions. Because DEM resolves the spatial distribution of impact energy and contact pressure across the liner surface rather than a single averaged value, it becomes possible to map the regions of the liner subject to the most severe impact wear, to estimate the rate at which liner thickness and geometry change over an operating campaign, and to relate these predictions back to operating parameters that can be controlled in practice, namely rotational speed, fill level, and ball size distribution. In the underlying study, the optimized operating regime, derived from the DEM-informed analysis, increased fill level from 32% to 42% and rotational speed from 12.5 to 14.2 rpm relative to the baseline regime, illustrating how simulation results were translated into concrete recommendations for mill operation.

A further extension explored in the research couples DEM-derived contact and impact statistics with acoustic monitoring of the mill, using wavelet power spectral analysis of the noise signal as a non-intrusive

proxy for internal impact intensity. As liner wear progressed over an extended observation period, the spectral power in the informative 20–150 Hz frequency band, which corresponds to ball–liner impacts, showed a consistent downward trend, dropping on average from about –55 dB to about –80 dB over a 250-second analysis window. This decline in impact-related spectral energy is physically consistent with the DEM-predicted reduction in restitution and contact stiffness that accompanies a thinning, more compliant worn liner, and demonstrates how DEM simulation results can be linked to indirect, in-service diagnostic signals.

Discussion

The results obtained through this DEM-based methodology highlight several points of broader relevance to comminution research and mill operation. First, the strong sensitivity of contact forces and fall height to fill level and rotational speed confirms that DEM is necessary, rather than merely convenient, for accurate wear and energy analysis: lumped or empirical models cannot reproduce the nonlinear transition between cascading and cataracting regimes that governs impact severity. Second, the close agreement between

the DEM model and the flash-stop experimental verification, with errors below 4% across all measured angles, supports the broader literature consensus that properly calibrated linear contact models are adequate for predicting bulk charge kinematics in tumbling mills, even though they simplify the true elastic-plastic behaviour of individual particle collisions. Third, coupling the DEM charge model with a structural model of the drive train extends the value of the simulation beyond the mill shell itself, allowing impact-driven vibration in the gearbox to be predicted and interpreted, which has direct implications for condition-based maintenance strategies in mining operations where transmission systems operate under elevated noise and impulsive loading.

A practical limitation of the approach, consistent with observations elsewhere in the DEM literature, is the relative scarcity of experimental data describing worn media and worn liner geometries, which constrains the validation of long-term wear evolution predictions as opposed to short-term kinematic predictions. Addressing this gap by combining periodic liner-thickness measurement campaigns, as performed in the underlying study at thirty-day intervals over several months, with DEM and acoustic monitoring

represents a promising direction for closing the loop between simulation and field observation.

Conclusion

This paper has outlined a complete DEM-based methodology for simulating grinding media motion in ball mills, from the underlying Newtonian equations of motion and linear spring-dashpot contact model, through implementation in the ROCKY software environment, to coupling with a finite-element drive-train model and experimental verification against full-scale flash-stop measurements. The verified model reproduced the principal kinematic descriptors of the charge — shoulder, toe, departure, and impact-point angles — within 4% of measured values, and showed that fill level and rotational speed strongly govern both the impact energy delivered to the liner and the resulting impulsive vibration transmitted through the gearbox. These findings demonstrate that DEM simulation, when properly verified against physical measurements, provides a reliable basis for predicting wear distribution, optimizing operating regimes, and supporting acoustic-based condition diagnostics in industrial ball mills, offering a practical bridge between fundamental particle-scale mechanics and equipment-level durability and maintenance decisions.

DISKRET ELEMENTLAR USULI BILAN SHARLI TEGIRMONLARDA TUVURLOVCHI MUHIT HARAKATINI SIMULYATSIYA QILISH: METODOLOGIYA, TEKSHIRISH VA YEYILISHNI BASHORAT QILISHDA QO'LLANILISHI

Jumanazarov A.R., Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Yu., Mamadiyarov A.J.

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

ANNOTATSIYA

Sharli tegirmonlarda maydalovchi muhit va futerovkalarning yeyilishini bashorat qilish donador zaryadning qanday harakatlanishi va tegirmon korpusiga ta'sir etishi haqida batafsil ma'lumotga ega bo'lishni talab qiladi, bu ma'lumotni to'liq hajmdagi sanoat ekspluatatsiyasidan bevosita olish mumkin emas. Ushbu maqolada kon-texnika uskunalarining chidamliligi va holat diagnostikasi bo'yicha ishlab chiqilgan Diskret Elementlar Usuli (DEM) simulyatsiya metodologiyasi taqdim etilgan bo'lib, u aylanuvchi sharli tegirmonda maydalovchi muhit harakatini va natijada yuzaga keladigan kontakt kuchlarini modellashtirish uchun mo'ljallangan. Model har bir maydalovchi sharni Nyutonning ikkinchi qonuniga bo'ysunuvchi alohida jism sifatida ko'rib chiqadi va sharlararo hamda sharlar-futerovka o'rtasidagi o'zaro ta'sirlarni Kulon ishqalanishiga ega chiziqli prujina-damper kontakt modeli yordamida hal qiladi, vaqt bo'yicha aniq "leapfrog" sxemasi bilan integrallaydi hamda ROCKY DEM dasturiy ta'minotida amalga oshiriladi. Simulyatsiyalar aylanish tezligi, to'ldirish darajasi va shar diametrini qamrab olgan omilli ish sharoitlari to'plami uchun o'tkazildi hamda hosil bo'lgan zaryad kinematikasi va kontakt kuchlari tegirmon qo'zg'alish tizimining chekli elementlar modeli bilan bog'lanib, zarba ta'siridan kelib chiqadigan reduktor tebraniqlarini baholashga imkon berdi. DEM modeli sanoat tegirmonida to'liq hajmdagi "flash-stop" (to'satdan to'xtatish) tajribalari asosida tekshirildi, bunda bashorat qilingan zaryad burchaklari (yelka, oyoq, chiqish va zarba nuqtasi) o'lgangan qiymatlar bilan 4% gacha xatolikda mos keldi. Natijalar shuni ko'rsatadiki, to'ldirish darajasi va aylanish tezligi kontakt kuchining kattaligi, tushish balandligi hamda kaskadli harakatdan kataraktli harakatga o'tishga kuchli ta'sir ko'rsatadi va DEM asosida olingan zarba statistikasi futerovkalarning yeyilishining akustik ko'rsatkichlari bilan bog'liqdir. Olingan xulosalar tasdiqlangan DEM simulyatsiyasi sanoat sharli tegirmonlarida yeyilishni bashorat qilish, ish rejimini optimallashtirish va holatga asoslangan diagnostika uchun ishonchli asos yaratishini ko'rsatadi.

KALIT SO‘ZLAR Discrete Element Method (DEM); ball mill simulation; grinding media motion; contact mechanics; ROCKY software; charge kinematics; liner wear prediction; impact energy distribution; drive-train vibration; condition diagnostics; cascading and cataracting motion; mineral processing equipment durability

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧАЮЩЕЙ СРЕДЫ В ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦАХ МЕТОДОМ ДИСКРЕТНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ: МЕТОДОЛОГИЯ, ВЕРИФИКАЦИЯ И ПРИМЕНЕНИЕ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ИЗНОСА

Жуманазаров А.Р., Эгамбердиев И.П., Очилов У.Ю., Мамадияров А.Ж.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан.

АННОТАЦИЯ

Прогнозирование износа измельчающей среды и футеровки в шаровых мельницах требует детального знания того, как движется гранулированная загрузка и как она воздействует на корпус мельницы, — информация, которую невозможно получить непосредственно в условиях полноценной промышленной эксплуатации. В данной статье представлена методология моделирования методом дискретных элементов (DEM), разработанная в рамках докторского исследования по вопросам долговечности горно-шахтного оборудования и диагностики его состояния, для моделирования движения измельчающей среды и возникающих при этом контактных усилий во вращающейся шаровой мельнице. Модель рассматривает каждый измельчающий шар как дискретное тело, подчиняющееся второму закону Ньютона, и описывает взаимодействия между шарами, а также между шарами и футеровкой с использованием линейной контактной модели «пружина-демпфер» с кулоновским трением, интегрируя их во времени с помощью явной схемы «leapfrog»; реализация выполнена в программном обеспечении ROCKY DEM. Моделирование проведено для факторного набора рабочих условий, охватывающих скорость вращения, уровень заполнения и диаметр шаров, а полученные кинематические характеристики загрузки и контактные усилия были сопряжены с конечно-элементной моделью трансмиссии мельницы для оценки вибрации редуктора, вызываемой ударными нагрузками. Модель DEM была верифицирована путем сопоставления с полноразмерными экспериментами по внезапной остановке (flash-stop) на промышленной мельнице, при этом расчетные углы положения загрузки (плечо, подошва, точка отрыва и точка удара) совпали с измеренными значениями с погрешностью не более 4%. Результаты показывают, что уровень заполнения и скорость вращения в значительной степени определяют величину контактных усилий, высоту падения и переход от каскадного к катарактному режиму движения, а также что статистические данные об ударах, полученные на основе DEM, коррелируют с акустическими индикаторами износа футеровки. Полученные результаты свидетельствуют о том, что верифицированное DEM-моделирование обеспечивает надежную основу для прогнозирования износа, оптимизации рабочих режимов и диагностики состояния промышленных шаровых мельниц.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

Метод дискретных элементов (DEM); моделирование шаровой мельницы; движение измельчающей среды; контактная механика; программное обеспечение ROCKY; кинематика загрузки; прогнозирование износа футеровки; распределение энергии удара; вибрация трансмиссии; диагностика состояния; каскадное и катарактное движение; долговечность оборудования для переработки полезных ископаемых.

REFERENCES

1. Cleary, P.W., Owen, P. (2016). Development of models for coupling DEM simulations with geographic information systems. *Minerals Engineering*, 90, 10–27.
2. Weerasekara, N.S., Liu, L.X., Powell, M.S. (2016). Estimating energy in grinding using DEM modelling. *Minerals Engineering*, 85, 23–33.
3. Powell, M.S., Govender, I., McBride, A.T. (2018). Applying DEM outputs to the unified comminution model. *Minerals Engineering*, 119, 55–68.

4. Franke, J., Cleary, P.W., Sinnott, M.D. (2015). How to account for operating condition variability when predicting liner operating life with DEM – a case study. Minerals Engineering, 73, 53–68.
5. Esteves, P.M., Tavares, L.M. (2022). Decoupled approach for simulation of comminution and mineral liberation with DEM. Minerals Engineering, 177, 107404.
6. Morrison, R.D., Cleary, P.W., Sinnott, M.D. (2015). Using DEM to compare the energy efficiency of pilot scale ball and tower mills. Minerals Engineering, 52, 178–185.
7. Govender, I., Powell, M.S., Nurick, G.N. (2015). 3D particle tracking: a rigorous technique for verifying DEM predictions. Minerals Engineering, 63, 3–11.
8. Beinert, S., Fragnière, G., Schilde, C., Kwade, A. (2015). Analysis and modelling of bead contacts in wet-operating stirred media and planetary ball mills with CFD–DEM simulations. Chemical Engineering Science, 134, 648–662.
9. Hlungwani, O., Rikhotso, J., Dong, H., Moys, M.H. (2015). Further validation of DEM modeling of milling: effects of liner profile and mill speed. Minerals Engineering, 16, 993–998.
10. Persson, M., Pålsson, B.I., Lindqvist, M. (2019). Mill charge motion based on an integration of DEM and magnetite slurry CFD. Minerals Engineering, 140, 105879.
11. Haderbache, L., Medjahed, A., Hachama, M., Messadi, H. (2022). Study of DEM parameters for simulation of tumbling mills. Granular Matter, 24, 1–14.
12. Kalala, J.T., Bwalya, M., Moys, M.H. (2016). Discrete element method (DEM) modelling of evolving mill liner profiles due to wear. Minerals Engineering, 18, 1386–1394.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Jumanazarov Akmal Ruzikulovich	— Director of the Agency for Technical Regulation of Uzbekistan, PhD; Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: jumanazarov_a@mail.ru
Egamberdiyev Ilhom Pulatovich	— Professor of the department of Localization of Manufacturing processes, DSc; Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: Ilkhom1977@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0004-5149-5901
Ochilov Ulugbek Yunusovich	— PhD Student of the Department of Industrial Production Localization; Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: ulugbek_ochilov94@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0001-5488-4716
Mamadiyarov Akmal Jurakulovich	— Associate Professor of the Department of Industrial Production Localization; Navoi State Mining and Technological University, 210100, Navoi, M.Torobiy Str., 72, Uzbekistan. E-mail: amamadiyarov09@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-8658-6166

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ШНЕКА

Тошов Б.Р., Кушимов Ф., Джураев Н.Н.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.21589569

АННОТАЦИЯ В статье приведены сведения о конструкции, принципе работы и областях применения существующих шнековых конвейеров. Рассмотрены конструкции различных типов, проанализированы последние патенты и указаны их недостатки. Подробно описан усовершенствованный шнековый конвейер, на который получен новый патент. В конце статьи приведены выводы

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА шнек, сыпучий, конвейер, пластина, частота, производительность, стенд.

Введение

Винтовые (шнековые) конвейеры применяются в различных областях промышленности для транспортирования сыпучих, пылевидных, порошкообразных и реже мелкокусковых грузов.

К достоинствам винтовых конвейеров относятся надежность работы, простота конструкции, отсутствие наружных движущихся частей, а также возможность перемещения груза в герметичном кожухе.

Недостатками винтовых конвейеров являются значительное повреждение груза в результате его трения о винт и желоб, а также большой расход энергии.

Винтовой конвейер состоит из цилиндрического корпуса с загрузочным и разгрузочными люками. Рабочим элементом винтовых конвейеров является винт (шнек). Винты бывают сплошными, ленточными или в виде отдельных лопастей. Со сплошными винтами транспортируются легкосыпучие материалы, ленточные применяются для транспортировки слежавшихся грузов. Лопастные винты используются для транспортирования вязких грузов или при необходимости перемешивания материалов.

Винты также подразделяются на правые и левые. Если при вращении винта по часовой стрелке груз движется вперёд от наблюдателя, то винт является правым; если же при вращении по часовой стрелке груз движется назад, то винт является левым. Некоторые винтовые конвейеры состоят из двух частей, одна из которых правая, а другая — левая, что обеспечивает перемещение продукта в противоположных направлениях.

Шнековые конвейеры применяются не только как транспортные устройства, но и как технологическое оборудование. Например, в металлургической промышленности в шаровой мельнице винтовой механизм используется в качестве классификатора, разделяющего песок по крупности (фракциям). Винтовой сепаратор разделяет тяжёлые и лёгкие фракции песка. В пищевой промышленности шнековые конвейеры часто используются как смесители с одновременной транспортировкой продукта. В некоторых случаях они применяются в качестве дозаторов.

Шнековые конвейеры хорошо изучены различными авторами [1–15]. Рассмотрены шнековые конвейеры с волнистой поверхностью винта, приведены результаты теоретических исследований вертикальных и отклоняющих

колебаний двухходовых шнеков с волнистой поверхностью, а также конвейерных шнеков с криволинейным основанием и упругим элементом

Конструкции шнековых конвейеров-аналогов

В связи с этим предъявляются различные требования к конструкциям шнековых конвейеров. Этим обстоятельством объясняется актуальность работ по усовершенствованию конструкций винтовых конвейеров. Известны разнообразные конструкции шнековых конвейеров. Например, применяются винты с пластинами в следующих устройствах.

Известно устройство — винтовой конвейер, содержащий размещённый в желобе винт с продольными пластинами. Продольные пластины закреплены между витками и установлены по периметру винта диаметрально противоположно на расстоянии, равном половине шага винта. При этом пластины устанавливаются под углом $20\text{--}30^\circ$ к касательной наружного диаметра винта [3].

Также известен шнековый конвейер, содержащий полый корпус с загрузочным и выгрузочным окнами и приводной вал со спиральными рёбрами, который продольно установлен в полости корпуса. На рабочей спиральной поверхности шнека установлены рёбра длиной, равной высоте спирали шнека, в количестве трёх рёбер на один оборот (шаг). В данной конструкции рёбра имеют прямоугольную форму [4].

Усовершенствованная конструкция шнекового конвейера

Предлагается шнековый конвейер, содержащий размещённый в кожухе шнек и пластины, причём пластины выполнены в виде параллелограмма и закреплены на лицевой стороне шнековой полосы по радиусу, при этом один торец пластины совпадает с наружным диаметром шнека и расположен параллельно образующей цилиндрического кожуха [5].

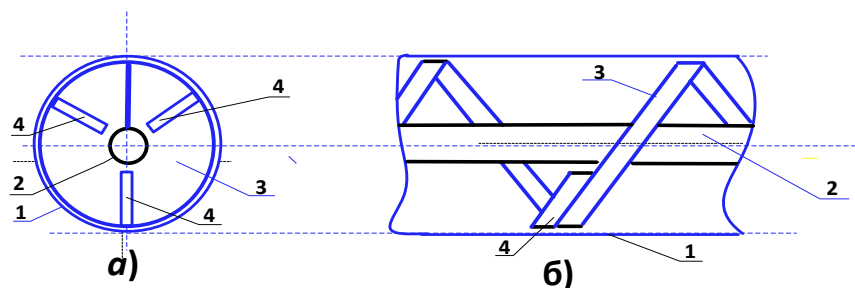


Рис. 1. а) поперечный разрез шнековой полосы с пластинами; б) продольный разрез шнековой полосы с пластинами.

Предлагаемый шнековый конвейер для транспортировки сыпучих грузов содержит цилиндрический кожух с загрузочными и разгрузочными люками, привод и шнек с пластинами. Пластины 4 закреплены на лицевой стороне шнековой полосы 3 по радиусу. Один торец пластины 4 совпадает с наружным диаметром шнека и расположен параллельно образующей цилиндрического кожуха 1. Другой торец пластины 4 обращён в сторону вала 2 и не достигает его (рис. 1).

Такая конструкция пластины позволяет увеличить зачерпывание груза, вследствие чего повышается производительность конвейера.

Устройство работает следующим образом: включается привод, начинает вращаться рабочий орган в виде шнека 3 с пластинами 4. Подаваемый через загрузочный люк насыпной груз перемещается вдоль цилиндрического кожуха 1 и выгружается через разгрузочный люк рабочим органом в виде шнека 3 с пластинами 4.

При вращении шнека пластины 4 контактируют с материалом в момент, когда они расположены перпендикулярно поверхности земли, и уносят с собой часть материала до достижения пластиной горизонтального положения относительно поверхности земли. При дальнейшем вращении часть материала, находящаяся на пластине, начинает высыпаться через другой край пластины, расположенный ближе к валу. Данный материал перемещается вперёд на расстояние, равное половине шага винта, что приводит к увеличению производительности конвейера.

Определение влияния размеров пластины (высоты и длины), угла её установки и количества пластин на производительность винтового конвейера требует проведения экспериментальных исследований. С увеличением высоты и длины пластины возрастает количество зачерпываемого груза. При этом длина пластины ограничивается расстоянием между пластиной и валом, через которое при вращении винта происходит высыпание сыпучего груза. Данное расстояние зависит от свойств транспортируемого материала, его влажности, коэффициента трения груза о поверхность пластины и времени высыпания материала с пластины.

На производительность винтового конвейера существенное влияние оказывает также угол установки пластины.

Различают угол установки пластины на поверхность спирали винта (α) и угол атаки пластины (β) (рис. 2). Угол α образуется между поверхностью спирали и пластиной, а угол β — между касательной к окружности и пластиной. Задача состоит в определении оптимальных соотношений углов α и β .

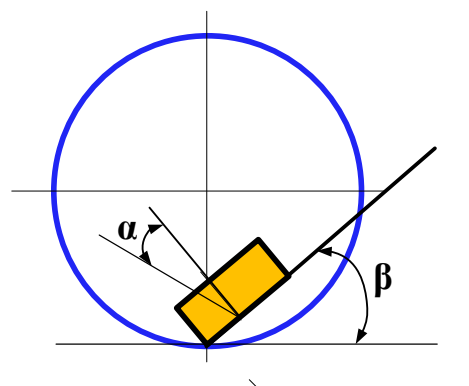


Рис. 2. Сечение шнека фронтальным разрезом.

Из рисунка видно, что при уменьшении угла атаки β до некоторой величины становится возможным увеличение длины пластины и, соответственно, зачерпывание большего количества сыпучего материала. Уменьшение угла установки пластины α до определённого значения, вероятно, приводит к увеличению производительности конвейера, так как большее количество груза удерживается на поверхности пластины при вращении винта. Уточнение оптимальных значений углов α и β требует проведения дополнительных исследований. Количество пластин определяется следующими соображениями: пластина, расположенная перпендикулярно горизонтальной поверхности, начинает зачерпывать насыпной груз и по мере вращения винта увлекает зачерпнутый груз до параллельного положения пластины относительно поверхности земли. При дальнейшем вращении винта с торца пластины начинает высыпаться сыпучий груз, и полностью он высыпается при достижении пластиной вертикального положения. До наступления этого момента следующая пластина должна начинать зачерпывание груза. Исходя из этих соображений, в круге поперечного сечения винта количество пластин должно быть менее четырёх, то есть оптимальное количество равно трём.

Основным количественным показателем винтового конвейера является его производительность, которая зависит от конструктивных параметров конвейера и технологических условий работы.

Производительность горизонтального винтового конвейера, м³/ч:

$$Q = 15 \cdot \rho \cdot \psi \cdot \pi \cdot D_B^2 \cdot t \cdot n$$

где: ψ — коэффициент заполнения желоба конвейера; D_B — диаметр винта, м; t — шаг винта, м; n — частота вращения винта, мин⁻¹.

Пластины зачерпывают груз и по мере вращения винта увлекают его, освобождая новое пространство для насыпного материала. Наличие пластин на поверхности винта приводит к увеличению коэффициента заполнения желоба конвейера.

Заклучение

Наличие пластин на поверхности винта приводит к увеличению коэффициента заполнения желоба конвейера (ψ), вследствие чего повышается производительность конвейера.

Применение предложенного шнекового конвейера приводит не только к увеличению производительности, но и к интенсификации процесса перемешивания при транспортировании разнородных сыпучих материалов. Особенно эффективно применение данной конструкции шнекового конвейера при транспортировании и одновременном перемешивании вязких материалов, например влажной глины.

SHNEK KONSTRUKSIYASINI TAKOMILLASHTIRISH

Toshov B.R., Kushimov F., Djuraev N.N.

Navoiy davlat konchilik-texnologiya universiteti, Navoiy, O'zbekiston.

ANNOTATSIYA Maqolada mavjud shnekli konveyerlarning konstruksiyasi, ishlash prinsipi va qo'llanilish sohalari haqida ma'lumotlar keltirilgan. Turli tipdagi konstruksiyalar ko'rib chiqilgan, so'nggi patentlar tahlil qilingan hamda ularning kamchiliklari ko'rsatib o'tilgan. Yangi patent olingan takomillashtirilgan shnekli konveyer batafsil tavsiflangan. Maqola yakunida xulosalar keltirilgan.

KALIT SO'ZLAR

shnek, sochiluvchan material, konveyer, plastina, chastota, unumdorlik, stand.

IMPROVEMENT OF SCREW (AUGER) DESIGN

Toshov B.R., Kushimov F., Djuraev N.N.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan.

ABSTRACT The article presents information on the design, operating principle, and areas of application of existing screw conveyors. Designs of various types are reviewed, recent patents are analyzed, and their shortcomings are identified. An improved screw conveyor design, for which a new patent has been obtained, is described in detail. The article concludes with final remarks and conclusions.

KEYWORDS

screw, bulk material, conveyor, plate, frequency, productivity, test bench.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Djuraev A., Davidbayev B., Juraev N., Beknazarov J.. Results of dynamic analysis of double-inlet screw conveyor machine assembly. E3S Web of Conferences 417, 06001 (2023) GEOTECH-2023 <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202341706005>
2. Рудь А. Метод выбора рационального угла наклона шнековой лопасти винтового конвейера / А. Рудь, Ю. Олигов // Известия высших учебных заведений: Северо-Кавказский регион: технические науки. – 2011. №5. – С. 55-57.
3. Харитонов Д.Н., Долгишев А.Н., Королев А.М. Авторское свидетельство СССР № 1135695 МПК В65 G 33/00 – 1983.
4. Часов Д.П., Тихонцов А.М. Шнековый конвейер. Патент №83441 Украина, МПК В65G 33/14. Опубликовано 10.09.2013, Бюл. № 17.

5. Тошов Б.Р., Шеров К.Т., Кушимов Ф. и др. Шнековый конвейер Патент Республики Казахстан FAP 11263 10.10.2025
6. Евстратова А.В. Влияние формы внутренней поверхности корпуса шнекового пресса на его производительность / Евстратова А.В. // Перспективы развития Восточного Донбасса. Сборник науч. тр. по материалам II Международной научно-практической конференции ШИ ЮРГТУ (НПИ). – Новочеркасск, УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ), 2007. – С. 113-118.
7. Евстратова А.В. Модель движения потока материала в вертикальном винтовом конвейере с рифленой поверхностью корпуса / Евстратова А.В., Олигов Ю.Б., Павлов Е.И. // Перспективы развития Восточного Донбасса. Сборник. науч. тр. Шахтинский институт (филиал) ГОУ ВПО ЮРГТУ (НПИ). Часть 2. – Новочеркасск : ЮРГТУ, 2009. 137-143.
8. Першин В.Ф. Экспериментальное исследование характера движения сыпучего материала вдоль оси барабанного смесителя / 143 В.Ф. Першин, Ю.Т. Селиванов, А.В. Орлов // Вестник Тамбовского государственного технического университета. – 2002. – Т. 8, № 2. – С. 265-271
9. Дячун А. Винтовой конвейер с вращающимся цилиндрическим кожухом / А. Дячун, Р. Грудовой, И. Гевко, М. Гевко // Научные труды Русенского университета «Ангел Кънчев»: Сельскохозяйственная техника и технологии. Аграрные науки и ветеринарная медицина. Ремонт и надежность. – 2012. – Том 51, серия 1.1. – С. 31-35.
10. Часов Д.П. Анализ количественных и качественных показателей производительности модернизированного шнекового конвейера / Д.П. Часов // Вісник національно технічного університету «ХПІ». – 2013 р., – С. 188-193.
11. Тихонцов А.М. Анализ производительности шнекового конвейера с установленной дополнительной лопастью / А.М. Тихонцов, Э.Н. Гречаник, Д.П. Часов // Сборник научных трудов Днепропетровского государственного технического университета (технические науки). – 2014. №2(25). – С. 83-86.
12. Коробочка А.Н. Определение эффективного угла начала движения металлической стружки на дополнительной лопасти шнекового конвейера / А.Н. Коробочка, Д.П. Часов // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2015. №1. – С. 123-125.
13. Пат. 2503606 Российская Федерация, МПК B65G 33/14, B65G 33/24. Шнековый конвейер / Ш.Б. Манюров, Д.Р. Ганин. № 2012118996/11; заявл. 11.05.2012; опубл. 10.01.2014. Бюл. № 1, 2014.
14. *Украина. МПК B65G 33/14 пат. №83441 зарег.10.09 2013 Бюл. № 17*
15. *Жураев А. Дж, Жураев Н.Н. Икки қиримли тўлқинсимон юзали винтли конвейернинг машина агрегати динамиқ таҳлили.* Механика ва технология илмий журналі. Наманган Мухандислик-қурилиш институти ISSN 2181-158x Наманган, 2023.- №3.,бетлар

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Toshov Buri Radjabovich	— Head of the Department of Engineering Mechanics, Candidate of Physical and Mathematical Sciences (PhD), Professor; Navoi Mining and Technological University, Galaba Shoh Street, Navoi, Uzbekistan. E-mail: btoshov1953@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0006-4058-1702
Kushimov Fakhriddin	— Senior Lecturer, Department of Engineering Mechanics, Navoi Mining and Technological University, Galaba Shoh Street, Navoi, Uzbekistan.
Djuraev Nodirbek Normurodovich	— Associate Professor, Department of Mechanical Engineering Technology, Navoi Mining and Technological University, Galaba Shoh Street, Navoi, Uzbekistan. E-mail: Nodirjura@mail.ru

ANALYSIS OF THE ECONOMIC EFFICIENCY OF IMPLEMENTING ELECTRONIC CONVEYOR SCALES AT COPPER PROCESSING PLANT 2.

¹Rozikulov A.N., ²Toshov J.B., ³Turgunbaev I., ⁴Drebenstedt C., ⁴Rodica C.S., ⁵Kurbonov R.D

¹Department of Mining and Special Civil Engineering, TU Bergakademie Freiberg, Germany.

²Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan.

³University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russia.

⁴Department of Mines, Oil and Gas, University of Petrosani, Petroșani, Romania.

⁵Profi University department of Economics, Tashkent, Uzbekistan.

Doi: 10.5281/zenodo.21589833

ABSTRACT

This article presents a technical and economic analysis of the feasibility of replacing mechanical conveyor scales with electronic ones at mills No. 6, 8, 10, and 12 of the Copper processing plant No. 2 in Uzbekistan. The relevance of the study stems from the increasing requirements for the accuracy of metrological accounting in the mining and beneficiation industries, as well as the need to optimize the consumption of process reagents and energy resources in the context of resource-intensive production. A comparative analysis of the metrological characteristics of mechanical and electronic conveyor scales was conducted; the absolute and relative errors in accounting for processed ore were calculated for each type of equipment; and a quantitative assessment of the annual economic benefit from the implementation of more accurate measuring instruments was provided. Issues related to standardizing the consumption of flotation reagents and electricity depending on the accuracy of weight control are examined. It has been established that switching to electronic scales reduces the relative error in accounting for processed ore from 2% to 1%, thereby reducing the absolute error by approximately 19,700 tons per year, which accounts for about 50% of the error of mechanical scales. The payback period for capital investments in new equipment does not exceed 7 months, which indicates the high investment attractiveness of the proposed technical solution. The results obtained can be used when planning technical modernization programs for similar processing plants.

KEYWORDS

conveyor scales, electronic scales, measurement error, ore beneficiation, economic benefit, CPP-2, equipment modernization

Introduction

The mining and metallurgical industry is one of the key sectors of Uzbekistan's economy, accounting for a significant share of the country's industrial output and export potential (Kirsanov, 2022). One of the largest facilities in the industry is the Almalyk Mining and Metallurgical Complex, which draws its raw materials from the Kalmakyr deposit, one of the largest copper-porphyry deposits in Central Asia (Cheng, 2018; Islamov, 2021). The mined ore is processed at copper concentrators, where the efficiency of production processes depends directly on the accuracy of material flow control throughout the entire value chain, beginning with ore extraction in the open pit. This includes effective drilling and blasting operations, loading and haulage of the mined material, primary and secondary crushing, ore stockpiling and blending, grinding and classification processes, as well as subsequent beneficiation stages (Toshov J. T., 2025; Alikulov Sh, 2025; Toshov J.B., 2024). Accurate monitoring and accounting of material flows at each of these stages are essential for maintaining process stability, optimizing equipment utilization, reducing losses, and ensuring the efficient recovery of valuable minerals.

Copper Processing Plant №2 (CPP-2), located in the Tashkent Region of the Republic of Uzbekistan, processes copper ore from the Kalmakyr deposit Figure 1. In a high-throughput mining operation, accurate measurement of the mass of processed raw materials is of particular importance, as these measurements are used to calculate the consumption of flotation reagents, electricity, water, and other production resources. Even minor deviations in the readings of weighing equipment can lead to significant economic losses due to the accumulation of errors when processing millions of tons of ore annually.

Belt scales are among the most critical tools for process control in mineral processing plants. Their readings serve as the basis for real-time management of grinding and flotation processes, as well as for planning the plant's production targets. At the same time, mechanical conveyor scales continue to be used in a number of process areas, although their metrological characteristics are inferior to those of modern electronic measurement systems (Deka, 2024; Toshov J. S., 2026; Rozikulov A. D., 2026). The higher error margin of mechanical scales reduces the accuracy of ore processing accounting and negatively affects the efficiency of reagent and energy consumption management.



Figure. 1. Kalmakyr deposit in Uzbekistan.

The accuracy of weight accounting for processed ore is one of the key factors in the effective management of the production process at ore processing plants (Hodouin, 2011; Rozikulov A. D., 2025). Belt scales are primary measuring instruments whose data are used to calculate the consumption of flotation reagents, water, electricity, and other resources allocated per ton of processed ore. Systematic errors in determining ore mass accumulate over the course of the production cycle and lead to significant discrepancies between planned and actual resource consumption figures. At a plant processing millions of tons of ore per year, even a slight reduction in measurement error yields a tangible economic benefit. Despite this, a number of mining and processing enterprises still operate mechanical belt scales with a relative error of up to 2%, whereas modern electronic equivalents provide an error of no more than 1% at comparable operating costs (Pryor, 2012; Mular, 2002).

The issue of modernizing weighing equipment is relevant from both a technical and an economic perspective. On the one hand, improving the accuracy of primary measurement lays the groundwork for more effective control of reagent usage and a reduction in

specific energy consumption. On the other hand, any technical solution requires an economic justification that includes an assessment of investment costs and the payback period. The objective of this study is to provide a comprehensive justification of the economic feasibility of replacing mechanical belt scales with electronic ones at mills No. 6, 8, 10, and 12 of the processing plant 2. To achieve this objective, the following tasks were addressed: a comparative analysis of the metrological characteristics of two types of weighing equipment in accordance with the requirements of GOST R 8.683 (Shikhov, 2025; Dovydenko, 2021; Tumilovich, 2024), Quantitative calculation of the annual absolute error in the accounting of processed ore for each type of scale; assessment of the error's impact on the accuracy of reagent and energy consumption standards; determination of the annual economic benefit from the implementation of new equipment; calculation of the payback period for capital investments using the simple payback method.

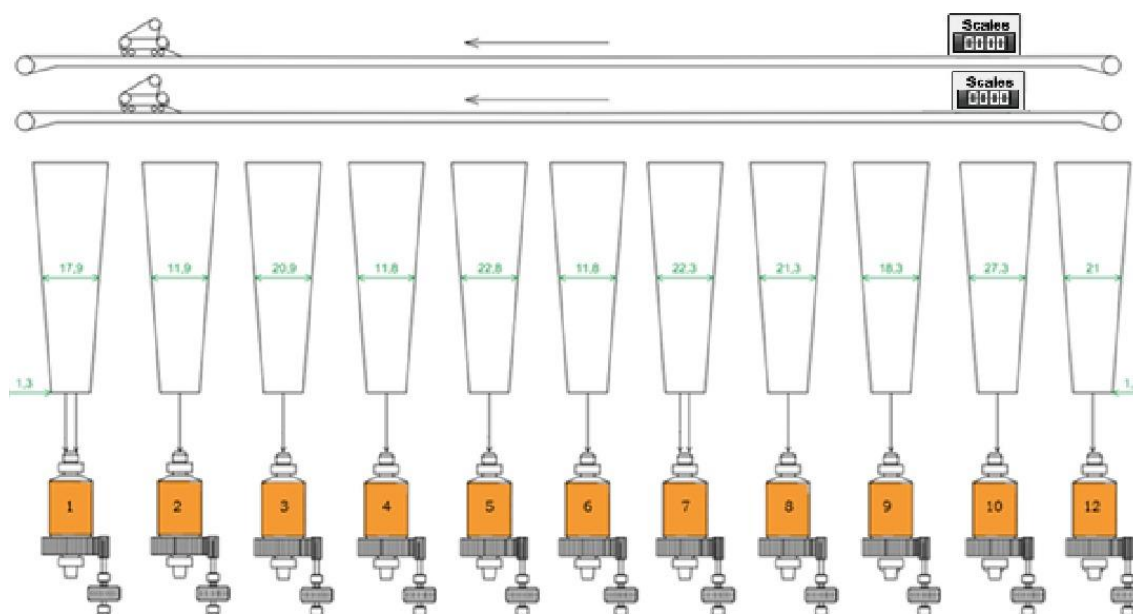


Figure 2. Schematic diagram of the grinding section in the CPP-2.

Subject of the study and calculation methods

The subject of this study is four conveyor mills at the CPP-2, № 6, 8, 10, and 12—equipped with mechanical scales that are due for replacement. The mills' capacities are as follows: Nos. 6, 8, and 10 — 45 tons per hour each; No. 12 — 90 tons per hour. The average capacity for the group is 56.2 t/h.

The average annual ore processing volume at these mills was calculated using the following formula:

$$Q = q \cdot n \cdot t \cdot T = 56,2 \cdot 4 \cdot 24 \cdot 365 = 1\,969\,248 \text{ t/year,}$$

where q — average output per mill (tons per hour); n — number of mills; t — number of hours in a day; T — number of days in a year.

The economic benefit of reducing measurement error was calculated based on the difference between

the absolute errors of mechanical and electronic scales, adjusted for the annual processing volume, followed by a cost assessment of the savings in reagents and electricity. The payback period was determined as the ratio of the total cost of purchasing new equipment to the annual economic benefit.

Results and Discussion

Comparative Analysis of Weighing Equipment Accuracy The error of mechanical conveyor scales in determining the mass of processed ore is 2%, whereas the error of electronic scales is 1%. The comparative performance metrics for the two types of equipment, assuming the same annual processing volume, are presented in Table 1.

Table 1.
Comparative Analysis of the Accuracy of Weighing Equipment.

Indicator	Mechanical scales	Digital scales
Measurement error	2,0 %	1,0 %
Annual processing capacity, tons	1 969 248	1 969 248
Absolute error per year, t	39 385	19 692
Difference in errors, t/year	—	19 693

As shown in Table 1, the use of electronic scales reduces the absolute annual error from 39,385 to 19,692 tons, or by 19,693 tons per year. This difference directly affects the accuracy of planning for the consumption of reagents and energy resources.

Economic impact

The consumption of flotation reagents, water, electricity, and other resources is calculated for ore processing. Any error in recording the processed volume results in a corresponding error in the calculation of these consumption figures. Switching to electronic scales with higher measurement accuracy

leads to cost savings through more precise resource allocation.

The total annual economic benefit of replacing the scales amounts to \$104,546, as confirmed by a detailed calculation of reagent consumption and energy costs (Table 1: Economic Benefit Calculation, attached to this paper).

Investment Evaluation and Payback Period

The cost of purchasing and installing four electronic conveyor scales is approximately \$58,000. Payback period:

$$T_{\text{payback period}} = 58.000 \$ / 104.546 \$ \approx 0,56 \text{ years} \\ (6-7 \text{ months}).$$

The resulting payback period is significantly less than one year, which, according to generally accepted criteria for evaluating investment projects, indicates the high economic efficiency of the proposed technical solution.

Conclusions

Based on the study conducted, the following conclusions have been drawn:

- Replacing the mechanical conveyor scales with electronic ones at mills No. 6, 8, 10, and 12 of the CPP-2 plant is technically and economically justified.
- The switch to electronic scales reduces the margin of error in tracking processed ore from 2% to 1%, which amounts to 19,693 tons per year.
- Improved measurement accuracy allows for the optimization of reagent consumption and energy costs, resulting in an annual cost savings of \$104,546.
- With capital costs of approximately \$58,000, the project's payback period is 0.56 years (approximately 6–7 months).
- The project is recommended for implementation as scheduled as part of the technical modernization program for the CPP-2 factory's equipment.

АНАЛИЗ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВНЕДРЕНИЯ ЭЛЕКТРОННЫХ КОНВЕЙЕРНЫХ ВЕСОВ НА МЕДНОМ ОБОГАТИТЕЛЬНОМ ЗАВОДЕ - 2.

¹Розикулов А.Н., ²Тошов Ж.Б., ³Тургунбаев И. ¹Дребенштедт К., ⁴Родика Ч.С., ⁵Курбонов Р.Д.

¹Технический университет «Горная академия» Фрайберг, Германия.

²Ташкентский государственный технический университет Ислама Каримова, Узбекистан.

³Московский университет науки и технологий «МИСиС», Москва, Россия.

⁴Кафедра горного дела, нефти и газа, Петрошанский университет, Петрошани, Румыния.

⁵Кафедра экономики, Profi University, Ташкент, Узбекистан.

АННОТАЦИЯ

В данной статье представлен технико-экономический анализ целесообразности замены механических конвейерных весов на электронные на комбинатах № 6, 8, 10 и 12 второго медеперерабатывающего завода в Узбекистане. Актуальность исследования обусловлена растущими требованиями к точности метрологического учета в горно-обогачительной промышленности, а также необходимостью оптимизации расхода технологических реагентов и энергоресурсов в условиях ресурсоемкого производства. Проведен сравнительный анализ метрологических характеристик механических и электронных конвейерных весов; рассчитаны абсолютные и относительные погрешности учета переработанной руды для каждого типа оборудования; дана количественная оценка годовой экономической выгоды от внедрения более точных измерительных приборов. Рассмотрены вопросы, связанные со стандартизацией расхода флотационных реагентов и электроэнергии в зависимости от точности контроля веса. Установлено, что переход на электронные весы снижает относительную погрешность учета переработанной руды с 2 % до 1 %, что позволяет сократить абсолютную погрешность примерно на 19 700 тонн в год, что составляет около 50 % погрешности механических весов. Срок окупаемости капиталовложений в новое оборудование не превышает 7 месяцев, что свидетельствует о высокой инвестиционной привлекательности предлагаемого технического решения. Полученные результаты могут быть использованы при планировании программ технической модернизации аналогичных обогащительных фабрик.

REFERENCES

1. Alikulov Sh, Toshov J, Mussin R, Rabatuly M, Tolovkhan B, Bogzhanova Zh, Gabitova A. 2025. "Study of rational solution parameters during in-situ uranium leaching." *Mining of Mineral Deposits*. (37-46.). doi:<https://doi.org/10.33271/mining19.01.037>.
2. Cheng, Z., Zhang, Z., Chai, F., Hou, T., Santosh, M., Turesebekov, A., & Nurtaev, B. S. 2018. "Carboniferous porphyry Cu–Au deposits in the Almalyk orefield, Uzbekistan: the Sarycheku and Kalmakyr examples." *International Geology Review*, 60(1) (1-20.). doi:<https://doi.org/10.1080/00206814.2017.1309996>.
3. Deka, R., Borthakur, P. P., Baruah, E., Sarmah, P., & Saikia, M. 2024. "A comprehensive review on mechanical conveyor systems: evolution, types, and applications." *Int. J. Nat. Eng. Sci. E*, 18(3) (164-183.).
4. Dovydenko, O. V., Samoylenko, A. I., & Petronevich, V. V. 2021. "System for metrological support for traceability of measurements of mass geometry characteristics." *Measurement Techniques*, 63(12) (966-973.).
5. Hodouin, D. 2011. "Methods for automatic control, observation, and optimization in mineral processing plants." *Journal of Process Control*, 21(2), 211-225.
6. Islamov, B. F., Isokov, M. U., & Chunikhin, S. G. 2021. "An Important Reserve of Improving the Assessment and Industrial Development of Large Complex Ore Deposits of Non-ferrous, Noble and Rare Metals (Uzbekistan)." *European Journal of Research Development and Sustainability*, 2(7) (51-57.).
7. Kirsanov, A. K., Volkov, E. P., Kurchin, G. S., Shkaruba, N. A., Nafikov, R. Z., & Teshaev, U. R. 2022. "The Central Asian states' role in the world mining industry." *Journal of Degraded & Mining Lands Management*, 9(3). (3431-3443). doi:<https://doi.org/10.15243/jdmlm.2022.093.3431>.
8. Mular, A. L., Halbe, D. N., & Barratt, D. J. 2002. *Mineral processing plant design, practice, and control: proceedings (Vol. 1)*. SME. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
9. Pryor, M. R. 2012. *Mineral processing*. Springer Science & Business Media.
10. Rozikulov, A., Drebenstedt, C., Stepanek, R. C., Shinwari, M., Sharipova, S. 2025. "Managed Aquifer Recharge (MAR) as a Tool for Sustainable Groundwater Management in Semi-Arid Regions." *Journal of Geoscience and Environment Protection*, 13 (12-40). doi:<https://doi.org/10.4236/gep.2025.1312002>.
11. Rozikulov, A., Drebenstedt, C., Toshov, J., Stepanek, C. 2026. "COMPARATIVE ANALYSIS OF CASE-TOOLS FOR LABORATORY INFORMATION SYSTEMS IN THE MINING INDUSTRY." *FUDMA Journal of science* (339-342). doi:<https://doi.org/10.33003/fjs-2026-1004-4811>.
12. Shikhov, A. I., Gogolinsky, K. V., Zubarev, A. S., Smorodinsky, Y. G., Kopytina, D. V., & Vinogradova, A. A. 2025. "Analysis of the Requirements for Metrological Support of Methods and Means of Ultrasound Control." *Russian Journal of Nondestructive Testing*, 61(3) (280-294.).
13. Toshov J.B., Fozilov D.M., Yelemessov K.K., Ruziev U.N., Abdullayev D.N., Baskanbayeva D.D., Bekirova L.R. 2024. "Increasing the durability of drill bit teeth by changing its manufacturing technology." *Obrabotka metallov*. 112-114. doi:<http://dx.doi.org/10.17212/1994-6309-2024-26.4-112-124>.
14. Toshov, J., Sherov, K., Toshov, B., Mazdubay, A., Nakhangov, K., Baratov, B., Kardiybay, S., Esirkepov, A., & Temirtas, K. 2026. "Studies of the Stress–Strain State of Rocks Under the Impact of Penetrators of Various Configurations Using the Ansys Software Package." *Applied Sciences*, 16(9) (4323). doi:<https://doi.org/10.3390/app16094323>.
15. Toshov, J., Toshniyozov, L., Shahani, N.M. et al. 2025. "Designing Efficient Drill Bits Using The Finite Element Analysis Method." *Mining, Metallurgy & Exploration* 42 (3695–3710). doi:<https://doi.org/10.1007/s42461-025-01406-x>.
16. Tumilovich, A. A. 2024. "Measurement and unit dissemination procedures as elements of a chain of metrological traceability of measurement results: comparative analysis and classification." *Measurement Techniques*, 67(2) (162-173.).

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Abrorkhon Rozikulov	— PhD Student at Department of Mining and Special Civil Engineering, TU Bergakademie Freiberg, Germany, E-mail: Abbrorkhon.Rozikulov@doktorand.tu-freiberg.de ORCID ID: https://orcid.org/0009-0004-7392-9678
Toshov Javokhir Buriyevich	— DSc, Professor at Tashkent State Technical University named after I. Karimov, 100095, Uzbekistan, Tashkent, Almazar district, University str. 2, E-mail: j.toshov@yandex.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-4278-1557
Izzatillo Turgunbaev	— PhD Student at University of Science and Technology MISIS, Russia, Moscow, Head of «ASU TP» department of MOF-2, E-mail: golden9226@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0009-2964-5199
Carsten Drebenstedt	— Univ.-Prof. Prof. e.h. Dr. Dr. h.c. mult. Technical University Bergakademie Freiberg, Germany, E-mail: Carsten.Drebenstedt@mabb.tu-freiberg.de ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-0921-4649
Rodica Cujba Stepanek	— PhD Student at Department of Mines, Oil and Gas, University of Petrosani, Petroșani, Romania, E-mail: RodicaStepanek@upet.ro ORCID ID: https://orcid.org/0009-0006-4941-0862
Kurbonov Ruzibek Dilmurod o'g'li	— BSc at Profi University department of Economics, Tashkent, Uzbekistan, E-mail: ruzibekkurbonov9@gmail.com

MECHANICAL AND TRIBOLOGICAL PROPERTIES OF DRILLING TOOL BITS: A REVIEW

¹J.U. Ziyamukhamedov, ²M. F. Wani

¹Tashkent State Transport University, Tashkent, Uzbekistan

²National Institute of Technology Srinagar, Srinagar

Doi: 10.5281/zenodo.21590134

ABSTRACT

Drill bits employed in oil and natural gas exploration operate under extremely harsh tribological environments characterized by high contact stresses, abrasive rock formations, elevated temperatures, corrosive drilling fluids, and cyclic impact loading. The performance, reliability, and service life of these drilling tools are largely governed by their mechanical and tribological characteristics. Therefore, the development and selection of drill bit materials require an optimal combination of high wear resistance, superior hardness, low coefficient of friction, excellent fracture toughness, thermal stability, and resistance to erosion and corrosion. Wear mechanisms such as abrasive wear, adhesive wear, erosive wear, thermal degradation, and fatigue-induced failure significantly influence drilling efficiency and operational costs. Advanced materials, including tungsten carbide composites, polycrystalline diamond compact cutters, thermally stable polycrystalline diamond, cubic boron nitride, and other superhard materials, have been extensively utilized to enhance performance under severe drilling conditions. This review summarizes the essential mechanical and tribological properties required for drill bits used in oil and gas exploration and discusses their influence on drilling efficiency, bit longevity, and failure prevention. Understanding these properties is important for the design and development of next-generation drilling tools capable of operating efficiently in increasingly demanding geological environments.

KEYWORDS

drill bits; mechanical properties; tribological properties; friction; wear; corrosion resistance; PDC cutters; tungsten carbide.

1. Introduction

In oil and natural gas exploration, the reliability, availability and maintainability (RAM) of drilling equipment play an important role in increasing

production and operational efficiency [1-4]. To achieve high RAM, it is necessary to reduce failures occurring during drilling and exploration. Common failures in drilling operations are closely associated

with the mechanical and tribological behavior of drill bits [2].

Drill bits are among the most critical components in oil and natural gas exploration because they directly determine the rate of penetration, drilling cost, and operational efficiency. During drilling operations, drill bits experience severe environments involving high contact pressures, elevated temperatures, abrasive rock particles, impact loading, corrosion, and cyclic stresses. Consequently, the mechanical and tribological performance of drill bits significantly influences their service life and drilling economics.

The two major categories of drill bits used in the petroleum industry are roller cone drill bits and polycrystalline diamond compact (PDC) drill bits. It is important to identify the mechanical and tribological failures occurring in drill bits and to determine their causes and failure modes [3,4]. The critical properties required for drill bit materials include high hardness, high wear resistance, high fracture toughness, high thermal stability, excellent corrosion and erosion resistance, and high fatigue strength [5]. If any of these properties deteriorates during operation, the functional performance of drilling operations can be significantly affected [6-10].

This study provides a systematic review of the critical mechanical and tribological properties of materials used in drill bits for oil and gas exploration. Desired material properties for drill bit design and fabrication are discussed, and typical failure mechanisms observed during drilling are summarized with examples.



Figure 1. Typical drill bit configuration used in oil and natural gas exploration [7].

2. Results and Discussion

2.1. Mechanical Properties of Drill Bits

Mechanical properties such as hardness, strength, elasticity, fracture toughness, impact resistance and dimensional stability are key parameters for the design

of mechanical components. Materials with higher and better-balanced values of these properties are generally more suitable for the design and fabrication of drill bits [11-14].

2.1.1. Hardness

Hardness is one of the most important mechanical properties governing the cutting efficiency and wear resistance of drill bits. Roller cone bits commonly employ tungsten carbide inserts with hardness values ranging from 1400 to 2200 HV, while PDC cutters utilize synthetic diamond layers with hardness values exceeding 7000 HV. The exceptional hardness of diamond enables PDC bits to drill abrasive and hard rock formations efficiently [11]. Representative values are summarized in Table 1.

2.1.2. Fracture Toughness

Although high hardness improves wear resistance, excessive brittleness may result in cutter failure. Therefore, fracture toughness is equally important for drill bit materials. Tungsten carbide-cobalt composites used in inserts provide a practical balance between hardness and toughness, whereas PDC cutters are engineered with optimized substrate and binder characteristics to enhance impact resistance and suppress crack propagation. As shown in Table 1, WC and PDC materials generally have lower fracture toughness values than carbon steel and high-speed steel, but their hardness and wear resistance are significantly higher.

2.1.3. Compressive Strength

Oil and gas drilling operations subject drill bits to high compressive loads that may reach several hundred megapascals. High compressive strength is essential to resist plastic deformation and maintain cutter geometry under severe drilling conditions. Synthetic diamond and tungsten carbide materials possess high compressive strength, making them suitable for deep-well and abrasive drilling applications. Representative values are given in Table 1.

2.1.4. Impact Strength

At the operational stage, drilling tools are subjected to shock loads and vibrations. Therefore, materials with better impact strength are preferred for the design and development of drill bits. Impact strength values may be obtained by Charpy, Izod or drop-blow testing, depending on the material and test standard.

2.1.5. Fatigue Resistance

Drill bits experience repeated loading cycles due to torsional vibration, stick-slip motion and bit whirl phenomena. These cyclic loads induce fatigue cracking, especially in the bit body and cutter-interface regions. Fatigue resistance is therefore essential for improving bit reliability and service life. In practice, fatigue performance depends strongly on material composition, heat treatment, microstructure, binder content, residual stresses and operating conditions.

2.1.6. Dimensional Stability

Downhole temperatures may exceed 250-350 °C in deep wells. Thermal degradation can soften binders, accelerate oxidation and reduce cutter integrity. Modern PDC cutters incorporate thermally stable

diamond composites and improved substrate designs to enhance thermal resistance. Dimensional stability at high temperature is therefore a critical design requirement for drill bit materials.

Table 1.
Mechanical properties of materials used in drill bits.

Property	Function in drilling	Representative values or target characteristics
Hardness	Penetration of hard formations and resistance to abrasive wear	1400-2200 HV for tungsten carbide inserts; synthetic diamond >7000 HV
Fracture toughness	Prevention of cracking, chipping and cutter fracture	9-15 MPa·m ^(1/2) for WC; 10-20 MPa·m ^(1/2) for PDC; 50-150 MPa·m ^(1/2) for carbon steel; 40-50 MPa·m ^(1/2) for high-speed steel
Compressive strength	Resistance to crushing loads and preservation of cutter geometry	6-8 GPa for PDC; 3-5 GPa for WC; 3-4 GPa for HSS
Impact strength	Survival under shock, vibration and intermittent rock contact	Test-dependent; commonly assessed by Charpy/Izod or drop-blow methods
Fatigue resistance	Resistance to cyclic torsion, vibration, stick-slip motion and bit whirl	Material- and microstructure-dependent; high endurance limit is required
Dimensional stability	Maintenance of cutting geometry at elevated downhole temperature	Low thermal expansion is required; approximately (1-6)×10 ⁻⁶ K ⁻¹ for diamond/carbide-based systems

2.2. Tribological Properties of Drill Bits

Tribology is the science of friction, wear and lubrication. Tribological developments over the last few decades have contributed significantly to the improvement of mechanical-system RAM at the operational stage. In drilling, tribology plays an important role in reducing maintenance costs, improving penetration rate, limiting energy losses and extending tool life [3,15]. Desired tribological characteristics of drill bit materials are summarized below.

2.2.1. Abrasive Wear

Abrasive wear is the dominant wear mechanism in oil and gas drilling. Hard mineral particles such as

quartz continuously scratch and plough cutting surfaces, causing gradual material removal. Tungsten carbide inserts and PDC cutters are specifically designed to minimize abrasive wear through high hardness and optimized microstructures.

2.2.2. Adhesive Wear

Under high contact pressures and temperatures, material transfer may occur between the cutter surface and rock formation, causing adhesive wear. This mechanism becomes more severe in sticky shale and clay formations, where rock fragments adhere to cutting surfaces and reduce drilling efficiency.

Table 2.
Tribological properties of materials used in drill bits.

Property	Importance in drilling	Representative values or target characteristics
High hardness	Reduction of abrasion, ploughing and plastic deformation	1400-2200 HV for tungsten carbide inserts; synthetic diamond >7000 HV
High wear resistance	Increase of RAM, bit life and drilling efficiency	Low wear coefficient is required; 10 ⁻⁶ -10 ⁻⁷ order may be targeted in controlled laboratory conditions
Low coefficient of friction	Reduction of torque, heat generation, energy consumption and lubricant demand	Formation- and drilling-fluid-dependent; low and stable friction is preferred
Adhesive-wear resistance	Reduction of material transfer and bit balling in sticky formations	Strong surface integrity and suitable coatings/textures are required
Impact-wear resistance	Resistance to micro-chipping and intermittent contact with hard inclusions	High toughness and strong cutter-substrate bonding are required
Thermal-wear resistance	Prevention of binder softening, oxidation and diamond graphitization	Thermally stable PDC/TSP and efficient heat dissipation are preferred
Corrosion and erosion resistance	Resistance to chlorides, sulfides, abrasive particles and high-velocity drilling mud	Protective coatings, optimized binder systems and erosion-resistant geometries are required

2.2.3. Impact Wear and Chipping

Intermittent contact with hard inclusions and heterogeneous rock formations causes impact loading and micro-chipping of cutters. Roller cone bits are particularly vulnerable to insert fracture and tooth breakage, whereas PDC cutters may suffer edge chipping and delamination of the diamond layer.

2.2.4. Thermal Wear

Friction between cutters and rock generates substantial heat during drilling. Excessive temperatures can result in thermal softening of binders, oxidation of materials and graphitization of diamond layers in PDC cutters, ultimately reducing cutting efficiency and tool life.

2.2.5. Corrosive and Erosive Wear

Drilling fluids often contain chlorides, sulfides and abrasive particles that contribute to corrosive and erosive degradation of drill bit materials. Erosion is especially severe around nozzles and fluid channels where drilling mud velocities are high.

3. Factors Affecting Mechanical and Tribological Performance

Several operational parameters influence drill bit performance:

- Weight on bit (WOB)
- Rotary speed (RPM)
- Drilling fluid composition
- Formation hardness and abrasiveness
- Temperature and pressure conditions
- Cutter geometry and orientation
- Vibration and stick-slip motion

Improper optimization of these parameters accelerates wear and shortens drill bit life. Materials commonly used for oil and gas drill bits combine these properties in different ways:

Tungsten carbide-cobalt (WC-Co): excellent hardness and wear resistance with good toughness.

Polycrystalline diamond compact (PDC): exceptional hardness and abrasion resistance for soft to medium-hard formations.

Thermally stable polycrystalline diamond (TSP): superior thermal stability and wear resistance.

Cubic boron nitride (CBN): high thermal stability and hardness for extreme environments.

For oil and gas drilling applications, the ideal drill bit material should simultaneously exhibit high hardness, high fracture toughness, excellent wear resistance, low friction coefficient, superior thermal stability, and strong corrosion and erosion resistance. Achieving an optimal balance between hardness and toughness is particularly critical because excessive hardness can reduce impact resistance, while excessive toughness may compromise wear resistance.

4. Surface Engineering Approaches for Performance Improvement

Recent research has focused on improving drill bit durability using advanced surface engineering technologies such as:

- Nanostructured coatings
- Diamond coatings
- Ceramic coatings
- Functionally graded materials
- Laser surface texturing
- Biomimetic surface engineering
- High-entropy alloy coatings

These technologies can reduce friction coefficients, improve hardness and increase wear resistance under severe drilling conditions. Biomimetic textured surfaces have shown promising reductions in friction and wear in drilling-related applications. Surface engineering and analytical techniques also help identify abrasive grooves, oxidation products, crack initiation sites and microstructural degradation mechanisms.

5. Research Gaps and Future Directions

Current research indicates several important areas requiring further investigation:

Development of high-entropy alloy and nanocomposite coatings for drill bits.

Real-time monitoring of wear using machine learning and sensor technologies.

Improved thermal management of PDC cutters.

Tribological studies under high-pressure/high-temperature (HPHT) drilling conditions.

Integration of additive manufacturing for customized drill bit designs.

Multi-scale modeling of wear mechanisms using finite element and discrete element methods.

6. Conclusions

The mechanical and tribological properties of drill bits play a decisive role in determining drilling efficiency, operational cost and tool longevity in the oil and natural gas industry. High hardness, fracture toughness, compressive strength, fatigue resistance and thermal stability are essential mechanical properties, whereas resistance to abrasive, adhesive, erosive, corrosive, impact and thermal wear governs tribological performance.

Advances in material science, coatings, surface engineering and predictive wear modeling are expected to significantly improve future drill bit technologies and support deeper and more challenging drilling operations. A balanced combination of hardness, toughness, friction control, wear resistance and thermal stability should therefore be considered the primary design criterion for next-generation drill bits.

REFERENCES

1. Wang, X.; Ma, C.; Yang, G.; Zhang, S.; Zhang, Y.; Jiang, Z.; Yu, L.; Zhang, P. Preparation of molybdenum disulfide/bentonite nanohybrid and its tribological properties as lubricant for water-based drilling fluids. *Tribology International*, 2025, 202, 110309. <https://doi.org/10.1016/j.triboint.2024.110309>
2. Fato, D. A.; Rahmani, O. Enhancing drilling fluid properties using biodegradable waste additives: A comprehensive study on water- and oil-based systems. *Journal of Environmental Management*, 2024, 370, 123007. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2024.123007>
3. Wani, M. F.; Gandhi, O. P. Development of maintainability index for mechanical systems. *Reliability Engineering & System Safety*, 1999, 65(3), 259-270. [https://doi.org/10.1016/S0951-8320\(99\)00004-6](https://doi.org/10.1016/S0951-8320(99)00004-6)
4. Ziyamukhamedov, J.; Wani, M. F.; Bhat, M. N. Tribological failure analysis of tungsten carbide tool inserts used in drilling operations. *Journal of Failure Analysis and Prevention*, 2025, 25(5), 2282-2289. <https://doi.org/10.1007/s11668-025-02267-8>
5. Macdonald, K. A.; BJune, J. V. Failure analysis of drill strings. *Engineering Failure Analysis*, 2007, 14, 1641-1666. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2006.11.073>
6. Chen, C.; Li, C.; Reniers, G.; Yang, F. Safety and security of oil and gas pipeline transportation: A systematic analysis of research trends and future needs using WoS. *Journal of Cleaner Production*, 2021, 279, 123583. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.123583>
7. Coherent Market Insights. Oilfield Drill Bits Market Size and Trends. <https://www.coherentmarketinsights.com/market-insight/oilfield-drill-bits-market-999>
8. Fang, H.; Duan, M. Offshore oil and gas drilling engineering and equipment. In: *Offshore Operation Facilities: Equipment and Procedures*. Elsevier, 2014, 141-340. <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-396977-4.00002-0>
9. Lukawski, M. Z.; Anderson, B. J.; Augustine, C.; Capuano Jr., L. E.; Beckers, K. F.; Livesay, B.; Tester, J. W. Cost analysis of oil, gas, and geothermal well drilling. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 2014, 118, 1-14. <https://doi.org/10.1016/j.petrol.2014.03.012>
10. Fan, Y.; Huang, Z.; Gao, D.; Li, Q. Experimental study of an Al₂O₃/WC-Co nanocomposite based on a failure analysis of hammer bit. *Engineering Failure Analysis*, 2011, 18, 1351-1358. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2011.03.028>
11. Abbas, R. K. A review on the wear of oil drill bits: Conventional and state-of-the-art approaches for wear reduction and quantification. *Engineering Failure Analysis*, 2018, 90, 554-584. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2018.03.026>
12. Albdiry, M. T.; Al-Mensory, M. F. Failure analysis of drillstring in petroleum industry: A review. *Engineering Failure Analysis*, 2016, 65, 74-85. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2016.03.014>
13. Ropyak, L. Y.; Pryhorovska, T. O.; Levchuk, K. H. Analysis of materials and modern technologies for PDC drill bit manufacturing. *Progress in Physics of Metals*, 2020, 21(2), 274-301. <https://doi.org/10.15407/ufm.21.02.274>
14. Guo, Y.; et al. Advances in the application of biomimetic surface engineering in the oil and gas industry. *Friction*, 2019. <https://doi.org/10.1007/s40544-019-0292-4>
15. Guerrero-Martin, C. A.; et al. Tribology of drill bits in the geothermal industry: A literature review. *Revista Fuentes: El Reventon Energetico*, 2024, 22(1), 7-20. <https://doi.org/10.18273/revfue.v22n1-20240018>

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Ziyamukhamedov Javokhirbek Ulugbekovich	—	Researcher of the department of Material Science and Mechanical Engineering, PhD; Tashkent state transport university, 100167, 1 Temiryolchilar Street, Mirobod District, Tashkent , Republic of Uzbekistan. E-mail: Javohir1995@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0002-1362-7892
Mohd Farooq Wani	—	PhD, HAG Professor at National Institute of Technology Srinagar India, Hazratbal, Srinagar, Jammu and Kashmir 190006, Republic of India. E-mail: mfwani@nitsri.ac.in ORCID: https://orcid.org/0000-0002-1747-5075

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИКИ РАБОТЫ PDC-ДОЛОТ В НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОДАХ С УЧЕТОМ ПРОЦЕССОВ ИЗНОСА И ВИБРАЦИОННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

Тошов Ж.Б., Эркинов Д.И., Юнусов Ж.Ф.

*Ташкентский государственный технический университет,
Ташкент, Узбекистан.*

Doi: 10.5281/zenodo.21590241

АННОТАЦИЯ В статье рассматриваются механические и динамические особенности работы PDC-долот при бурении неоднородных по прочности и структуре пород, включая влияние вибрационных режимов на стабильность разрушения породы, энергоэффективность процесса и скорость износа режущих элементов. Особое внимание уделено анализу механизмов возникновения продольных, крутильных и поперечных колебаний, а также их взаимному усилению при переходах между мягкими и твёрдыми пластами. Выполнено сопоставление механико-математических, энергетических и эмпирических моделей, применяемых для описания взаимодействия долота с породой, включая зависимости скорости проходки от осевой нагрузки и частоты вращения, критерии удельной механической энергии разрушения и методы диагностики неустойчивых режимов. Показано, что вибрации приводят к росту энергетических затрат, нарушению равномерности резания и ускоренному износу режущих элементов, включая сколы, термомеханическое разрушение и усталостные повреждения. На основе анализа моделей и экспериментальных наблюдений предложены инженерные решения для снижения вибраций, повышения стабильности работы долота и оптимизации режима бурения в сложно переслащенных разрезах.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА PDC-долото, неоднородные породы, вибрации, прерывистое вращение, износ резцов, скорость проходки, механические и энергетические модели бурения.

Введение

Бурение скважин в геологически неоднородных разрезах сопровождается множеством технических трудностей и неопределённостей. В разрезах нередко чередуются мягкие и твёрдые породы, присутствуют трещиноватые участки и каверны, что вызывает резкие изменения в режиме бурения: скачки скорости проходки, потери бурового раствора, ускоренный износ инструмента. Особенно критична ситуация при вскрытии трещиноватых зон, когда возможно внезапное поглощение раствора, вынуждающее приостановить работы и приводящее к дорогостоящим простоям [4].

Геологическая неоднородность сказывается на механизме разрушения пород: переход с мягких пластов (глины) на крепкие (песчаники, базальты) способен вызвать колебательные резонансные явления в системе «бурильная колонна – долото», особенно при некорректных параметрах режима бурения [3]. Это повышает риск разрушения долота, в том числе за счёт крутильных и осевых вибраций [2]. Поликристаллические алмазные долота (PDC) остаются основным типом бурового инструмента при роторном способе бурения. Современные конструкции с упрочнённой

матричной композицией и оптимизированной геометрией резцов демонстрируют высокую износостойкость и стабильную работу в диапазоне от мягких до среднекрепких пород. Однако при переходах через интервалы с резко отличающейся прочностью и абразивностью даже самые современные PDC-долота подвергаются усиленным вибрациям, ударным нагрузкам и неравномерному износу [1, 5].

В ответ на эти вызовы буровая отрасль предлагает несколько технических решений. Разрабатываются гибридные долота, совмещающие алмазные резцы и шарошечные элементы, что позволяет проходить сложные участки разреза без смены инструмента. В компоновку низа колонны внедряются демпфирующие модули и противовзятжные инструменты (например, AST), уменьшающие уровень вибраций. Также реализуются автоматизированные системы регулирования параметров бурения, в том числе системы верхнего привода с возможностью динамической корректировки скорости вращения и нагрузки на долото [7, 6].

Вибрационные процессы при бурении существенно влияют на качество разрушения породы и срок службы долота. Основными типами

колебаний бурильной колонны являются продольные (осевые), вращательные (крутильные) и поперечные (боковые). Продольные колебания возникают из-за периодического отрыва долота от забоя, что приводит к ударам и снижению скорости проходки. Вращательные проявляются в остановках и резких рывках долота вследствие накопления и последующей разрядки крутящего момента. Поперечные колебания связаны с нарушением соосности, при котором долото нестабильно вращается и ударяет по стенкам скважины, вызывая интенсивный боковой износ.

Эти виды колебаний часто действуют одновременно, усиливая друг друга, и являются одной из основных причин преждевременного выхода из строя поликристаллических алмазных долот. Вибрации вызывают усталостные трещины, разрушение алмазного слоя и повреждение корпуса, а также отрицательно влияют на надёжность измерительного оборудования. Контроль вибраций необходим для поддержания высокой скорости проходки и снижения аварийности.

Цель работы - проанализировать особенности функционирования PDC-долот в неоднородных по

прочности породах, определить закономерности их износа в вибрационных режимах и рассмотреть применяемые модели, описывающие эти процессы.

Методология

В работе использован комплексный подход, сочетающий теоретический анализ, математическое моделирование и обобщение полевых данных. Основное внимание уделено четырём классам моделей, применяемых для анализа работы PDC-долот в неоднородных породах.

Механико-математические модели опираются на законы механики сплошной среды и контактного взаимодействия резца с породой. Классическая зависимость для оценки скорости проходки предложена В. К. Маурером [1], где скорость механического углубления выражается через осевую нагрузку и частоту вращения. В обобщённом виде связь может быть представлена формулой:

$$v = k P^m n^p \quad (1)$$

что показывает чувствительность скорости к колебаниям нагрузки и вращения.

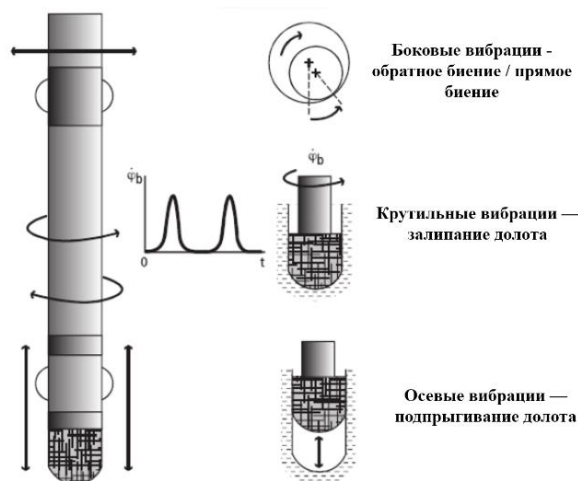


Рис.1. Типы вибраций бурильной колонны при работе долота: (а) осевые (подпрыгивание долота), (б) крутильные, в (рывки при вращении), (с) боковые (прецессионное биение). Вибрации долота вызывают ударные нагрузки, неравномерное разрушение породы и ускоренный износ резцов

Современные численные схемы А. Н. Петрова и С. В. Гаврилюка [2] описывают динамику системы «станок – колонна – долото – порода» с использованием уравнения крутильных колебаний:

$$J \frac{d\omega}{dt} = M_{\text{прив}} - M_{\text{пор}}, \quad (2)$$

где изменение момента сопротивления породы $M_{\text{пор}}$ при переходе через более твёрдый пласт вызывает падение угловой скорости. Это приводит к появлению режима прерывистого вращения долота: периодов «залипания» на забое, когда

скорость почти равна нулю, и последующих резких проворотов.

Исследования М. А. Сидорова и И. Л. Кузнецова [3] показывают, что прерывистое вращение формирует динамическую составляющую крутящего момента:

$$M_{\text{дин}} = c \Delta\omega, \quad (3)$$

что создаёт ударные нагрузки на резцы и усиливает их износ.

Геомеханическая модель А. В. Баркова [4] учитывает влияние трещиноватости породы:

$$\sigma_{\text{эф}} = \sigma_0(1 - \alpha f), \quad (4)$$

и показывает, что ослабленные зоны вызывают дополнительные колебания и способствуют переходу к прерывающемуся вращательному режиму, поскольку долото то резко утыкается в твёрдую прослойку, то проваливается в разрушенную.

Энергетические модели оценивают эффективность бурения через удельную механическую энергию разрушения породы. Базовый критерий, предложенный Р. Тезлом [5], имеет вид:

$$E_{\text{мех}} = \frac{P}{F} + \frac{2\pi M}{Fv}, \quad (5)$$

где P — осевая нагрузка, M — крутящий момент, v — скорость проходки, F — площадь долота. При развитии вибраций знаменатель v снижается, а M и неравномерность нагрузки растут, что приводит к увеличению $E_{\text{мех}}$. Именно эта энергия является индикатором перехода к неэффективному режиму резания.

Многopараметрическая схема А. Т. Бургуйна и Ф. С. Янга [6] использует диаграммы «нагрузка—частота вращения», где граница устойчивости приближённо описывается зависимостью:

$$n_{\text{кр}} = C \sqrt{\frac{P}{D}}, \quad (6)$$

что позволяет рассчитывать безопасный диапазон частот вращения долота.

Работы А. А. Павлова и С. Н. Григорьева [7] показывают, что оптимизация режима возможна через минимизацию чувствительности удельной энергии к изменению нагрузки:

$$\frac{dE_{\text{мех}}}{dP} \rightarrow \min. \quad (7)$$

Такая связь подчёркивает отличие энергетических моделей от механико-математических: если первые фиксируют эффект вибраций на энергию разрушения, то вторые описывают зарождение самих вибраций.

Кинематические модели описывают геометрию и движение инструмента и используются для прогноза траектории и предупреждения искривлений. Т.Ш. Ахмедов и К.Н. Ибрагимов [8] применяют данные 3D-сеймики и ГИС для раннего выявления разломов. Методика О.И. Ильмендеевой и В.А. Носова [9] использует данные каротажа во время бурения для адаптации параметров промывки и траектории в сложных пластах.

Эмпирические и нейросетевые модели основываются на обработке больших массивов данных бурения. Такие подходы используют регрессионные зависимости, статистические признаки и нестационарные параметры режима для выявления закономерностей, недоступных традиционному анализу. Нейросетевые алгоритмы, реализованные А. С. Киселёвым и С. В. Нечаевым [10], формируют прогноз вероятности осложнений на основе набора входных

параметров. В простейшем виде входной вектор может быть представлен как:

$$X = \{P, n, M, \Delta p, Q, E_{\text{мех}}\}, \quad (8)$$

где: P — нагрузка на долото, n — частота вращения, M — крутящий момент, Δp — перепад давления, Q — расход промывочной жидкости, $E_{\text{мех}}$ — удельная энергия разрушения.

Нейросетевая модель рассчитывает вероятность осложнения как нелинейное отображение входов:

$$Y = f(X), \quad (9)$$

где Y — вероятность прихвата, поглощения или перехода к прерывистому вращению.

Для повышения устойчивости прогноза гибридные модели, использованные Е. Г. Гуриновым и Н. Ю. Ключниковым [11], объединяют физические зависимости и статистическую аппроксимацию. В обобщённом виде это выражается как:

$$Y_{\text{итог}} = \lambda Y_{\text{физ}} + (1 - \lambda) Y_{\text{стат}}, \quad (10)$$

где: $Y_{\text{физ}}$ — прогноз на основе физических моделей (энергетических или механико-математических), $Y_{\text{стат}}$ — нейросетевой или регрессионный прогноз, λ — весовой коэффициент согласования.

В промышленной практике системы типа LOGIX [12] интегрируют геологические данные, телеметрию, параметры режима бурения и позволяют в реальном времени корректировать выбор нагрузки и частоты вращения для предотвращения развития вибрационного режима. Например, при обнаружении роста механической энергии разрушения:

$$E_{\text{мех}}^{(t+1)} - E_{\text{мех}}^{(t)} > \Delta E_{\text{кр}}, \quad (11)$$

система автоматически снижает частоту вращения или увеличивает подачу промывочной жидкости для стабилизации процесса.

Результаты

Исследование показало, что бурение по разрезам с чередующимися по твёрдости пластами характеризуется выраженной динамической неустойчивостью. В мягких интервалах долото работает в квазистационарном режиме, формируя равномерную стружку. При выходе на более прочные включения сопротивление породы возрастает скачкообразно, что инициирует автоколебательные процессы в системе «буровой привод - бурильная колонна - долото». Наиболее характерным проявлением является снижение средней угловой скорости и рост амплитуды крутящего момента, что наблюдается при развитии крутильных колебаний.

Полученные моделирования подтверждают, что полностью исключить крутильные осцилляции при бурении неоднородных пород практически невозможно. Частота и амплитуда колебаний определяются контрастом прочности между

соседними интервалами. Так, переход от глинистых сланцев (~20 МПа) к песчаникам (~50-80 МПа) вызывает самовозбуждение крутильных колебаний частотой порядка 1-2 Гц с относительным снижением угловой скорости до 80 %. В полевых условиях такие режимы проявляются в виде рывков ротора и колебаний давления на стояке.

Неоднородность породы также приводит к локальным изменениям траектории разрушения. В мягких прослойках наблюдается эффект «дрожащего резания», когда резец недогружается и не достигает проектной глубины резания. В твёрдых включениях возможны кратковременные остановки долота, сопровождаемые последующим рывком, что создаёт ударные нагрузки. Оба механизма оказывают неблагоприятное влияние на ресурс инструмента и снижают механическую скорость проходки.

Поликристаллические алмазные резцы изнашиваются вследствие совокупности абразивного воздействия, ударных нагрузок и теплового разрушения. В однородных породах преобладает абразивный механизм: формируется гладкая фаска износа. В неоднородных разрезах к нему добавляются динамические воздействия.

Вибрации (особенно боковые и крутильные) приводят к многократным микроударным контактам резца с породой и стенками скважины. Подобные нагрузки вызывают скалывание алмазного слоя и растрескивание подложки, что соответствует хрупкому механизму разрушения. Отмечены случаи, когда после непродолжительной работы в чередующихся пластах часть резцов демонстрировала равномерный абразивный износ, тогда как другие имели выбоины и выломы, характерные для ударного разрушения.

Режимы проскальзывания сопровождаются трением без эффективного резания, что приводит к локальному нагреву режущей грани и тепловому выкрашиванию. Высокочастотные крутильные колебания усиливают данный механизм: при чередовании остановок и резкого вращения концентрируются ударные и тепловые нагрузки, вызывая термомеханическую усталость материала резцов.

Типичные формы повреждений зависят от доминирующего вибрационного режима. Осевые удары вызывают выбоины на передних гранях; боковое биение приводит к износу и разрушению калибрующих резцов; крутильная неустойчивость сопровождается локальными трещинами и термомеханическим разрушением. Таким образом, анализ формы износа позволяет диагностировать преобладающий режим колебаний и условия работы инструмента.

Вибрационные процессы существенно уменьшают энергетическую эффективность разрушения породы. Результаты расчётов подтверждают данные о росте удельной энергии резания и снижении средней механической скорости проходки до 20-50 % при развитых крутильных колебаниях. Полевые наблюдения показывают, что интервалы с повышенными вибрациями характеризуются ускоренным затуплением долот и сокращением проходки на одно долото.

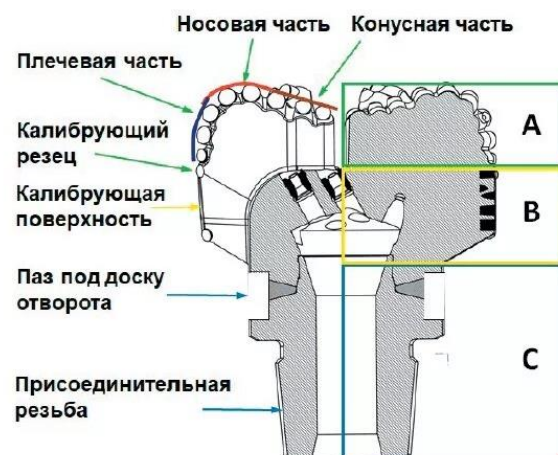


Рис.2. Основные конструктивные элементы PDC-долота и функциональные зоны А-С.

Высокочастотные вращательные колебания снижают ресурс бурильных труб, вызывают усталостные разрушения и могут приводить к раскручиванию резьбовых соединений. Анализ зон риска в координатах WOB-RPM позволяет выделить неблагоприятные области, в которых повышена вероятность возникновения осевых, боковых или крутильных вибраций. Высокая осевая нагрузка при низких оборотах способствует развитию крутильной неустойчивости; высокая скорость вращения при недостаточной нагрузке - боковым биением; слишком малый WOB - подпрыгиванию долота.

Использование адаптивных систем управления параметрами бурения (например, инструментов стабилизации вращения и алгоритмов автоматического регулирования) позволяет удерживать работу долота в оптимальном диапазоне. Моделирование и данные полевых испытаний показывают, что применение адаптивного регулирования уменьшает амплитуду крутильных колебаний в 2-3 раза и увеличивает механическую скорость проходки на 30-60 %.

Геометрия PDC-долота определяет его устойчивость к вибрациям и эффективность разрушения породы. На рисунке 2 показано, что долото состоит из трёх функциональных зон - рабочей (А), стабилизирующей (В) и силовой (С).

Носовая и конусная часть формируют основное резание, калибрующая зона задаёт направление ствола и уменьшает боковые биения, а нижняя часть отвечает за передачу нагрузки и крутящего момента. Конфигурация лопастей, расположение резцов и гидравлических насадок определяют распределение нагрузки и характер взаимодействия долота с породой.

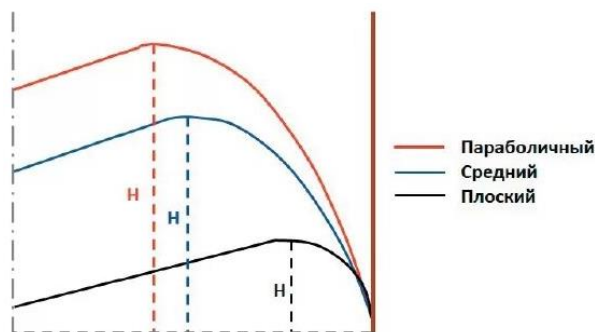


Рис.3. Типы профиля рабочей поверхности PDC-долота: плоский, средний и параболический.

Профиль рабочей поверхности также влияет на динамику бурения. На рисунке 3 показаны три распространённых варианта - плоский, средний и параболический. Плоский обеспечивает стабильность в мягких породах, средний подходит для перемежающихся пластов, а параболический показывает наибольшую эффективность в твёрдых породах, обеспечивая более глубокое врезание при меньших колебаниях нагрузки. Выбор профиля определяет устойчивость долота к продольным, крутильным и поперечным вибрациям и должен учитывать изменчивость свойств разреза.

Обсуждение

Полученные результаты подтверждают необходимость комплексного подхода при анализе работы PDC-долот в неоднородных породах. Ни одна модель по отдельности не даёт полной картины, а объединение механико-математических, энергетических и эмпирических методов позволяет сформировать практические рекомендации.

Во-первых, подтверждено ключевое влияние вибраций на ресурс долота. Особенно опасны крутильные колебания с периодическими остановками и рывками, которые вызывают резкий рост нагрузки, снижают скорость проходки и ускоряют износ режущих элементов. Рост удельной энергии разрушения при отсутствии увеличения скорости проходки является надёжным признаком начала неустойчивого режима. Мониторинг осевых и крутильных ускорений, крутящего момента и удельной энергии в реальном времени позволяет своевременно

распознавать такие состояния и корректировать режим работы.

Во-вторых, выявлено, что различные типы моделей выполняют разные функции. Механико-математические расчёты подробно объясняют происхождение автоколебаний, но требуют значительных вычислительных ресурсов. Энергетические подходы удобны тем, что дают простые и оперативные критерии оценки эффективности бурения. Эмпирические и нейросетевые методы обеспечивают быстрое обнаружение опасных тенденций, но нуждаются в корректировке на основе физических закономерностей. Наиболее эффективной представляется комбинированная схема, где эмпирические алгоритмы работают в связке с физическими ограничениями.

В-третьих, конструкция и материалы долота существенно влияют на его устойчивость. В неоднородных разрезах конструктивные решения, повышающие ударную вязкость резцов и устойчивость корпуса, позволяют снизить вероятность сколов и растрескивания. Применение гибридных долот и долот с различными типоразмерами резцов помогает сглаживать перепады твёрдости пород и уменьшать вибрационные нагрузки. Подбор долота должен учитывать степень неоднородности разреза и ожидаемый характер колебаний.

В-четвёртых, меры по снижению вибраций включают оптимизацию сочетаний осевой нагрузки и скорости вращения, применение амортизаторов и устройств против заклинивания, установку стабилизаторов для уменьшения изгибных колебаний и корректный выбор гидравлической компоновки. Поддержание параметров в допустимом диапазоне, определяемом по режимным картам, обеспечивает максимальную скорость проходки при минимальном уровне колебаний.

Несмотря на ряд ограничений, связанных с обзорным характером работы и зависимостью от литературных данных, выявленные закономерности остаются универсальными. Перспективным направлением является развитие моделей, способных прогнозировать возникновение автоколебаний в режиме реального времени и автоматически подстраивать режим бурения под изменения свойств пород. Это позволит повысить ресурс долота, улучшить стабильность процесса и снизить аварийность.

Заключение

Проведённый анализ показал, что работа PDC-долот в неоднородных по прочности породах определяется сочетанием механических, энергетических и вибрационных процессов. Установлено, что перемежающиеся по твёрдости пласты неизбежно вызывают неустойчивые

режимы бурения, сопровождающиеся продольными, крутильными и поперечными колебаниями. Эти колебания приводят к росту удельной энергии разрушения, снижению механической скорости проходки и интенсивному износу режущих элементов.

Показано, что характер вибраций и износа тесно связан с конструкцией долота, профилем его рабочей поверхности и размещением резцов. Выявленные закономерности подтверждают необходимость подбора типа долота, геометрии режущей части и гидравлической схемы с учётом неоднородности разреза. Оптимизация режима бурения, применение амортизирующих и стабилизирующих устройств, а также контроль параметров в реальном времени позволяют

существенно уменьшить амплитуду колебаний и продлить ресурс долота.

Исследование подтвердило, что комбинация механико-математических, энергетических и эмпирических моделей обеспечивает наиболее полное описание процесса бурения и должна использоваться для проектирования компоновок, выбора инструмента и управления режимами. Дальнейшее развитие требуют методы прогноза вибраций и износа в реальном времени, основанные на объединении физических принципов и данных многопараметрового мониторинга. Их внедрение позволит повысить устойчивость процесса и эффективность бурения в сложноперегруженных разрезах.

NOTEKIS QATLAMLARDA PDC-DOLOTALAR ISHLASH MEXANIKASINI YEYILISH JARAYONLARI VA VIBRATSION TA'SIRLARNI HISOBGA OLGAN HOLDA TADQIQ ETISH

Toshov J.B., Erkinov D.I., Yunusov J.F.

Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O'zbekiston.

ANNOTATSIIYA Maqolada mustahkamligi va tuzilishi bo'yicha notekis bo'lgan qatlamlarda PDC-dolotalarning ishlashiga xos bo'lgan mexanik va dinamik jarayonlar tahlil qilinadi. Ayniqsa, tebranish rejimlarining tog' jinsini barqaror ezish jarayoniga, burg'ilashning energiya samaradorligiga hamda kesuvchi elementlar yeyilish tezligiga ta'siri alohida o'rganiladi. Shuningdek, yumshoq va qattiq qatlamlar o'rtasidagi o'tish zonalarida yuzaga keladigan bo'ylama, burilish (krujilma) va yonlama tebranishlarning kelib chiqish mexanizmlari hamda ularning o'zaro kuchayishi tahlil qilingan. Maqolada dolota va tog' jinsi o'zaro ta'sirini tavsiflovchi mexanik-matematik, energetik va empirik modellarning taqqoslovchi sharhi beriladi. Bu doirada o'qi yuklanishi va aylanish tezligiga bog'liq ravishda o'tish tezligining o'zgarish qonuniyatlari, tog' jinsini buzish uchun zarur bo'lgan maxsus mexanik energiya mezonlari, shuningdek, burg'ilashning beqaror rejimlarini aniqlash usullari ko'rib chiqiladi. Tadqiqot natijalari tebranishlarning energiya sarfini oshirishi, kesish jarayonining bir maromda borishini buzishi va kesuvchi elementlarning yemirilishini kuchaytirishini ko'rsatadi. Bunga qirindilarni uchirib yuborish, termomexanik shikastlanish va charchoqdan hosil bo'ladigan yorilishlar kiradi.

KALIT SO'ZLAR PDC-dolota, notekis qatlamlar, tebranishlar, uzilib-aylanish rejimi, kesuvchi element yeyilishi, o'tish tezligi, mexanik va energetik burg'ilash modellari.

INVESTIGATION OF THE OPERATING MECHANICS OF PDC DRILL BITS IN HETEROGENEOUS ROCK FORMATIONS WITH CONSIDERATION OF WEAR MECHANISMS AND VIBRATION EFFECTS

Toshov J.B., Erkinov D.I., Yunusov J.F.

Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan.

ABSTRACT The article examines the mechanical and dynamic features of PDC bit performance when drilling formations heterogeneous in strength and structure, with particular emphasis on the influence of vibration regimes on rock destruction stability, energy efficiency of the drilling process, and cutter wear rate. Special attention is given to the analysis of mechanisms responsible for axial, torsional, and lateral vibrations, as well as their mutual amplification when transitioning between soft and hard layers. A comparative review of mechanical-

mathematical, energy-based, and empirical models describing bit-rock interaction is provided, including dependencies of penetration rate on axial load and rotational speed, criteria of specific mechanical energy of rock destruction, and methods for diagnosing unstable drilling regimes. It is demonstrated that vibrations increase energy consumption, disrupt uniform cutting, and accelerate cutter degradation through chipping, thermomechanical damage, and fatigue failure. Based on model analysis and experimental observations, engineering solutions are proposed to reduce vibrations, improve bit stability, and optimize drilling performance in complex, interbedded formations.

KEYWORDS

PDC bit, heterogeneous formations, vibrations, intermittent rotation, cutter wear, rate of penetration, mechanical and energy-based drilling models.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Маурер, В.К. Механика разрушения горных пород при бурении / В.К. Маурер. - М.: Недра, 1965. - 210 с.
2. Петров, А.Н. Математическое моделирование взаимодействия буровой колонны и долота с породой / А.Н. Петров, С.В. Гаврилюк // Вестник технических наук. - 2020. - № 4. - С. 112-119.
3. Сидоров, М.А. Влияние неравномерности вращения долота на динамику бурения / М.А. Сидоров, И.Л. Кузнецов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2021. - № 6. - С. 95-100.
4. Барков, А.В. Геомеханическое моделирование устойчивости ствола скважины в трещиноватых породах / А.В. Барков // Инженерный журнал. - 2019. - № 3. - С. 78-84.
5. Teale, R. The concept of specific energy in rock drilling / R. Teale // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. - 1965. - Vol. 2, No. 1. - P. 57-73.
6. Bourgoyne, A.T. Applied Drilling Engineering / A.T. Bourgoyne, F.S. Young. - Richardson: Society of Petroleum Engineers, 1986. - 502 p.
7. Павлов, А.А. Энергетические модели бурения и прогноз износа долота / А.А. Павлов, С.Н. Григорьев // Бурение и нефть. - 2022. - № 10. - С. 31-35.
8. Ахмедов, Т.Ш. Прогноз разломов по 3D-сейсмике и ГИС при бурении / Т.Ш. Ахмедов, К.Н. Ибрагимов // Геология и разработка нефтяных и газовых месторождений. - 2020. - № 2. - С. 60-65.
9. Ильмендеева, О.И. Оперативный контроль геологических границ с использованием LWD / О.И. Ильмендеева, В.А. Носов // Бурение и нефть. - 2021. - № 5. - С. 40-44.
10. Киселёв, А.С. Применение нейросетей для предсказания осложнений при бурении / А.С. Киселёв, С.В. Нечаев // Интеллектуальные технологии в геологии. - 2024. - № 1. - С. 23-29.
11. Гуринов, Е.Г. Гибридные модели прогноза аварий в сложных геологических условиях / Е.Г. Гуринов, Н.Ю. Ключников // Геоинформатика. - 2023. - № 6. - С. 70-75.
12. Halliburton. LOGIX Real-Time Optimization System [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <https://www.halliburton.com/>, свободный. - Дата обращения: 01.12.2025.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Toshov Javokhir Buriyevich	— DSc, Professor at Tashkent State Technical University named after I. Karimov, 100095, Uzbekistan, Tashkent, Almazar district, University str. 2, E-mail: j.toshov@yandex.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-4278-1557
Erkinov Dilshodbek Ilhomovich	— PhD Student, Tashkent State Technical University named after I. Karimov, 100095, Uzbekistan, Tashkent, Almazar district, University str. 2. E-mail: dilshodbek.ilhomovich@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0006-5970-416X
Yunusov Jasurbek Farxod o'g'li	— Assistant of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical University named after I. Karimov, 100095, Uzbekistan, Tashkent, Almazar district, University str. 2. E-mail: jasurbekyunusov@tdtu.uz ORCID ID: https://orcid.org/0009-0002-5126-0059

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПЕРЕДАЧЕ ЭНЕРГИИ В УДАРНОЙ СИСТЕМЕ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ПЕРФОРАТОРОВ

Т.Ж. АННАКУЛОВ, Б.О. ОТАЖОНОВ, Ж.Ф. ЮНУСОВ

Ташкентский государственный технический университет, Ташкент, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.21590356

АННОТАЦИЯ В статье проведён анализ деформаций, возникающих в процессе передачи энергии в ударной системе пневматических перфораторов. Механизм локальных контактных деформаций, формирующихся в момент удара, а также продольных упругих волн, распространяющихся вдоль волноводного стержня, исследован с позиций теоретического, экспериментального и численного моделирования. Полученные результаты позволяют оценить возможности повышения эффективности передачи ударной энергии горной породе.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА пневматический перфоратор, ударная система, упругая деформация, волновая передача, энергетический баланс.

Введение

В результате освоения новых месторождений и расширения производственных мощностей предприятий объёмы добычи непрерывно возрастают. Добыча и переработка твёрдых полезных ископаемых, строительство подземных сооружений, а также получение строительных материалов связаны с необходимостью разрушения значительных объёмов горных пород, что, в свою очередь, требует больших затрат труда, времени, энергии и финансовых ресурсов. В настоящее время основная часть горной массы перерабатывается буровзрывным способом, одним из ключевых этапов которого является бурение шпуров и скважин. Данный процесс представляет собой крайне трудоёмкий и тяжёлый цикл горно-проходческих работ при добыче полезных ископаемых. В связи с этим вопросы совершенствования буровой техники являются исключительно актуальными и имеют важное практическое значение.

Наибольшая эффективность разрушения горных пород достигается за счёт ударного воздействия. Именно на этом принципе основано создание многих горных машин, в частности оборудования, применяемого для бурения шпуров и скважин.

Повышение эффективности бурения шпуров с помощью перфораторов в массивах крепких горных пород возможно за счёт совершенствования применяемых методов разрушения породного массива. Ударно-поворотный способ бурения попрежнему является универсальным способом, при котором возможно бурение самых крепких пород, хотя и с небольшой скоростью бурения. Увеличение производительности перфораторов позволит не

только снизить себестоимость буровых работ за счёт уменьшения затрат времени на бурение шпуров, но и в целом повысит эффективность горнопроходческих работ [1,7,12].

Основные требования к современным пневматическим перфораторам заключаются в следующем: обеспечение максимальной передачи ударной энергии поршня-ударника на штангу, увеличение количества ударов до максимального уровня за короткий промежуток времени, а также конструктивная удобство для оператора. Перфоратор должен быть легким по весу, обладать низким уровнем шума и вибрации. Для устранения данных недостатков используются такие методы, как оснащение перфораторов дополнительными конструкциями для гашения вибрации и регулирования давления воздуха.

Экспериментальные исследования

Актуальность совершенствования ударных систем, предназначенных для технологических целей, обусловлена значительными экономическими преимуществами, связанными с повышением производительности буровых работ и снижением энергетических затрат на бурение.

Схема типовой ударной системы приведена на рисунке 1. Принцип работы такой системы заключается в следующем. Энергия привода преобразуется в кинетическую энергию ударного элемента 1 (поршня-ударника), совершающего возвратно-поступательное движение. В конце своего хода он соударяется с хвостовой частью волновода 2, выполненного в виде стержня. В результате кинетическая энергия ударника частично преобразуется в полезную энергию продольных колебаний волновода, а частично — в другие виды энергии [7,8].

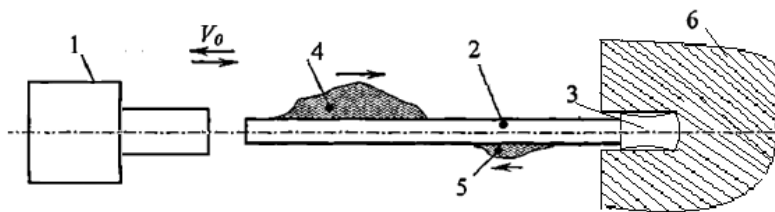


Рис.1. Схема ударной системы технологического назначения.

Продольные колебания, формируемые поршнем-ударником, называются падающим ударным импульсом 4 и, как правило, распространяются вдоль волновода, заканчивающегося рабочим инструментом. Амплитуда и длительность импульса зависят от материала, формы и размеров соударяющихся тел.

Под действием импульса инструмент смещается, в результате чего создаются условия для разрушения обрабатываемой среды 6, и инструмент проникает в неё на определённую глубину. При этом значительная часть энергии возвращается в ударную систему в виде отражённого импульса 5, который, как правило, поглощается самой системой.

Расчёт ударных систем, предназначенных для технологических целей, включает решение задач формирования и распространения импульсов упругой деформации в процессе соударения поршня-ударника с волноводом, а также передачи ударного импульса по волноводу к обрабатываемой среде и преобразования его энергии в работу разрушения. Решение данной задачи позволяет определить действующие в системе нагрузки, выполнить расчёты на прочность, а также оценить производительность системы [1,3].

Ударная система пневматического перфоратора рассматривается как механическая система, состоящая из поршня-ударника и волноводного стержня. Кинетическая энергия, накопленная в результате движения поршня-ударника, через бойок передаётся стержню [13,14]:

$$E_k = \frac{m_p v_p^2}{2} \quad (1)$$

Здесь: m_p — масса поршня, v_p — скорость поршня в момент удара.

В ударной системе пневматических перфораторов процесс передачи энергии характеризуется высокоскоростными динамическими воздействиями, при которых вследствие изменения формы и направления механической энергии возникают различные виды

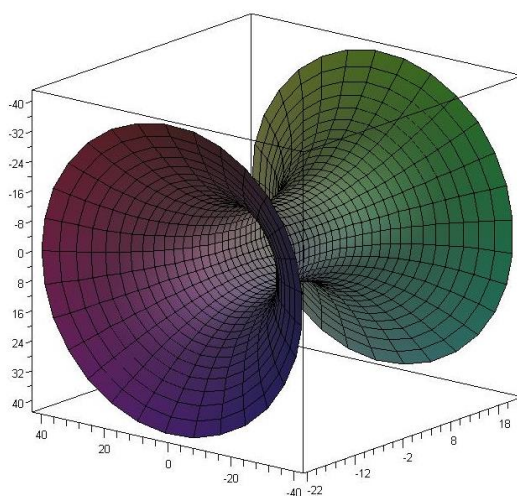
деформаций. В момент удара кинетическая энергия E_k , создаваемая поршнем, через поршень-ударник передаётся волноводному стержню, при этом данный процесс сопровождается одновременным возникновением контактных и волновых деформаций.

На начальной стадии удара в результате соударения поршня-ударника в зоне контакта формируются локальные упругие деформации сжатия. Эти деформации характеризуются возникновением значительных напряжений за очень короткий промежуток времени и проявляются в зависимости от упруго-механических свойств материалов, геометрии контактных поверхностей и скорости удара. Локальные контактные деформации временно аккумулируют определённую часть ударной энергии в виде упругой потенциальной энергии и оказывают существенное влияние на формирование ударного импульса.

После контактной стадии основная часть энергии E_1 распространяется вдоль стержня в виде продольных упругих волн. Эти волны формируют в материале стержня чередующиеся деформации сжатия и растяжения, передавая энергию от точки удара к рабочей среде. Скорость распространения и амплитуда упругих волн определяются плотностью материала стержня и модулем упругости. В то же время в результате взаимодействия волн с граничными условиями на конце стержня возникают отражённые волны, что ещё более усложняет процесс деформирования. При неоптимальном выборе характерных параметров деформаций значительная часть энергии может расходоваться на внутренние потери.

К настоящему времени проведено большое количество научных исследований, посвящённых изучению конструкции ударных бойков и поршней-ударников, а также их влияния на процесс формирования ударного импульса. Одним из наиболее эффективных и фундаментальных исследований в данном направлении является

работа И.А. Жукова, в которой был исследован ударник (бойок) с геометрической формой полукатеноида, обеспечивающей формирование оптимальной формы ударного импульса.



Образующая линия формы катеноида в прямоугольной системе координат выражается через функцию гиперболического косинуса [4,6];

$$y = \frac{a}{2} \left(e^{\frac{x}{a}} + e^{-\frac{x}{a}} \right) = a \cdot \operatorname{ch} \frac{x}{a}, \quad (2)$$

Здесь a — параметр катены.

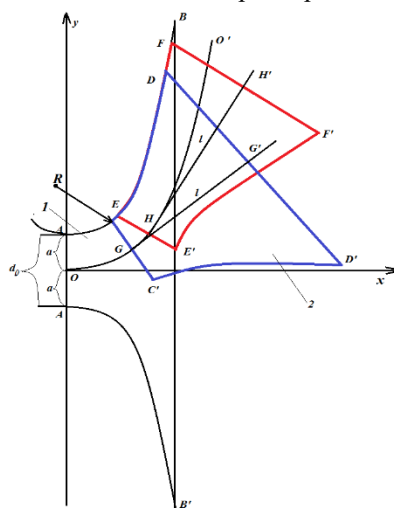


Рис. 2. Образование катеноидальных форм в координатной системе: а) Катеноид вращения; б) Способы образования различных катеноидных фигур.

Следует отметить, что практическое применение ударников геометрической формы полукатеноида (полукатеноида), описываемых на основе заданного математического выражения, в ударных системах технологического назначения до настоящего времени не получило широкого развития. Это обусловлено тем, что при непосредственном использовании данного уравнения для формирования геометрии ударника наблюдается резкое увеличение его радиальных размеров. В результате формируются крупногабаритные конструкции, неприемлемые для применения в горной и строительной отраслях.

Вместе с тем существует возможность устранения указанного конструктивного ограничения при реализации ударников полукатеноидной формы. Сущность данного подхода заключается в использовании в качестве образующей криволинейных поверхностей ударников отдельных сегментов катены, определённой в прямоугольной системе координат, смещённой относительно начального положения и повернутой на заданный угол (рис. 2б).

В результате формируемые ударники, даже при условии задания одинаковой массы, различаются по геометрической форме и длине. Это, в свою очередь, приводит к формированию в волноводах упругих ударных импульсов, отличающихся по форме и длительности. Каждый из таких импульсов может быть адаптирован (оптимизирован) для эффективного разрушения

сред с различными прочностными характеристиками.

В исследованиях, выполненных И.А. Жуковым, сравнительный анализ ударных импульсов, формируемых ударниками различной геометрической формы, позволил получить следующие существенные результаты:

- ударный импульс, формируемый ударником полукатеноидной формы, обладает возрастающей во времени интенсивностью на переднем фронте, что полностью соответствует основным требованиям, предъявляемым к оптимальному ударному импульсу;

- отношение максимальной амплитуды ударного импульса к амплитуде импульса, формируемого ударником с поперечным сечением, равным сечению штанги, превышает 2, при этом установлено, что данное значение существенно превосходит показатели, полученные для ударников другой геометрической формы.

Исходя из полученных результатов, теоретически предполагается, что ударный импульс, формируемый ударником полукатеноидной формы, обладает возрастающей во времени интенсивностью, а его максимальная амплитуда может быть выше по сравнению с ударными импульсами, создаваемыми ударниками другой формы, аналитически описанными на основе модели штанг (волноводных стержней) в ударном процессе.

Результаты исследований

Данное обстоятельство указывает на целесообразность применения полукатеноидной формы не только в бойках, но и в ударных поршнях пневматических перфораторов. С целью проверки и обоснования данной гипотезы с использованием программного комплекса **ANSYS** было выполнено численное моделирование процессов передачи

энергии для цилиндрического поршня-ударника перфоратора **ПП-63** (рис. 3а), конического поршня-ударника перфоратора **УТ-29** (рис. 3б), а также для предлагаемого поршня-ударника полукатеноидной геометрической формы (рис. 3в) [2].



Рис.3. Общий вид поршневого ударника пневматических перфораторов: а) ПП-63, б) УТ-29, в) Предлагаемый поршень-ударник, выполненный в виде полукатеноида

В процессе моделирования для всех вариантов были приняты одинаковые начальные условия, а именно: скорость соударения с буром — 8 м/с, одинаковый материал — металл Ст45, а также одинаковые геометрические размеры: общая длина 200 мм, диаметр ударной части 44 мм и максимальный диаметр 75 мм. Различалась лишь форма поршней-ударников.

В результате с использованием программного комплекса **ANSYS** были определены распределения деформаций, возникающих в процессе передачи ударной энергии, а также их изменения во времени (рис. 4а–в) [3,8].

В данном исследовании был проведён анализ с целью определения влияния геометрической формы ударников, применяемых в ударной системе пневматических перфораторов, на деформационные состояния, возникающие в процессе удара [8,9,15].

На графиках зелёные линии соответствуют упругой деформации бура после соударения, синие линии — деформации горной породы, красные линии — упругой деформации поршня-ударника.

Оценка деформационного состояния ударников проводилась по нескольким основным критериям. В качестве первого критерия было принято максимальное значение эквивалентной упругой деформации (ϵ). Данный показатель характеризует уровень упругих напряжений, возникающих в материале ударника в момент удара, и позволяет оценить запас прочности конструкции.

Вторым критерием являлся анализ характера изменения деформаций во времени. Это позволило выделить стадии начала ударного процесса, достижения максимального деформационного состояния и последующего затухания, а также сопоставить динамический отклик ударников различной формы.

Плавность временной диаграммы деформаций либо наличие резких колебаний имеет важное значение при оценке устойчивости ударного процесса.

В качестве третьего критерия было рассмотрено распределение деформаций вдоль ударника. Данный критерий позволяет определить участки концентрации ударных нагрузок в конструкции ударника. Неравномерное распределение деформаций может приводить к концентрации напряжений и, как следствие, к снижению конструктивной надёжности.

Четвёртый критерий связан с устойчивостью деформационных колебаний и предусматривает оценку амплитуды и скорости затухания упругих колебаний, возникающих в процессе удара. Устойчивые и быстро затухающие колебания повышают эффективность передачи энергии, а также способствуют увеличению срока службы ударника и сопряжённых с ним элементов.

Если обратиться к анализу результатов для цилиндрического ударника, то графики эквивалентных упругих деформаций и цветные контурные карты, полученные для ударника цилиндрической формы, показали следующие особенности [10,13]:

- амплитуда деформаций в буре находилась в диапазоне ($\epsilon = 3.4 \div 3.9 \cdot 10^{-4}$ м/м, что свидетельствует о концентрации значительной части ударной энергии непосредственно в рабочем инструменте;

- деформация в горной породе (ϵ) (синяя линия) была существенно ниже по сравнению с буром, что указывает на наличие потерь при передаче энергии;

- деформация в поршне-ударнике (ϵ) (красная линия) имела очень малые значения, что конструктивно подтверждает достаточную прочность ударника.

Из изложенного можно сделать вывод, что цилиндрическая форма обеспечивает резкую передачу ударной энергии, однако не позволяет в полной мере активизировать деформации в горной породе. Данное обстоятельство объясняется плоскостностью контактной поверхности и относительно равномерным распределением

напряжений. Высокая локализация напряжений и деформаций с точки зрения конструктивной надёжности ограничивает эффективность такого решения.

Анализ результатов для ударника конической формы позволил получить следующие научно значимые выводы, свидетельствующие о более сложном и принципиально ином динамическом

характере деформационного процесса. На графиках отчётливо прослеживается изменение соотношения деформаций бура и горной породы по сравнению с цилиндрическим вариантом.

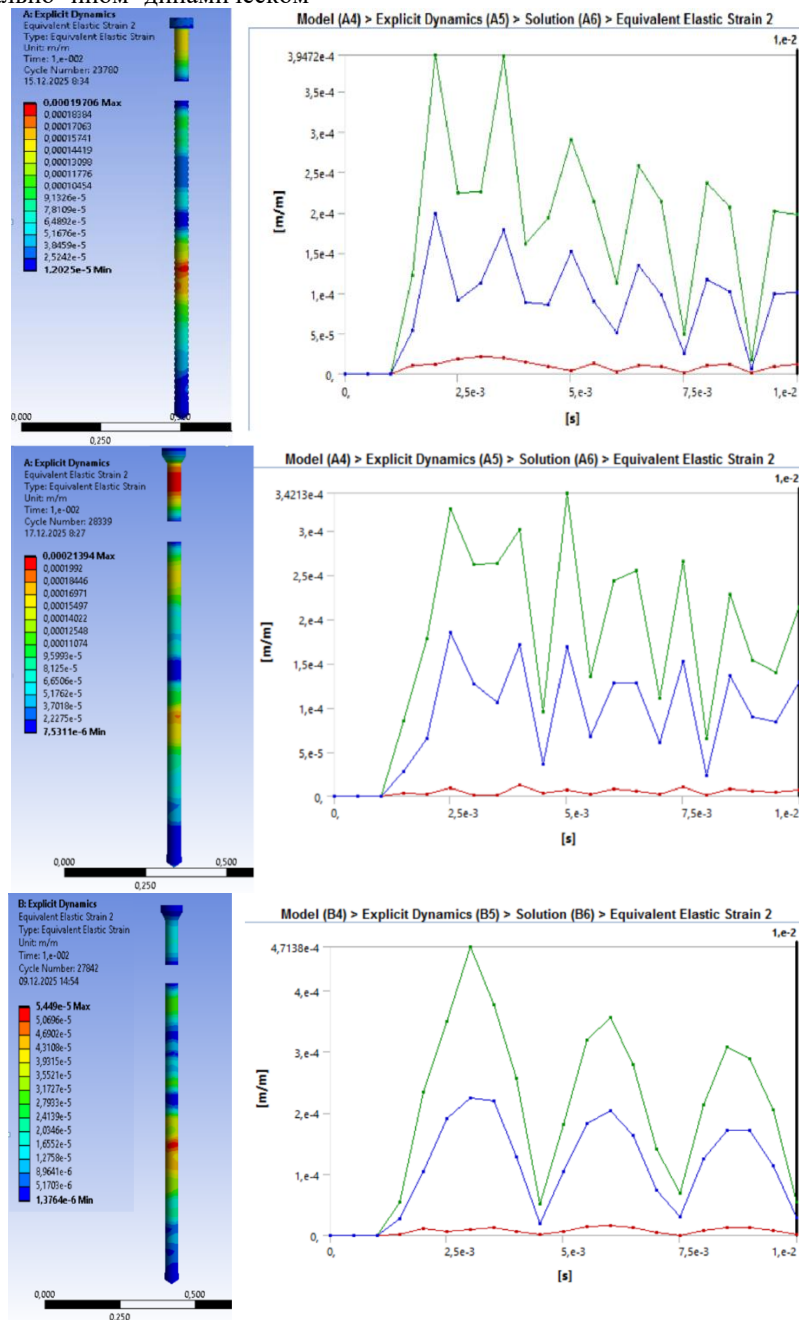


Рис. 4. Деформации, возникающие в результате удара, создаваемого поршневыми ударниками различной формы, а именно: а) цилиндрическим; б) коническим; в) полуктеноидальным.

– максимальное значение эквивалентной упругой деформации в буре составило $(\varepsilon=3.0\div3.2)\cdot10^{-4}$ м/м, что является наименьшим показателем среди рассмотренных вариантов, при

этом характер колебаний отличался большей резкостью;

– значения деформации ε в горной породе оказались выше по сравнению с цилиндрическим

ударником, что свидетельствует о более эффективной передаче энергии породе;

- деформация ε вдоль поршня-ударника распределялась относительно равномерно, а локальная концентрация напряжений была минимальной.

По сравнению с цилиндрическим ударником конический ударник обеспечивает более эффективную передачу ударной энергии горной породе, в результате чего уровень деформаций в породе оказывается выше. При этом оптимальное формирование ударного импульса обеспечивает равномерное распространение упругих волн и повышает общую механическую устойчивость ударника [1,7,8,15].

Результаты деформационного анализа для предлагаемого поршня-ударника полукатеноидной формы характеризуются следующими особенностями:

- деформации в буре достигают наибольших максимальных значений ($\varepsilon = 4.5 \div 4.7 \cdot 10^{-4}$ м/м, при этом импульсы распространяются в относительно более сглаженной форме;
- деформация в горной породе существенно превышает показатели двух других вариантов, что

свидетельствует о реализации наиболее рационального режима передачи энергии именно для данной геометрической формы;

- деформации в поршне-ударнике остаются минимальными, что подтверждает механическую надёжность предложенной формы.

Полукатеноидная геометрия обеспечивает оптимальное направление ударной энергии посредством волновых процессов, снижает отражение упругих импульсов и позволяет максимально аккумулировать деформационную энергию в горной породе. В результате создаются наиболее благоприятные условия для образования и развития микротрещин в породе.

Выводы

Обобщённый график, построенный в среде Excel, позволяет сравнить временные изменения эквивалентных упругих деформаций, возникающих в буре под воздействием ударников трёх различных геометрических форм. Как видно из графика, ударный процесс во всех случаях носит импульсный характер, а значения деформаций во времени характеризуются повторяющимися пиковыми значениями.

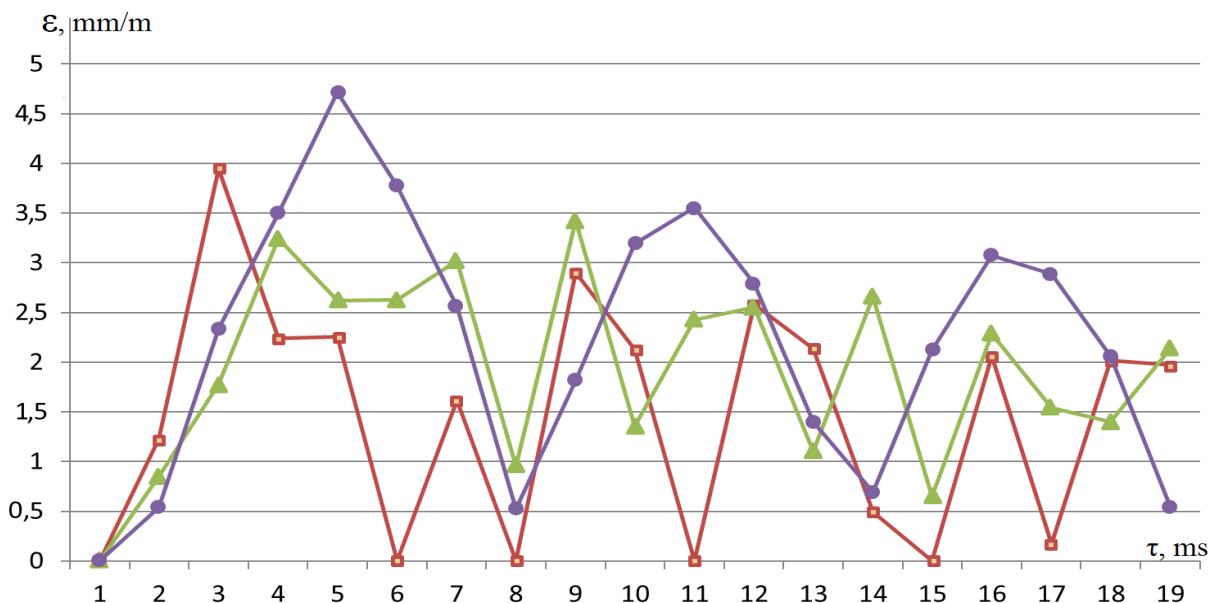


Рис. 5. Временное изменение эквивалентной упругой деформации в буре под воздействием поршней-ударников различной геометрической формы: зелёная линия — цилиндрическая; красная — коническая; фиолетовая — полукатеноидная.

Анализ, выполненный на основе средних значений, показал, что максимальная эквивалентная упругая деформация в буре для цилиндрического и полукатеноидного ударников имеет более высокие значения по сравнению с коническим ударником. При этом полукатеноидный ударник, в сравнении с

цилиндрическим, характеризуется увеличением уровня деформаций. Результаты детального количественного сравнения приведены в таблице 1.

Результаты моделирования, выполненного с использованием модуля ANSYS Explicit Dynamics, показали, что максимальная эквивалентная

упругая деформация в буре по сравнению с коническим ударником для цилиндрического ударника выше примерно на 18%, а для ударника полукатеноидной формы — на 48%. В свою очередь, полукатеноидный ударник по сравнению

с цилиндрической формой обеспечивает увеличение уровня деформаций на 26 %.

Таблица 1.

Средние значения деформаций в буре и их процентные различия.

Тип поршня-ударника	Среднее значение упругой деформации ϵ	Базы сравнения средних значений упругих деформаций	Процентная разница
Цилиндрический	$3.65 \cdot 10^{-4}$	Цилиндрический ↔ конический	18 %
Конический	$3.10 \cdot 10^{-4}$	Полукатеноидный ↔ цилиндрический	26%
Полукатеноидный	$4.60 \cdot 10^{-4}$	Полукатеноидный ↔ конический	48%

Таким образом, локальные контактные упругие деформации сжатия, возникающие в ударной системе пневматических перфораторов, а также продольные упругие волны, распространяющиеся вдоль стержня, являются основными факторами, определяющими механизм передачи ударной энергии к рабочей среде. Глубокий анализ количественных и качественных характеристик указанных деформаций служит важной научной

основой для совершенствования ударных систем, снижения энергетических потерь и повышения эффективности процесса разрушения горных пород.

В связи с этим полукатеноидная форма рекомендуется как наиболее перспективное геометрическое решение для горной и буровой техники, а также ударных механизмов.

PNEVMATIK PERFORATORLARNING ZARB BERISH TIZIMIDA ENERGIYA UZATILISHI JARAYONIDA YUZAGA KELADIGAN DEFORMATSION JARAYONLARNI TADQIQ ETISH

T.J. ANNAQULOV, B.O. OTAJONOV, J.F.YUNUSOV

Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O'zbekiston.

ANNOTATSIIYA Maqolada pnevmatik perforatorlarning zarb berish tizimida energiya uzatish jarayonida vujudga keladigan deformatsion holatlar tahlil qilinadi. Zarb ta'sirida yuzaga keluvchi lokal kontakt deformatsiyalari hamda to'liq uzatuvchi sterjen bo'ylab tarqaladigan bo'ylama elastik to'liqlarning shakllanish va tarqalish mexanizmlari nazariy tahlil, eksperimental tadqiqotlar va sonli modellashirish usullari asosida o'rganilgan. Olingan natijalar zarb energiyasini tog' jinsiga uzatish samaradorligini oshirish yo'llarini baholash imkonini beradi.

KALIT SO'ZLAR pnevmatik perforator, zarb berish tizimi, elastik deformatsiya, to'liq uzatish, energiya balansi.

ANALYSIS OF DEFORMATION PROCESSES ASSOCIATED WITH ENERGY TRANSFER IN PNEUMATIC PERFORATOR IMPACT SYSTEMS

T.J. ANNAKULOV, B.O. OTAJONOV, J.F.YUNUSOV

Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan.

ABSTRACT This article examines the deformation processes occurring during energy transfer in the impact system of pneumatic rock drills. Local contact deformations arising at the moment of impact, as well as the mechanisms of longitudinal elastic wave propagation along the wave-transmitting rod, are analyzed using theoretical, experimental, and numerical modeling approaches. The obtained results provide a basis for assessing potential ways to improve the efficiency of impact energy transfer to the rock.

KEYWORDS pneumatic perforator, impact system, elastic deformation, wave transmission, energy balance.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Li J., Yang Z., Yu G. Influence of Piston Mass and Working Pressure on the Impact Performance of a Hydraulic Rock Drill Using the Stress Wave Method // *Machines*. 2023. Vol. 11, No. 11. Article 987. <https://doi.org/10.3390/machines11110987>.
2. Li D., Tong L., Huang Z., et al. Influence of drilling incidence angle on the drilling force distribution of pneumatic impactor // *Scientific Reports*. 2025. Vol. 15. Article 2098.
3. Numerical Analysis and Experimental Research on the Impact Characteristics of Hydraulic Impact Hammers Based on Stress Wave Theory // *Results in Engineering*. 2026. Vol. 29. Article 109155.
4. Жуков И.А., Молчанов В.В. Rational Designing Two-Stage Anvil Block of Impact Mechanisms // *Advanced Materials Research*. 2014. Vol. 1040. P. 699–702.
5. Дворников Л.Т., Жуков И.А. Продольный удар полукатеноидальным бойком. – Новокузнецк: СибГИУ, 2006. – 79 с.
6. Жуков И.А., Дворников Л.Т. Анализ форм бойков ударных систем графоаналитическим методом // *Вестник компьютерных и информационных технологий*. 2009. № 1. С. 15–19.
7. Аннакулов Т.Ж., Отажонов Б.О. Конструктивное развитие ударно-поворотных буровых пневматических перфораторов и анализ процессов совершенствования их поршне-ударного механизма // *Горные машины и технологии*. 2025. № 2(12). С. 15–21.
8. Отажонов Б.О., Аннакулов Т.Ж., Юнусов Ж.Ф. Математическое моделирование и разработка поршней-ударников поликатеноидной формы для пневматических перфораторов с использованием компьютерных программ // *Горные машины и технологии*. 2026. № 1(15). С. 20–26.
9. Annaqulov T.J., Otajonov B.O. Zarbli burg'ilash tizimlaridagi deformatsiyalar tahlili // *Материалы Международной научно-технической конференции «Рациональное использование ресурсов недр на основе применения цифровых технологий и инновационных методов», посвящённой памяти профессора Т.Г. Акбарова*. – Ташкент: ТашГТУ, 2026. – С. 404–407.
10. Отажонов Б.О., Симаккина А.С. Причины вибрации ручных пневматических перфораторов и способы борьбы с ней // *Роль интеллектуальной молодежи в развитии промышленных и технологических инноваций: материалы международной научно-практической конференции*. – Ташкент: ТашГТУ, 2025. – С. 625–631.
11. Аннакулов Т.Ж., Отажонов Б.О., Юнусов Ж.Ф. Исследование деформационных процессов при передаче энергии в ударной системе пневматических перфораторов // *Кончилик машиналари ва технологиялари*. 2026. № 2(16). DOI: 10.5281/zenodo.21590356.
12. Wang J., Yan H., Zhang X., et al. Optimal Clearance Design Between Impact Piston and Cylinder of Dual-Chamber Controlled Hydraulic Rock Drill // *Chinese Hydraulics & Pneumatics*. 2025.
13. Liu L., Zhou J., Kong L., et al. Analysis of the Dynamic Response and Impact Parameters of Pneumatic Down-the-Hole Hammer Drilling Rescue Holes // *Geoenergy Science and Engineering*. 2023.
14. Zheng Y., Su Z., Li J., et al. Energy Transfer Efficiency and Rock Damage Characteristics of Hydraulic Impact Hammer with Different Tool Shapes // *International Journal of Impact Engineering*. 2024.
15. Correlation of Damage in Rocks Dynamically Loaded by Percussive Tools Using Piston Coefficient of Restitution // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2025.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Annakulov	— PhD, Associate professor of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State
Tulkin	Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan
Jovbekovich	E-mail: a.tulkin1275@yandex.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-3106-144X .
Otajonov	— Senior lecturer of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical
Bahrom	University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan. E-mail:
Otaboevich	bahrom9097@yandex.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-8871-7724
Yunusov	— Assistant of the department of Mining Electromechanics; Tashkent State Technical
Jasurbek	University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Uzbekistan
Farxod o'g'li	E-mail: jasurbekyunusov@tdtu.uz ORCID ID: https://orcid.org/0009-0002-5126-0059

ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТАУШАН НА БАЗЕ БЛОЧНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

У.А. Атакузиев¹, Б.Р. Раимжанов², А.Р. Хасанов³

¹ *Министерство горнодобывающей промышленности и геологии Республики Узбекистан, Ташкент, Узбекистан.*

² *Филиал Университета науки и технологий МИСИС, Алмалык, Узбекистан.*

³ *Общество с ограниченной ответственностью «Узбекский проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O`zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан.*

Doi: 10.5281/zenodo.21590418

АННОТАЦИЯ

Статья посвящена горно-техническому обоснованию параметров открытой разработки золоторудного месторождения Таушан на основе цифрового геологического моделирования и оптимизации контуров карьера. Цель исследования заключалась в разработке рудно-породной блочной модели месторождения, определении рациональных границ открытых горных работ и оценке экономической эффективности проектных решений. В работе использованы методы геологического моделирования, блочного моделирования, пространственной интерполяции, экономической оптимизации и трехмерного проектирования с применением программных комплексов Micromine 23.5 и Leapfrog 2024.1. Построены каркасные и блочные модели рудных тел с использованием субблоков размером 0,5 м, что обеспечило высокую точность представления сложноструктурного оруденения. На основе оптимизационных расчетов определены рациональные контуры карьера при бортовом содержании золота 0,4 г/т с учетом горно-геологических, технологических и экономических ограничений. Установлено, что применение цифровых методов моделирования повышает достоверность оценки минеральных ресурсов, обеспечивает обоснованный выбор параметров открытой разработки и создает надежную основу для долгосрочного горного планирования. Предложенный подход может быть использован при проектировании разработки других сложноструктурных золоторудных месторождений.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

золоторудное месторождение, месторождение Таушан, открытая разработка, проектирование, блочное моделирование, рудно-породная модель, трехмерное моделирование, каркасная модель, оценка минеральных ресурсов, оптимизация карьера, параметры карьера, бортовое содержание, геолого-экономическая оценка, горно-геологические условия, экономическая эффективность, горное планирование, Micromine, Leapfrog, минеральные ресурсы

Введение

Разработка сложно-структурных месторождений требует комплексного подхода, сочетающего детальное геологическое моделирование, учёт физико-механических свойств пород и экономическую оценку вариантов отработки [1-4]. Рассматриваемое месторождение Таушан характеризуется мозаично-блоковой структурой, высокой изменчивостью мощности и содержания золота, а также наличием зон окисления и сульфидных руд [2, 3]. В этих условиях особую значимость приобретает применение цифровых технологий для построения достоверных моделей запасов и определения оптимальных контуров отработки [7-12].

Цель настоящего исследования являлось обоснование параметров открытой разработки месторождения Таушан посредством создания рудно-породной блочной модели, оптимизации границ карьера и оценки экономической целесообразности выбранных решений. Задачи

включали: анализ качества геологической информации, построение каркасных и блочных моделей рудных тел, расчёт оптимизационных оболочек карьера и интерпретацию полученных результатов для целей горного планирования.

Исходными данными для моделирования послужили результаты геологоразведочных работ на месторождении Таушан, включающие сеть скважин колонкового бурения (рис. 1). Исторические данные в большинстве случаев показали низкую сходимость с современными материалами и не использовались для подсчёта запасов.

Оценка минеральных ресурсов проводилась с применением программного обеспечения Micromine 23.5 и LeapFrog 2024.1 [11, 12]. На первом этапе построены каркасные модели рудных тел с учётом выклинивания по простиранию и падению (рис. 2 и 3). Далее сформированы каркасные модели рудных тел в проекции на вертикальную плоскость (рис. 4).

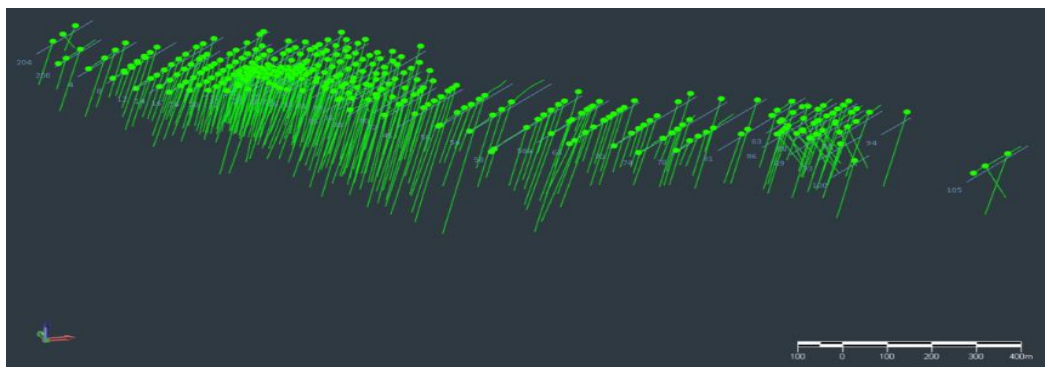


Рис. 1. Положение скважин на месторождении Таушан
(Вид на северо-запад изометрический)

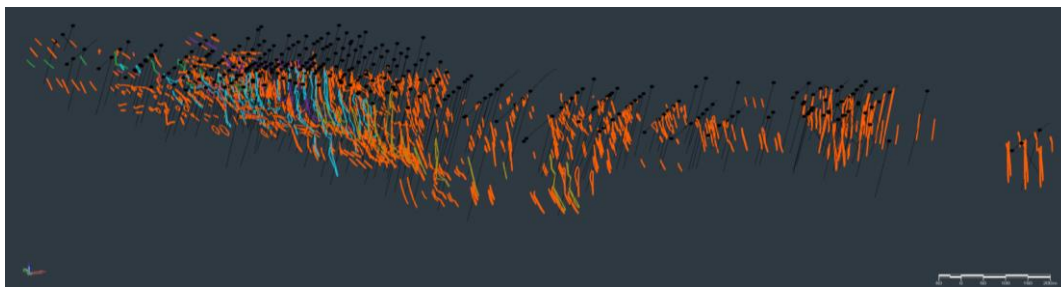


Рис. 2. Контуры рудных тел. Вид на северо-запад изометрический

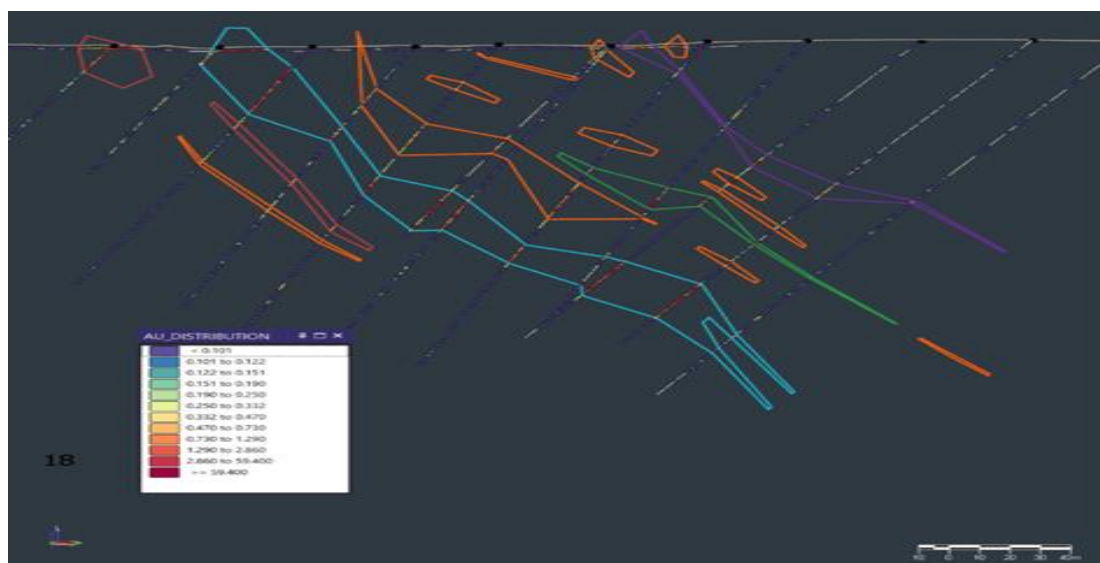


Рис.3. Контуры рудных тел на разрезе

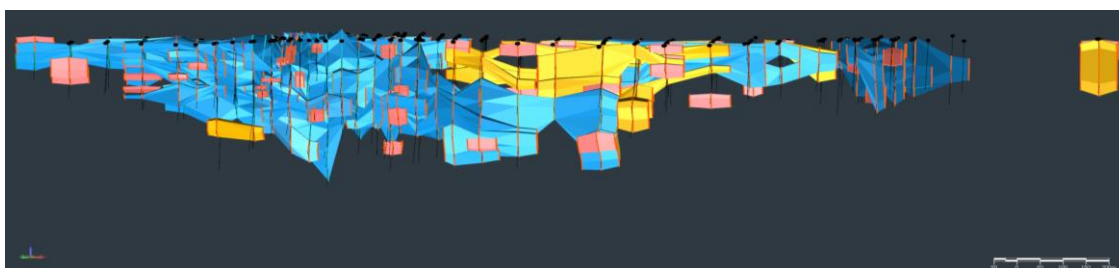


Рис. 4. Каркасные модели рудных тел. Проекция на вертикальную плоскость

Для последующего горного планирования создана рудно-породная блочная модель с детализацией на границах рудных каркасов: материнские блоки разбивались на 6 частей по

каждому направлению для обеспечения точности вписываемости [7, 10]. Параметры блочной модели приведены в табл. 1, визуализация модели представлена на рис. 5.

Таблица 1
Параметры блочной модели

Направление	Границы		Размер блока, м	Размер субблока, м
	Опорная точка	Размер шаблона модели, м		
Восток	566980	569380	3	0,5
Север	518790	520752	3	0,5
Высота	-20	643	3	0,5

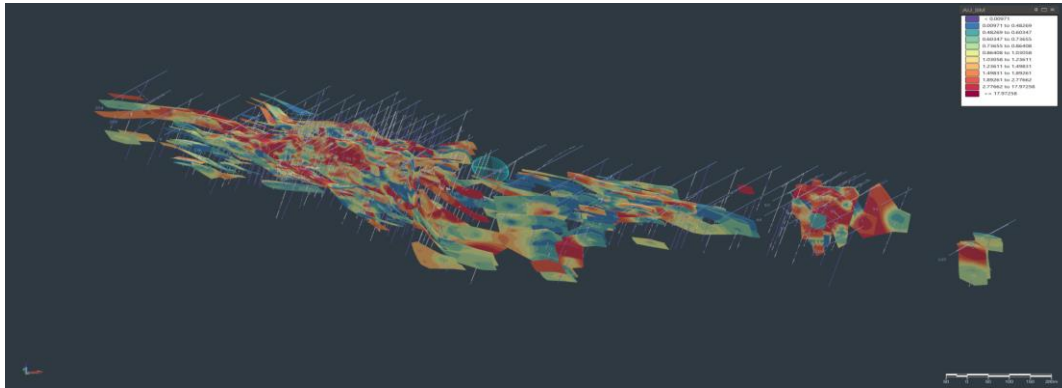


Рис. 5. Блочная модель месторождения. Вид на северо-восток изометрический

Оптимизация контуров карьера выполнялась на базе интерполяционной блочной модели с использованием встроенного оптимизатора [5, 6]. В качестве исходных параметров приняты показатели, указанные в табл. 2, включая бортовое содержание золота, объёмные веса пород и руд, затраты на добычу и вскрышу,

стоимость переработки, цену золота и предельный угол наклона борта карьера. Результатом расчётов стали оптимизационные оболочки, определяющие границы открытых горных работ и оптимальный финальный контур карьера [5, 6, 8].

Таблица 2
Параметры для оптимизационных расчетов

№ пп	Параметры	Ед. изм.	Значения	
1.	Бортовое содержание	г/т	0,4	
2.	Тип руды		Окисленные	Смешанные и сульфидные
3.	Содержание Au в геологических запасах	г/т	2,06	2,40/2,04
4.	Объёмный вес породы	т/м ³	2,67	
5.	Объёмный вес руды	т/м ³	2,61	2,62/2,68
6.	Затраты на добычу руды	\$/т	1	1,39
7.	Затраты на вскрышу	\$/т	1	
8.	Стоимость переработки руды	\$/т	12,81	12,84
9.	Цена золота	\$/унц	3100	
10.	Извлечение (согласно технологическому регламенту)	%	73,93	82,5
11.	Общие и административные расходы	\$/т	2,6	2,9
12.	Предельный угол наклона борта карьера	град.	45	
13.	Минимальные размеры дна карьера (ширина)	м	30	

Построенная блочная модель позволила детально отразить пространственное распределение окисленных, смешанных и сульфидных руд, а также присвоить блокам значения объёмного веса и степени окисления [7, 11]. Параметры блочной модели обеспечивают достаточную детализацию для горного

планирования, размер основного блока - 3 м, субблока - 0,5 м.

На основе оптимизационных расчётов определены границы отработки и сформирован финальный контур проектного карьера. Блочная модель рудных залежей в контуре карьера представлена в проекциях: изометрической (рис. 6) и плане (рис. 7).

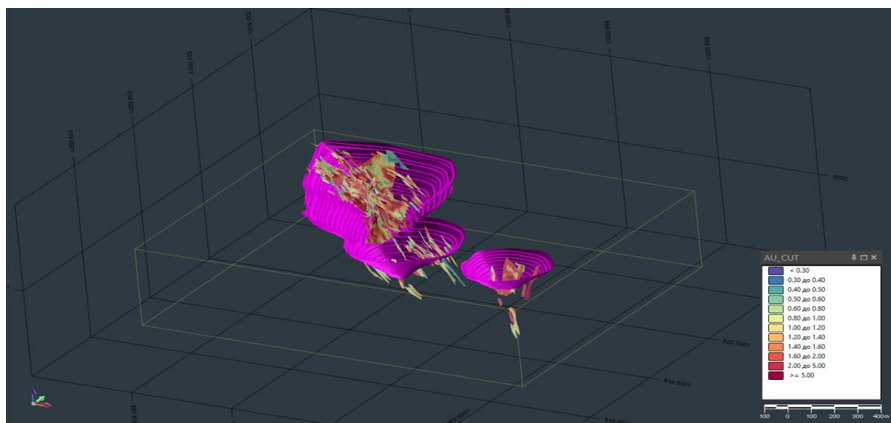


Рис. 6. Блочная модель рудных залежей месторождения Таушан в контуре проектного карьера, вид изометрический на СЗ

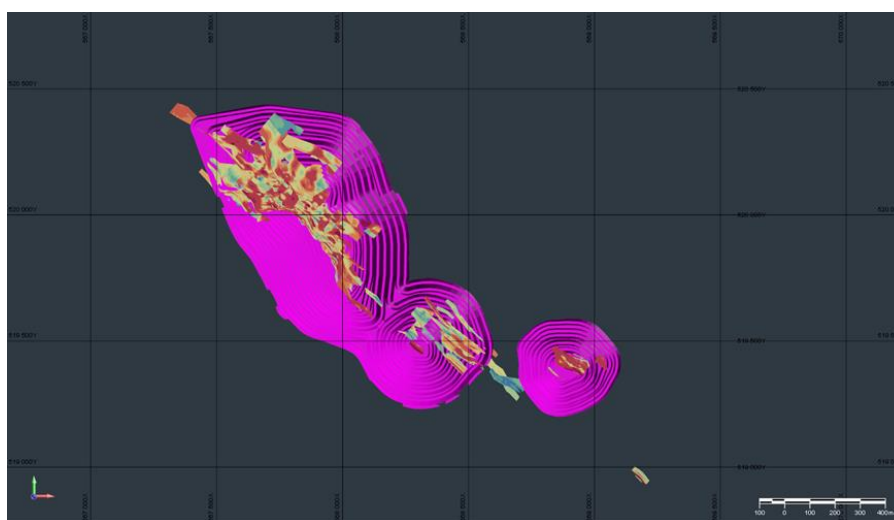


Рис. 7. Блочная модель рудных залежей по бортовому содержанию Au 0,4 г/т месторождения Таушан, вид в плане

Экономические расчёты, выполненные с учётом мировых цен на золото и технологических показателей извлечения, подтвердили рентабельность отработки при заданном бортовом содержании. Учёт административных и эксплуатационных расходов, а также ограничений по устойчивости бортов позволил сформировать сбалансированный вариант развития горных работ.

Полученные результаты демонстрируют эффективность применения блочного моделирования и оптимизационного подхода при проектировании разработки сложноструктурного месторождения [7, 9, 10]. Высокая изменчивость параметров оруденения потребовала детализации модели на границах рудных тел, что было достигнуто за счёт использования субблоков размером 0,5 м. Такой уровень детализации особенно важен для селективной выемки окисленных и сульфидных руд, различающихся по технологическим и экономическим показателям.

Использование современных программных комплексов позволило не только повысить точность оценки запасов, но и учесть пространственную неоднородность распределения полезного компонента [10-14].

Оптимизационные расчёты показали, что при заданных экономических параметрах (цена золота, затраты на вскрышу и переработку) рентабельная отработка возможна при бортовом содержании 0,4 г/т. При этом ограничение по углу наклона борта 45° соответствует инженерно-геологическим условиям месторождения и обеспечивает устойчивость массива в сейсмически активной зоне.

Выводы. Проведённое исследование подтвердило целесообразность применения цифровых методов моделирования и оптимизации для обоснования параметров открытой разработки месторождения Таушан. Построенная рудно-породная блочная модель и оптимизированные контуры карьера обеспечивают достоверную основу для дальнейшего планирования.

Предложенный подход может быть адаптирован для других сложноструктурных месторождений, где требуется баланс между экономической эффективностью, технологической реализуемостью и устойчивостью горных работ. Дальнейшие исследования направлены на разработку календарного плана отработки и оценку влияния технологических решений на полноту извлечения запасов.

MINING AND TECHNICAL JUSTIFICATION OF THE PARAMETERS FOR OPEN-PIT MINING OF THE TAUSHAN DEPOSIT BASED ON BLOCK MODELING

U.A. Atakuziev¹, B.R. Raimzhanov², A.R. Khasanov³

¹ Ministry of Mining Industry and Geology of the Republic of Uzbekistan, Tashkent, Uzbekistan

² Branch of the National University of Science and Technology MISIS in Almalyk, Uzbekistan

³ LLC "Uzbek Research and Design Institute of Geotechnology and Non-Ferrous Metallurgy 'O'zGEORANGMETLITI'", Tashkent, Uzbekistan.

ABSTRACT

This paper presents a mining engineering substantiation of the open-pit development parameters for the Taushan gold deposit based on digital geological modeling and pit optimization. The study aimed to develop an ore–waste block model of the deposit, determine the optimal boundaries of open-pit mining operations, and evaluate the economic feasibility of the proposed mining design. The research employed geological modeling, block modeling, spatial interpolation, economic optimization, and three-dimensional mine design using Micromine 23.5 and Leapfrog 2024.1 software. Wireframe and block models of the ore bodies were constructed using 0.5 m sub-blocks, providing a high level of accuracy in representing the complex geological structure of the mineralization. Based on optimization calculations, rational pit boundaries were determined for a cut-off grade of 0.4 g/t Au, taking into account geological, mining, technological, and economic constraints. The results demonstrate that the application of digital modeling techniques improves the reliability of mineral resource estimation, supports the scientifically justified selection of open-pit mining parameters, and provides a reliable basis for long-term mine planning. The proposed approach can be applied to the design and development of other structurally complex gold deposits.

KEYWORDS

gold deposit, Taushan deposit, open-pit mining, mine design, block modeling, ore–waste block model, three-dimensional modeling, wireframe model, mineral resource estimation, pit optimization, pit parameters, cut-off grade, geological and economic assessment, mining and geological conditions, economic efficiency, mine planning, Micromine, Leapfrog, mineral resources.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
2. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П., Корнилков С.В. Открытые горные работы: учебник. – М.: Горная книга, 2014. – 599 с.
3. Hoek E., Bray J.W. Rock Slope Engineering. – 5th ed. – London: CRC Press, 2018. – 402 p.
4. Hustrulid W., Kuchta M., Martin R. Open Pit Mine Planning and Design. – 3rd ed. – Boca Raton: CRC Press, 2013. – 1308 p.
5. Lerchs H., Grossmann I.F. Optimum Design of Open-Pit Mines // Canadian Mining and Metallurgical Bulletin. – 1965. – Vol. 58. – No. 633. – P. 47–54.
6. Lane K.F. The Economic Definition of Ore: Cut-off Grades in Theory and Practice. – London: Mining Journal Books, 1988. – 373 p.
7. Dominy S.C., O'Connor L., Glass H.J. Mineral Resource Estimation: Current Practice and Future Trends // Minerals Engineering. – 2021. – Vol. 170. – Article 107040.
8. Biswas P., Sinha R.K., Sen P. A Review of State-of-the-Art Techniques for the Determination of the Optimum Cut-off Grade of a Metalliferous Deposit with a Bibliometric Mapping in a Surface Mine Planning Context // Resources Policy. – 2023. – Vol. 85. – Article 103970.
9. Afum B.O., Ben-Awuah E. A Review of Models and Algorithms for Surface–Underground Mining Options and Transitions Optimization // Mining. – 2021. – Vol. 1. – No. 4. – P. 486–514.
10. Machine Learning in Surface Mining–A Systematic Review // Applied Sciences. – 2025. – Vol. 15. – Article 1784.
11. Micromine Pty Ltd. Micromine Origin & Beyond. User Guide. Version 2024. – Perth: Micromine Pty Ltd., 2024.

12. Seequent Ltd. Leapfrog Geo User Guide. Version 2024.1. – Christchurch: Seequent Ltd., 2024.
13. Bearman R.A., Bowman D.J., Dunne R. Decision Support for Ore Sorting and Preconcentration in Gold Applications // Mineral Processing and Extractive Metallurgy. – 2020. – Vol. 129. – No. 3. – P. 140–151.
14. Surimbayev B., Kim Y., Kim S. et al. Gravity Concentration of Gold-Bearing Ores and Processing of Concentrates: A Review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2025. – Vol. 46. – No. 2. – P. 156–184.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Atakuziev Umid Azamjonovich	– Head of the Mining Industry Development Department under the Ministry of Mining Industry and Geology of the Republic of Uzbekistan, 100164, Uzbekistan, Tashkent City, Mirzo-Ulugbek District, 49 Olimlar Street. E-mail: info@mingeo.uz ORCID ID: https://orcid.org/0009-0006-0568-4052
Raimjanov Bakhadirjan Raimjanovich	– Doctor of Technical Sciences (D.Sc.), Professor, Branch of the National University of Science and Technology MISIS, 110105, Almalyk, Uzbekistan. E-mail: afnitumisis@mail.ru ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-0395-1181
Khasanov Aleksey Rashidovich	– Head of the Mining Operations Research Laboratory, O'zGEORANGMETLITI LLC, Tashkent, Uzbekistan. E-mail: Khasanov@georang.uz ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-6511-213X

**МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ
КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ****Умаров Ф.Я., Каримов Ш.В., Туйчибоев Э.И.**

*Филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСИС» в г. Алмалык,
Узбекистан*

Doi: 10.5281/zenodo.21590594

АННОТАЦИЯ

В статье построена математическая модель повышения часовой производительности карьерных автосамосвалов в глубоких карьерах путём совместной оптимизации двух управляемых факторов - коэффициента наполнения ковша (через гранулометрический состав взорванной горной массы) и времени рейса автосамосвала (через плечо откатки). Аналитическим исследованием функций наполнения, производительности и времени загрузки на экстремум установлено, что максимум наполнения ковша достигается при среднем размере куска $X_{50} = 550$ мм, максимум производительности экскаватора - при 505 мм, а минимум времени загрузки автосамосвала - при 350 мм; согласованный рабочий диапазон крупности составляет 350–550 мм. По физически обоснованной функциональной модели расхода дизельного топлива методом коэффициентов нагружения получена линейная зависимость расхода топлива за рейс от плеча откатки $Q_{\text{рейс}} = \alpha + \beta \cdot L$, откалиброванная по автотранспортному балансу карьера Кальмакыр за 2024 г. с погрешностью $\leq 1,9$ %. Сокращение плеча откатки с 4,5 до 2,0 км повышает производительность автосамосвала и снижает расход топлива на 41 %. Поскольку оба фактора действуют на разные сомножители производительности, их эффекты мультипликативны, что обосновывает совместную оптимизацию. Объекты - карьеры Кальмакыр АО «Алмалыкский ГМК» и Мурунтау АО «НГМК».

**КЛЮЧЕВЫЕ
СЛОВА**

карьерный автосамосвал, производительность, гранулометрический состав, коэффициент наполнения ковша, плечо откатки, расход дизельного топлива, метод коэффициентов нагружения, совместная оптимизация, математическое моделирование.

ВВЕДЕНИЕ

При открытой разработке глубоких рудных месторождений доля транспортных затрат в себестоимости вскрышных работ достигает 50–65 %, а производительность экскаваторно-автомобильного комплекса лимитирует производственную мощность предприятия [1, 2]. Часовая производительность автосамосвала определяется двумя управляемыми факторами: полной загрузкой кузова (коэффициентом использования грузоподъёмности) и временем рейса. Первый фактор задаётся гранулометрическим составом взорванной горной массы: мелкое дробление вызывает недогруз ковша экскаватора и кузова автосамосвала, крупное – перегруз, недопустимый по условиям эксплуатации [3, 4]. Второй фактор – плечо откатки, увеличение которого на 1 км повышает время рейса на 8–12 мин и расход топлива на 15–25 л/рейс [5].

Гранулометрия прогнозируется по модели Kuz-Ram [6–8], а наполнение ковша моделируется методом дискретных элементов [9, 10,]. Расход топлива в режимах нагружения рассчитывается по методикам отечественной школы карьерного автотранспорта [11–16]. Однако оба фактора производительности традиционно рассматриваются раздельно; отсутствует единая математическая постановка, связывающая гранулометрический оптимум загрузки с оптимумом плеча откатки. Цель работы – построение математической модели повышения производительности карьерных автосамосвалов на основе совместной оптимизации гранулометрического состава и плеча откатки и доказательство мультипликативности их влияния.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ

Объекты исследования – экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров Кальмакыр АО «Алмалыкский ГМК» (глубина 535 м) и Мурунтау АО «НГМК» (глубина 620 м). Управляемыми величинами приняты средний (медианный) размер куска взорванной породы X_{50} и среднее плечо откатки L . Для исследования функций на экстремум используется классический аппарат дифференциального исчисления: для показателя $Z(X_{50})$ находится производная $Z'(X_{50})$, решается уравнение $Z'(X_{50}) = 0$, и характер каждой точки определяется по смене знака производной. Исходные коэффициенты модели наполнения получены методом дискретных элементов (Altair EDEM): $\varepsilon_0 = 0,275$; $X_{50}^* = 550$ мм; $\alpha = 0,523$; $\beta = -0,388$ [9, 10].

Введём безразмерное отклонение крупности от эталона ξ и модель порозности загрузки ковша:

$$\xi = \frac{X_{50} - X_{50}^*}{X_{50}^*}, \quad \varepsilon(X_{50}) = \varepsilon_0(1 + \alpha\xi^2 + \beta\xi^3) \quad (1)$$

Коэффициент наполнения ковша и его производная по крупности:

$$K_n(X_{50}) = 1 - \varepsilon(X_{50}), \quad K_n'(X_{50}) = -\frac{\varepsilon_0}{X_{50}^*} \cdot \xi \cdot (2\alpha + 3\beta\xi) \quad (2)$$

Часовая производительность экскаватора связывает наполнение ковша со временем рабочего цикла $t_{\text{ц}}(X_{50}) = (c_0 + c_2n + T_0) + c_1X_{50}$:

$$Q(X_{50}) = A \cdot \frac{K_n(X_{50})}{t_{\text{ц}}(X_{50})}, \quad A = \frac{3600 \cdot V \cdot \rho}{1000} \quad (3)$$

Время загрузки автосамосвала грузоподъёмностью $P_{\text{гр}}$ определяется целым числом ковшей $n_{\text{ц}} = \left[\frac{P_{\text{гр}}}{M(X_{50})} \right]$, где $M(X_{50})$ – масса породы за черпак:

$$T_{\text{загр}}(X_{50}) = n_{\text{ц}}(X_{50}) \cdot t_{\text{ц}}(X_{50}) \quad (4)$$

Время рейса автосамосвала и расход дизельного топлива определяются плечом откатки L . Расход топлива описывается уравнением мощностного баланса $\frac{dQ}{dt} = \frac{g_e \cdot N_e}{1000} \cdot K(t)$, где g_e – удельный расход двигателя; N_e – номинальная мощность; $K(t)$ – коэффициент использования номинальной мощности. Цикл рейса разбивается на пять этапов (погрузка, гружёный ход, разгрузка, порожний ход, манёвры), на каждом из которых $K(t) = K_i$ постоянен. Интегрирование краевой задачи в квадратурах даёт расход топлива за рейс:

$$Q_{\text{рейс}} = \frac{g_e \cdot N_e}{1000} \cdot \rho_{\text{дт}} \cdot 60 \cdot \sum_i K_i \cdot t_i \quad (5)$$

Подставляя кинематические соотношения $t_{\text{гр}} = \frac{L}{v_{\text{гр}}(i)}$ и $t_{\text{пор}} = \frac{L}{v_{\text{пор}}(i)}$ и группируя слагаемые относительно L , получаем линейную форму расхода топлива за рейс:

$$Q_{\text{рейс}}(L, i) = \alpha + \beta(i) \cdot L \quad (6)$$

где α – постоянная составляющая (этапы погрузки, разгрузки, манёвров, не зависящие от L); $\beta(i)$ – удельный расход на единицу плеча откатки при уклоне трассы i . Совместная оптимизация формулируется как минимизация удельных приведённых транспортных затрат при ограничении «без перегруза» $K_r \leq 1$ и геомеханическом ограничении снизу $L \geq L_{\text{ГДПО}}$, где $L_{\text{ГДПО}}$ – геомеханически-допустимое плечо откатки, образующее подвижную нижнюю границу вариационной задачи.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ОБСУЖДЕНИЕ

Оптимум наполнения ковша. Приравняв производную (2) к нулю и исследуя знак линейного множителя $g(\xi) = 2\alpha + 3\beta\xi$, который строго положителен на рабочем отрезке ($g \geq 0,094 > 0$), получаем, что знак K_n' определяется только множителем $(-\xi)$: при $X_{50} < 550$ мм наполнение возрастает, при $X_{50} > 550$ мм – убывает. Следовательно, $X_{50} = 550$ мм – единственная точка максимума наполнения; в ней $K_n(550) = 1 - \varepsilon_0 = 0,725$, что для экскаватора ЭКГ-10 ($V = 10$ м³) даёт массу за черпак $M = 19,2$ т (рис. 1).

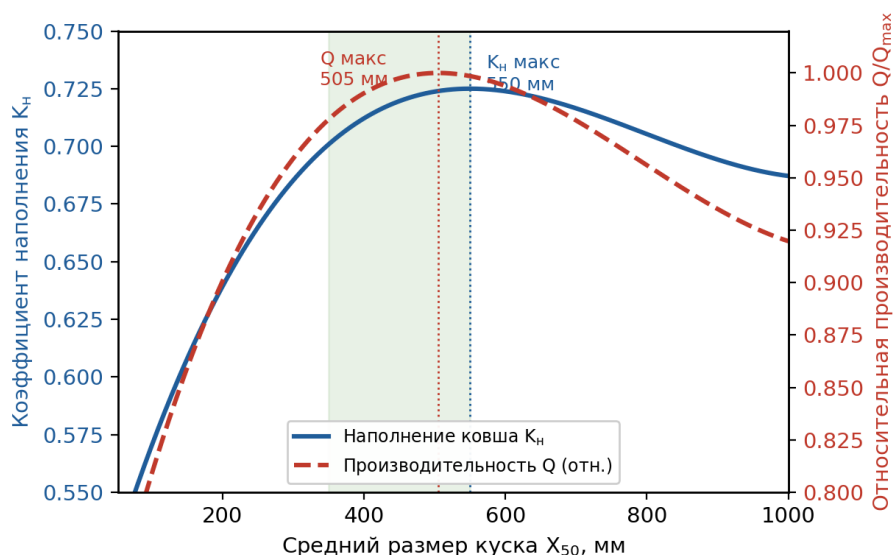


Рис. 1 – Коэффициент наполнения ковша $K_n(X_{50})$ и относительная производительность экскаватора $Q(X_{50})$: максимум наполнения при 550 мм, производительности – при 505 мм; рабочий диапазон крупности 350–550 мм

Оптимум производительности. Поскольку крупность влияет на производительность двояко (с ростом X_{50} наполнение растёт, но и время цикла увеличивается), уравнение $Q' = 0$ сводится к кубическому относительно ξ . Единственный лежащий в рабочем отрезке корень даёт оптимум производительности при $X_{50} = 505$ мм. В точке 550 мм производная $Q'(550) < 0$ (производительность уже убывает), что строго объясняет факт «двух оптимумов»: наполнение наибольшее при 550 мм, а производительность – при 505 мм. Проверка по усилию: $F_{\text{черп}}(505) = 563$ кН ниже допустимого усилия экскаваторов ЭКГ-10 (650

кН) и ЭКГ-15 (870 кН), поэтому крупность 505 мм технологически допустима.

Оптимум времени загрузки автосамосвала. С учётом целочисленности числа ковшей время загрузки на каждом участке постоянного $n_{\text{ц}}$ строго возрастает ($T_{\text{загр}}' = k \cdot c_1 > 0$), поэтому его минимум достигается у левого края участка: для ЭКГ-10 ($n_{\text{ц}} = 7$) – при $X_{50} \approx 350$ мм, для ЭКГ-15 ($n_{\text{ц}} = 5$) – при $X_{50} \approx 250$ мм. Совмещение требований экскаватора (505 мм) и автосамосвала (350 мм) даёт согласованный рабочий диапазон крупности 350–550 мм (таблица 1).

Таблица 1.
Оптимальные значения среднего размера куска X_{50} по критериям наполнения, производительности и времени загрузки

Критерий	X_{50} оптимум, мм	Режим / эффект
Наполнение ковша K_n (макс.)	550	$K_n = 0,725$; $M = 19,2$ т (ЭКГ-10)
Производительность экскаватора Q (макс.)	505	$Q'(550) < 0$; $F_{\text{черп}} = 563$ кН
Время загрузки автосамосвала $T_{\text{загр}}$ (мин.)	350	ЭКГ-10, $n_{\text{ц}} = 7$ ковшей
Согласованный диапазон	350–550	без недогруза и перегруза

Линейная модель расхода топлива. Калибровка функциональной модели (6) по автотранспортному балансу карьера Кальмакыр за 2024 г. дала параметры $\alpha = 23,4$ л и $\beta = 13,9$ л/км для БелА3-75307 и $\alpha = 16,8$ л, $\beta = 10,6$ л/км для БелА3-75131. Расчётный расход за рейс совпал с фактическим (84,3 л для БелА3-75307; 64,5 л для БелА3-75131) с относительной погрешностью не более 1,9 %, что значительно лучше нормативной точности инженерных расчётов 5–10 % (рис. 2). Сокращение плеча откатки с 4,5 до 2,0 км снижает расход топлива

за рейс на 41 % (с 84,3 до 49,2 л для БелА3-75307 и с 64,5 до 38,0 л для БелА3-75131).

Доминирование гружёного хода. Поэтапный расчёт показывает, что на этап гружёного хода приходится свыше 70 % расхода топлива за рейс, на порожний – около 16 %, на разгрузку – около 6 %, на погрузку и манёвры суммарно – менее 8 % (рис. 3). Доминирование гружёного хода делает расход топлива практически линейным по плечу откатки и обосновывает плечо откатки как главный рычаг повышения производительности и топливной экономичности автосамосвала.

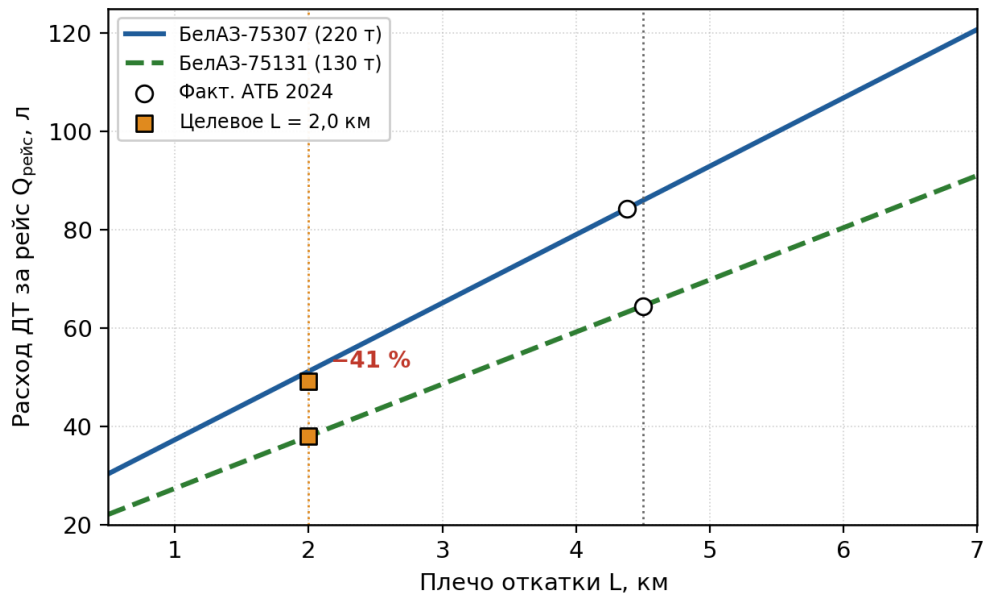


Рис. 2 – Линейная зависимость расхода дизельного топлива за рейс от плеча откатки для основных типов автосамосвалов парка карьера Кальмакыр (точки – данные АТБ за 2024 г.)

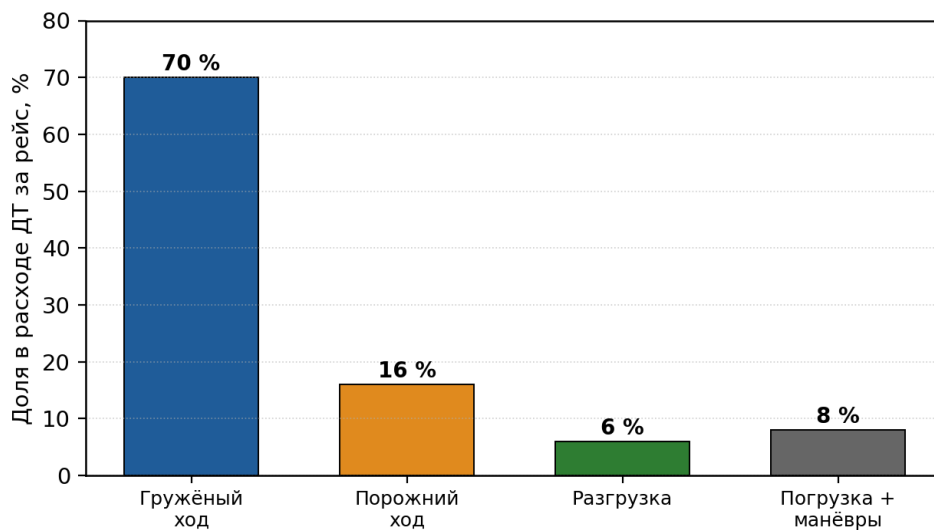


Рис. 3 – Структура расхода дизельного топлива по этапам цикла рейса карьерного автосамосвала: доминирование грузёного хода

Совместная оптимизация. Поскольку гранулометрический состав действует на коэффициент наполнения, а плечо откатки – на время рейса, то есть на разные сомножители часовой производительности автосамосвала, их эффекты мультипликативны: устранение потерь от недогруза и перегруза за счёт удержания крупности X_{50} в диапазоне 350–550 мм дополняется ростом производительности за счёт сокращения плеча откатки L . Это означает, что совместная оптимизация эффективнее раздельной и образует единую математическую постановку, связывающую буровзрывную подготовку горной массы с организацией транспортирования. Различие гранулометрических оптимумов экскаватора (≈ 550 мм по наполнению) и автосамосвала (≈ 350

мм по времени загрузки) разрешается выбором согласованного диапазона 350–550 мм как компромисса.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Построена математическая модель повышения производительности карьерных автосамосвалов, объединяющая в единой постановке буровзрывную подготовку горной массы (через средний размер куска X_{50}) и организацию транспортирования вскрышных пород (через плечо откатки L).

2. Аналитическим исследованием функций на экстремум установлены три согласованных оптимума крупности: максимум наполнения ковша при $X_{50} = 550$ мм ($K_n = 0,725$), максимум производительности экскаватора при 505 мм и минимум времени загрузки

автосамосвала при 350 мм; согласованный рабочий диапазон крупности 350–550 мм.

3. По функциональной модели расхода дизельного топлива методом коэффициентов нагружения (α) получена линейная зависимость $Q_{\text{рейс}} = \alpha + \beta \cdot L$, откалиброванная по автотранспортному балансу карьера Кальмакыр 2024 г. с погрешностью $\leq 1,9$ %; сокращение

плеча откатки с 4,5 до 2,0 км снижает расход топлива на 41 %.

4. Доказана мультипликативность влияния гранулометрии и плеча откатки на часовую производительность автосамосвала, что обосновывает их совместную оптимизацию; результаты применимы к глубоким карьерам Кальмакыр АО «Алмалыкский ГМК» и Мурунтау АО «НГМК».

MATHEMATICAL MODELING OF INCREASING THE PRODUCTIVITY OF MINING DUMP TRUCKS IN DEEP OPEN PITS

Umarov F.Y., Karimov Sh.V., Tuychiboev E.I.

Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS, Almalyk, Uzbekistan

ABSTRACT

A mathematical model is developed for increasing the hourly productivity of mining dump trucks in deep open pits through joint optimization of two controllable factors: the bucket fill factor (via the fragmentation of the blasted rock mass) and the truck trip time (via the haul distance). Analytical extremum study shows that bucket filling peaks at a mean fragment size of 550 mm, shovel productivity at 505 mm, and truck loading time is minimal at 350 mm; the agreed working fragmentation range is 350–550 mm. The physically based fuel-consumption model by the load-coefficient method (Karimov–Tuychiboev method) yields a linear dependence of trip fuel on haul distance, calibrated against the 2024 haulage balance of the Kalmakyr pit with an error of ≤ 1.9 %. Reducing the haul distance from 4.5 to 2.0 km raises truck productivity and cuts fuel by 41 %. Because the two factors act on different multipliers of productivity, their effects are multiplicative, which justifies joint optimization.

KEYWORDS

mining dump truck, productivity, rock fragmentation, bucket fill factor, haul distance, diesel fuel consumption, load-coefficient method, joint optimization, mathematical modeling.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть I. Производственные процессы. – М. : Недра, 1985. – 509 с.
2. Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров. – М. : Недра, 1983. – 295 с.
3. Кулешов А.А. Проектирование и эксплуатация карьерного автотранспорта. – СПб. : Санкт-Петербургский горный институт, 1999. – 127 с.
4. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. – М. : Изд-во МГГУ, 2013. – 412 с.
5. Лель Ю.И., Бахтурин Ю.А., Глебов И.А. Расчёт расхода топлива карьерных автосамосвалов в режимах эксплуатационной нагрузки // Известия вузов. Горный журнал. – 2022. – № 6. – С. 64–72.
6. Кузнецов В.М. Средний размер куска породы при взрывном дроблении // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1973. – № 2. – С. 39–43.
7. Rosin P., Rammler E. The laws governing the fineness of powdered coal // Journal of the Institute of Fuel. – 1933. – Vol. 7. – P. 29–36.
8. Cunningham C.V.B. The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on // Brighton Conference Proceedings. – 2005. – P. 201–210.
9. Cundall P.A., Strack O.D.L. A discrete numerical model for granular assemblies // Géotechnique. – 1979. – Vol. 29, № 1. – P. 47–65. – DOI: 10.1680/geot.1979.29.1.47.
10. Coetzee C.J. Review: Calibration of the discrete element method // Powder Technology. – 2017. – Vol. 310. – P. 104–142. – DOI: 10.1016/j.powtec.2017.01.015.
11. Кулешов А.А. Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров. – М. : Недра, 1980. – 317 с.
12. Паначев И.А., Широколов Г.В., Кузнецов И.В., Широколобова А.Г. Влияние кусковатости взорванной горной массы на удельные затраты энергии при транспортировании // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. – № 6. – С. 106–112.
13. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г. Обоснование оптимальных параметров вскрытия глубоких карьеров // Записки Горного института. – 2021. – Т. 247. – С. 32–43.

14. Корнилов С.В., Лаптев Ю.В., Яковлев В.Л. Принципы оптимизации стратегии развития горнотехнических систем глубоких карьеров // Известия вузов. Горный журнал. – 2021. – № 3. – С. 4–14.
15. Jethro M.A., Onyemaobi O.O., Xiao Z. Optimizing fragmentation for efficient loading and haulage operations // International Journal of Mining Science and Technology. – 2022. – Vol. 32, № 4. – P. 717–728. – DOI: 10.1016/j.ijmst.2022.05.002.
16. Das R., Topal E., Mardaneh E. Concurrent optimisation of open pit ore and waste movement with optimal haul road selection // Resources Policy. – 2024. – Vol. 91. – Article 104940. – DOI: 10.1016/j.resourpol.2024.104940.
17. Pathan A.G., Saqib S., Ali M., Memon Z.A. Simulation optimization of shovel-truck system in open-pit mines considering rockmass parameters // Journal of Advanced Transportation. – 2025. – Vol. 2025. – Article 7939037. – DOI: 10.1155/atp/7939037.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Umarov Farhodbek Yarkulovich	— Doctor of Technical Sciences (D.Sc.), Professor, Scientific Consultant; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS, Almalyk, Uzbekistan. E-mail: farkhodbek.umarov@yandex.ru ORCID ID: https://orcid.org/0009-0008-5173-4561
Karimov Sherzod Vafo o'g'li	— Applicant for the Degree of Doctor of Philosophy (PhD) in Technical Sciences; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS, Almalyk, Uzbekistan.
Tuychiboev Eldor Ilhom o'g'li	— Basic Doctoral Student; Almalyk Branch of the National University of Science and Technology MISIS, Almalyk, Uzbekistan.

МАРКШЕЙДЕРСКИЙ МОНИТОРИНГ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ ОСУШЕННОГО ПРИБОРТОВОГО МАССИВА УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА «АНГРЕНСКИЙ» НА ОСНОВЕ ОБЪЕМНЫХ МОДЕЛЕЙ

Баймирзаев Б.Ж., Муродбеков У.Ф., Саййидкасимов С.С.

Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.21590665

АННОТАЦИЯ

Представлены результаты маркшейдерского мониторинга геомеханических процессов и прогноза устойчивости осушенного прибортового массива угольного разреза «Ангренский» на основе объемных геолого-геомеханических моделей. Автором разработан алгоритм прогноза, включающий построение триангуляционной модели прибортового массива, определение физико-механических параметров с учетом анизотропии влажности и расчет коэффициента устойчивости методом предельного равновесия. Прогноз по геологическим разрезам 1–1, 2–2, 3–3 показал повышение коэффициента устойчивости с 1,00–1,04 до 1,06–1,09 (прирост 5–6 %) после реализации комплекса опережающего осушения. Показало, что внедрение объемных моделей в практику маркшейдерского обеспечения открытых горных работ позволяет повысить точность прогноза и достоверность выбора параметров борта.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

маркшейдерский мониторинг, геомеханические процессы, прибортовой массив, угольный разрез, прогноз устойчивости, объемная геолого-геомеханическая модель, метод предельного равновесия, коэффициент устойчивости, опережающее осушение.

Введение

Обеспечение устойчивости бортов угольных разрезов является одной из ключевых задач маркшейдерского обеспечения безопасности открытых горных работ. Отсутствие своевременного выявления оползнеопасных зон связано с особенностью построения разведочных сетей, которая заключается в интерполяции

скважинных данных в межскважинном пространстве. В результате факторы, влияющие на возникновение геомеханических процессов, могут быть не выявлены или частично выявлены за счет недостаточной детализации [1, 2].

В настоящее время широкое распространение получили геомеханические методы исследования состояния прибортовых массивов,

основанные на взаимосвязи параметров состояния и свойств горных пород с параметрами физических полей [3]. С учетом современной тенденции использования средств автоматизации для повышения точности прогноза актуальной задачей является разработка алгоритмов прогноза устойчивости на основе объемных геолого-геомеханических моделей [4, 5].

Целью настоящей работы является разработка и апробация методики маркшейдерского мониторинга геомеханических процессов и прогноза устойчивости осушенного прибортового массива угольного разреза «Ангренский» с использованием объемных геолого-геомеханических моделей.

Методика исследований

В результате анализа геомеханических процессов на рабочем борту разреза «Ангренский» выявлены наиболее масштабные действующие оползни, увлажненные прибортовые массивы горных пород, снижающие безопасность и нарушающие технологический режим работы предприятия. Установлена хронология развития деформаций, проанализированы базы данных геологической разведки, маркшейдерских инструментальных наблюдений за деформациями и электрических зондирований прилегающего прибортового массива.

Исходя из установленной динамики развития деформационных процессов, для разработки инженерных мероприятий по стабилизации оползня методом обратных расчетов были определены показатели сопротивления сдвигу, направленных на стабилизацию оползня, методом обратных расчетов определены показатели сопротивления сдвигу по поверхности скольжения прибортового массива горных пород (табл. 1).

Условие предельного равновесия при алгебраическом сложении сил на наиболее напряженной поверхности записывается в виде:

$$n_{уст} = \frac{tg\phi_p \cdot \sum P_i \cdot g \cdot \cos \phi_i + C_p \cdot \sum l_i}{\sum P_i \cdot g \cdot \sin \phi_i}$$

Расчеты с учетом обводненности массива производились по формуле:

$$n = \frac{\sum (P_i \cdot \cos \phi_i - D_i) + k_i \cdot l_i}{\sum P_i \cdot \sin \phi_i}$$

На основании полученных исходных данных построена объемная геолого-геомеханическая модель прибортового массива и прилегающих увлажненных уступов. Для поиска наиболее опасного сечения предложен алгоритм прогноза устойчивости на основе объемных геолого-геомеханических моделей.

Для оценки устойчивости был разработан и использован четырехэтапный алгоритм прогноза устойчивости, позволяющий определить наиболее опасные сечение:

1. Построение объемной модели. Маркшейдерские планы и геологические разрезы переводятся в цифровой формат, строится триангуляционная модель поверхности борта, рельефа и границ аномальных зон с выделением поверхностей ослабления и влагонасыщенных зон.

2. Задание исходных данных. Вводятся физико-механические параметры ϕ , C , γ для зон естественной влажности и влагонасыщения, а также граничные условия (поровое давление, сейсмическое воздействие).

3. Формирование расчетной схемы. Задаются координаты первого расчетного сечения, величины линейного (Δl) и углового ($\Delta \alpha$) шага смещения расчетных сечений, а также шаг поиска (Δa) наиболее напряженной поверхности скольжения с автоматическим построением веера расчетных сечений.

4. Расчет и визуализация. В каждом расчетном сечении вычисляется сумма удерживающих и сдвигающих сил и определяются коэффициенты устойчивости методом предельного равновесия; результаты наносятся на поверхность модели в виде изолиний $E(n)$, по которым идентифицируются оползнеопасные зоны и формируются горно-геометрические графики.

Результаты и их обоснование

Прибортовой массив опасной зоны сложен породами мезо-кайнозойского покрова с преобладанием пород глинистого состава. Падение слоистости близкое к горизонтальному. Строение массива осложнено разрывными нарушениями, классифицируемыми как взбросо-надвиги с очень пологим сместителем в нижней части и крутым в верхней.

Для прибортового массива характерно цикличное развитие деформационного процесса: параллельно верхней бровке откоса многократно формируются вертикальные трещины отрыва, происходит оседание и горизонтальное смещение отколовшихся блоков. При анализе результатов маркшейдерских инструментальных и визуальных наблюдений поверхность скольжения приурочена к глинам и пескам сузакского яруса палеогена.

Основной причиной интенсивных геомеханических процессов является инфильтрация поверхностных и подрусловых вод через разрывные нарушения, за счет чего образуется естественная поверхность ослабления и происходит снижение показателей сопротивления сдвигу переувлажненных глин.

Таблица 1.

Показатели сопротивления сдвигу по поверхности скольжения прибортового массива горных пород

Литологическая разность	φе, град. (ест. влажн.)	φв, град. (влажонасыщ.)	Се, кН/м ² (ест. влажн.)	Св, кН/м ² (влажонасыщ.)
Известняки, мергели, песчаники	0	0	0	0
Глины сузакского яруса	6,5–7,5	5,5–6,5	2,9–3,9	2,5–2,9
Глины песчаные	18–22	14–16	17,7–35,3	5,3–10,6

С использованием полученных показателей выполнен прогноз устойчивости по трем геологическим разрезам (1–1, 2–2, 3–3), построение которых выполнено автором и детально изложено в соответствующем разделе

диссертации. Прогноз выполнялся методом многоугольника сил на различные периоды времени. Результаты прогноза представлены в табл. 2.

Таблица 2.

Результаты прогноза устойчивости оползня «Центральный»

Геологический разрез	зв, м	зн, м	h, м	α, град.	n (до осушения)	n (после осушения)	Прирост, %
1–1	+680	+550	130	43	1,00	1,06	6,0
2–2	+685	+545	140	43	1,00	1,08	8,0
3–3	+675	+535	140	43	1,04	1,09	4,8
Среднее					1,01	1,08	≈ 6,3

Примечание: зв, зн — отметки верхней и нижней бровок; h — высота борта; α — результирующий угол борта; n — коэффициент устойчивости.

Анализ данных табл. 2 показывает, что состояние равновесия прибортового массива до осушения оценивается как предельное: значения n по геологическим разрезам 1–1, 2–2 и 3–3 равны 1,00; 1,00 и 1,04 соответственно. После реализации комплекса мероприятий по опережающему осушению скважинами с камуфлетными полостями [6, 7] значения коэффициентов устойчивости увеличились до 1,06; 1,08 и 1,09, что соответствует приросту на 5–6 %.

Выводы

1. Автором разработан алгоритм прогноза устойчивости прибортового массива на основе объемных геолого-геомеханических моделей, включающий четыре этапа: формирование триангуляционной модели, ввод физико-механических параметров с учетом анизотропии влажности, настройку расчетного модуля и вычисление коэффициента устойчивости.

2. Методом обратных расчетов определены показатели сопротивления сдвигу по

поверхности скольжения для зон естественной влажности и влагонасыщения. Установлено, что значения сцепления С для глинистых пород изменяются от 2,5–2,9 кН/м² (влажонасыщение) до 17,7–35,3 кН/м² (естественная влажность), углы внутреннего трения φ — от 5,5° до 22°.

3. Маркшейдерский прогноз устойчивости, выполненный с учетом осушения прибортового массива, показал повышение коэффициента устойчивости по геологическим разрезам 1–1, 2–2, 3–3 с 1,00–1,04 до 1,06–1,09, что соответствует приросту на 5–6 % и переводит прибортовой массив из предельного состояния в устойчивое.

4. Внедрение объемных геолого-геомеханических моделей в практику маркшейдерского обеспечения открытых горных работ позволяет принципиально повысить точность прогнозов устойчивости и обоснованность выбора параметров борта за счет исключения ошибок, связанных с человеческим фактором.

MINE SURVEYING MONITORING OF GEOMECHANICAL PROCESSES AND STABILITY ASSESSMENT OF THE DEWATERED HIGHWALL ROCK MASS AT THE ANGRENSKY OPEN-PIT COAL MINE USING 3D MODELING

B.J. Baymirzaev, U.F. Murodbekov, S.S. Sayyidkasimov

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

ABSTRACT

The results of mine surveying monitoring of geomechanical processes and stability forecast of the dewatered pit wall massif of the Angrensky coal open-pit based on volumetric geological-geomechanical models are presented. The author has developed a

forecast algorithm that includes the construction of a triangulation model of the pit wall massif, the determination of physical and mechanical parameters considering moisture anisotropy, and the calculation of the stability coefficient using the limit equilibrium method. The forecast for geological sections 1–1, 2–2, and 3–3 showed an increase in the stability coefficient from 1.00–1.04 to 1.06–1.09 (an increase of 5–6%) after implementing a set of advanced dewatering measures. It has been demonstrated that the introduction of volumetric models into the practice of mine surveying support of open-pit mining improves forecast accuracy and the reliability of pit wall parameter selection.

KEYWORDS

mine surveying monitoring, geomechanical processes, pit wall massif, coal open-pit, stability forecast, volumetric geological-geomechanical model, limit equilibrium method, stability coefficient, advanced dewatering.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Саййидкасимов С.С., Низамова А.Т. Условия и тенденции маркшейдерского обеспечения цифровой трансформации горнодобывающего производства // Труды Международной научно-практической конференции. – Ташкент: ТашГТУ, 2022. – С. 4–9.
2. Саййидкасимов С.С., Низамова А.Т., Хакимов А.М. Повышение точности маркшейдерского обеспечения щитовой проходки тоннелей второй очереди Ташкентского метрополитена // Горный журнал. – 2025. – № 11. – С. 15–20.
3. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 2020. – 378 с.
4. Deng D.P., Zhao L.H., Li L. Limit equilibrium slope stability analysis using the nonlinear strength failure criterion // Canadian Geotechnical Journal. – 2015. – Vol. 52. – P. 563–576.
5. Read J., Stacey P. Guidelines for Open Pit Slope Design. – Leiden: CRC Press/Balkema, 2022. – 512 p.
6. Baymirzaev B., Murodbekov U., Mamarajabova Z., Morozov V. Advanced drainage of the sides of a coal mine by horizontal wells with a camouflage cavity // E3S Web of Conferences. – 2023. – Vol. 383. – 04045.
7. Toshov J.B., Yelemessov K., Baymirzayev B.J., Baskanbayeva D., Murodbekov U.F. Drainage methods of the pit wall massif for efficient groundwater interception in open-pit mines // News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. – 2025. – Vol. 5, № 473. – P. 267–281.
8. Кашников Ю.А., Ашихмин С.Г. Механика горных пород при разработке месторождений открытым способом. – Пермь: ПНИПУ, 2023. – 288 с.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Baymirzaev Bakhtiyor Jumanazarovich	— Head of the Academic Affairs Department, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Doctor of Philosophy in Economics, Associate Professor; 2 University Street, Almazar District, Tashkent 100095, Uzbekistan. E-mail: b.baymirzaev76@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-8313-085X
Murodbekov Ulugbek Furkatovich	— Doctoral Candidate, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Street University, 2A, 100095 Tashkent, Uzbekistan. E-mail: ralcon5350@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-2181-157X
Sayyidkosimov Sayyidjabbor Sayyidkosim ugli	— Professor at the department of Mine surveying and geodesy, DSc, professor; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Republic of Uzbekistan. E-mail: sayyidjabbor@yandex.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-5954-2790

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДОБАВКИ МРАМОРНОЙ ПУДРЫ НА ИЗМЕНЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВОГО РАСТВОРА НА ОСНОВЕ БЕНТОНИТОВОЙ ГЛИНЫ, КМЦ И ОПР

¹Умедов Ш.Х., ¹Шукуров С.С., ¹Турсунов Ж.А., ¹Комилов Т.О., ²Бегижонов И.И.

¹Ташкентский государственный технический университет
имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан.

²ООО «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.21590754

АННОТАЦИЯ В данную статью рассмотрены и проанализированы зависимости изменения параметров бурового раствора при постепенном добавлении мраморной пудры в исходный состав бурового раствора. На основе экспериментальных данных определены виды зависимостей параметров раствора. С применением коэффициента корреляции и метода наименьших квадратов выведены формулы для прогнозирования плотности и времени истечения условная вязкость из прибора СПВ – 5. Полученные результаты дают возможности прогнозировать ряд параметров значений бурового раствора в реальном режиме бурения в полевых условиях при известной массе мраморной пудры в составе. Используя приведенный методом в статьи можно прогнозировать произвольных параметров бурового раствора при известной массе добавляемый необходимые реагенты. Кроме того, полученные результатов эксперимента доказывається, что чем больше масса добавляемой мраморной пудры на исходный раствор, меньшая фильтрация, тонкая корка что обеспечивает необнаружит прихвата и с большими значениями вязкости повышает значительно выноса шлама. Определено формула, прогнозирующую с наименьшей погрешности, плотность и время истечения из прибора СПВ – 5 бурового раствора на основе бентонитной глины, КМЦ и ОПР с добавкой мраморной пудры.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА Аппроксимация, регрессионный анализ, метод наименьших квадратов, коэффициент корреляции, буровой раствор, плотность, линейность.

Эффективность бурения нефтяных и газовых скважин во многом зависит от качества бурового раствора [1]. Использование добавок, таких как мраморная пудра, позволяет регулировать плотность и фильтрационные характеристики состава [2]. Актуальность данного исследования заключается в необходимости точного математического прогнозирования изменения параметров раствора при изменении концентрации добавок для обеспечения стабильности ствола скважины.

В настоящее время наиболее распространенными остаются глинистые буровые растворы, обработанные различными химическими добавками [3,4]. Такие растворы относятся к категории аномальных жидкостей, т.е. их реологические уравнения отличаются от закона Ньютона

$$\tau = \mu \dot{\gamma}$$

где τ – касательное напряжение сдвига; μ – вязкость; $\dot{\gamma}$ – скорость сдвига.

В зависимости от химической обработки, буровые растворы могут обладать различными реологическими свойствами. Буровые растворы с более высоким содержанием глинистых частиц и ингибированные углекислотными реагентами или поливалентными катионами относят к вязкопластичным жидкостям. Вязкопластичные жидкости при напряжениях, ниже критического значения τ_0 , названного предельным

напряжением сдвига или динамическим напряжением сдвига, не деформируются, а при больших напряжениях текут подобно вязким жидкостям. Как указано выше, реологическое уравнение вязкопластичной жидкости описывается моделью Шведова – Бингама [5].

$$\tau = \tau_0 + \eta \dot{\gamma}, \dot{\gamma} > 0; \tau \leq \tau_0, \dot{\gamma} = 0.$$

где τ_0 – предельное напряжения сдвига; η – пластическая вязкость.

Для объяснения поведения вязко – пластичной жидкости Шведова – Бингама предполагают, что покоящаяся жидкость имеет пространственную структуру, достаточно жесткую для того, чтобы сопротивляться напряжением, не превышающим по величине τ_0 . Если же напряжение превышает τ_0 , то структура полностью разрушается, и система ведет себя как обычная ньютоновская жидкость при напряжениях сдвига $\tau > \tau_0$.

В последнее время все большее распространение в технологии бурения и цементирования скважин получило применение полимерные добавки. Для полимерных добавок, вследствие структурного изменения в промывочной жидкости при небольших скоростях сдвига, зависимость $\tau = \tau(\dot{\gamma})$ отклоняется от прямой линии. В связи с этим, в гидравлических исследованиях были применены нелинейные модели. Одним из таких моделей является степенная модель Оствальде де Валле

$$\tau = k\gamma^n$$

где k, n – показатели неньютоновская поведения, которые определяются экспериментальным путем. Она было использована для описания поведения некоторых буровых растворов с низким содержанием твердой фазы, обработанных полимерными реагентами.

Для математического описания процессов в бурении часто применяются статистические методы. В работах Л. В. Коломиец и Н. Ю. Поникаровой [6] подробно описан метод наименьших квадратов как базовый инструмент аппроксимации экспериментальных данных. Также вопросы цифровой обработки данных рассматриваются в трудах П. И. Анферова и соавторов [7]. В данной статье эти методы адаптированы для анализа конкретного состава

бурового раствора: вода, бентонит, NaOH, Na_2CO_3 , КМЦ и ОПР.

При добавлении мраморной пудры в буровой раствор его параметры (плотность, вязкость, СНС и т.д.) изменяются нелинейно или линейно в зависимости от концентрации. Проблема заключается в отсутствии простых и точных формул для оперативного расчета этих изменений непосредственно на буровой раствор без проведения полной серии лабораторных тестов [4,5,6,7]. Цель работы – установить математическую связь между массой добавки и ключевыми параметрами раствора.

К обсуждения например пусть задано результаты экспериментов в виде следующая таблица:

Таблица 1
Параметры данные аппроксимации

x	x_1	x_2	...	x_n
y	y_1	y_2	...	y_n

Существует множества способов нахождения прогнозируемая зависимость между параметрами x и y с определенными погрешностями, так как регрессионный анализ, аппроксимация, эффект Гипса и т.д. Если данные полученными экспериментальным образом, отражается так как регрессия функция от одной переменной, то можно использовать метод наименьших квадратов (МНК). При этом зависимость выглядит следующим образом:

$$y = a_0 + a_1x + a_2x^2 + a_3x^3 + \dots + a_nx^n$$

$$= \sum_{m=0}^n \frac{f^{(m)}(0)}{m!} x^m \quad (1)$$

где, коэффициенты $a_0, a_1, a_2, \dots, a_n$ можно найти, используя свойства коэффициентов ряда Тейлора:

$$\begin{cases} a_0 = f(0) \\ a_1 = \frac{f'(0)}{1!} \\ a_2 = \frac{f''(0)}{2!} \\ \dots \\ a_n = \frac{f^{(n)}(0)}{n!} \end{cases}$$

Сначала вычисляется коэффициент корреляции:

$$r = \frac{n \sum_{i=1}^n x_i y_i - (\sum_{i=1}^n x_i)(\sum_{i=1}^n y_i)}{\sqrt{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - (\sum_{i=1}^n x_i)^2} \sqrt{n \sum_{i=1}^n y_i^2 - (\sum_{i=1}^n y_i)^2}}$$

Коэффициент корреляции принимает значений принадлежащий в отрезке $[-1; 1]$.

■ если $0,985 \leq |r| \leq 1$, то говорят о отличной корреляции между x и y ,

■ если $0,95 \leq |r| \leq 0,99$, то говорят о хорошей корреляции между x и y ,

■ если $0,9 < |r| \leq 0,95$, то говорят об удовлетворительной корреляции между x и y ,

■ если $|r| \leq 0,9$, то нельзя говорить о корреляции между x и y .

Если $|r| > 0,9$, то корреляция существует и искомая прогнозируемая зависимость будет в виде функции в степени: $y = ax + b$, $y = ax^2 + bx + c$, $y = ax^3 + bx^2 + cx + d$, $y = ax^4 + bx^3 + cx^2 + dx + e$ и т.д.

Коэффициенты: $a_0; a_1; a_2; a_3 \dots a_n$ найдется следующим образом:

$$\begin{pmatrix} k & \dots & \sum_k x_i^n \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ \sum_k x_i^n & \dots & \sum_k x_i^{2n} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} a_0 \\ a_1 \\ \dots \\ a_n \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \sum_k y_i \\ \sum_k x_i y_i \\ \dots \\ \sum_k x_i^n y_i \end{pmatrix} \quad (3)$$

✓ Если оценка коэффициент корреляции отличная, то искомая зависимость будет линейной в виде $y = ax + b$, а коэффициенты a и b найдется от систем уравнений:

$$\begin{pmatrix} n & \sum_{i=1}^n x_i \\ \sum_{i=1}^n x_i & \sum_{i=1}^n x_i^2 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} b \\ a \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \sum_{i=1}^n y_i \\ \sum_{i=1}^n x_i y_i \end{pmatrix} \quad (4)$$

Средняя ошибка аппроксимации для линейной регрессии:

$$\sigma = \frac{100}{n} \sum \left| \frac{y_i - y_i(x)}{y_i} \right| \quad (5)$$

✓ В случаях $0,9 < |r| < 0,985$ то искомая зависимость будет в виде функции в степени высшего порядка 2: $y = ax^2 + bx + c$, $y = ax^3 + bx^2 + cx + d$, $y = ax^4 + bx^3 + cx^2 + dx + e$ и т.д.

✓ Если $|r| \leq 0,9$, придется искать зависимость используя других методов так как эффект Гипса, преобразование Фурье, МНК для других видов функции отличная от функции в степени и т.д.

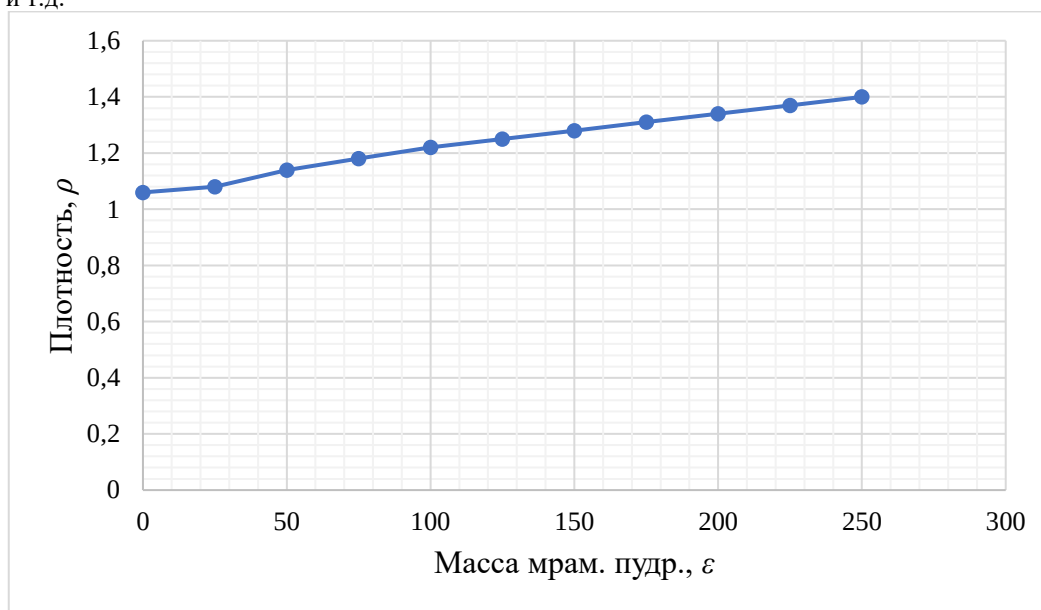


Рисунок 1. График изменение плотность буровой раствор при постепенного добавление мраморной пудры.

Используя, формула (2) вычисляем коэффициент корреляции и оцениваем линейность искомая зависимость, где в нашем случае $n = 11$, ε – добавляемая масса мраморная пудра, гр., ρ – плотность буровой раствор г/см³:

$$r = \frac{n \sum_{i=1}^n \varepsilon_i \rho_i - (\sum_{i=1}^n \varepsilon_i)(\sum_{i=1}^n \rho_i)}{\sqrt{n \sum_{i=1}^n \varepsilon_i^2 - (\sum_{i=1}^n \varepsilon_i)^2} \sqrt{n \sum_{i=1}^n \rho_i^2 - (\sum_{i=1}^n \rho_i)^2}}$$

$$= \frac{11 \cdot 1798,25 - 1375 \cdot 13,63}{\sqrt{11 \cdot 240625 - 1375^2} \cdot \sqrt{11 \cdot 17,02 - 13,63^2}}$$

$$= 0,995 > 0,985.$$

Следовательно, искомая зависимость является линейной в виде $y = ax + b$. Используя, система (4) найдем неизвестные коэффициенты a и b :

$$\begin{pmatrix} 11 & 1375 \\ 1375 & 240625 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} b \\ a \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 13,63 \\ 1798,25 \end{pmatrix}$$

отсюда составим система уравнений:

$$\begin{cases} 11b + 1375a = 13,63 \\ 1375b + 240625a = 1798,25 \end{cases}$$

и используя метода Крамера найдем неизвестные.

Метод Крамер. Пусть задано линейных систем уравнений так как:

$$\begin{cases} a_1x + b_1y = c_1 \\ a_2x + b_2y = c_2 \end{cases}$$

тогда для того, чтобы решить данную систему необходимо вычислить главный детерминант:

$$\Delta = \begin{vmatrix} a_1 & b_1 \\ a_2 & b_2 \end{vmatrix}$$

затем вычисляются детерминанты

$$\Delta_x = \begin{vmatrix} c_1 & b_1 \\ c_2 & b_2 \end{vmatrix}$$

и

$$\Delta_y = \begin{vmatrix} a_1 & c_1 \\ a_2 & c_2 \end{vmatrix}$$

и используя нижеприведенных формул найдется неизвестные:

$$x = \frac{\Delta_x}{\Delta}, \quad y = \frac{\Delta_y}{\Delta}.$$

В нашем случае

$$\Delta = 756250, \quad \Delta_b = 807125, \quad \Delta_a = 1039,5,$$

тогда

$$a = \frac{\Delta_a}{\Delta} = \frac{1039,5}{756250} = 0,00137;$$

$$b = \frac{\Delta_b}{\Delta} = \frac{807125}{756250} = 1,0672;$$

Заклчительно можно сказать, что зависимость между ε и ρ выглядеть следующим образом:

ρ
 $= 0,00137\varepsilon + 1,0672$ (6)
 Теперь составим таблицу значений
 рассматриваемых параметров. Затем используя

формула (5) находим среднюю ошибку
 аппроксимации.

Таблица 2
 Изменение параметры бурового раствора при постепенного добавления мраморной пудры к
 исходному раствору

№	Состав бурового раствора	ρ , кг/м ³	T ₅₀₀ , с	В, см ³ /30 мин	К, мм	рН	СНС	
							1 мин	10 мин
1	Исходный раствор: 1000 мл вода +бентонит 10%+NaOH 0,2%+Na ₂ CO ₃ 0,2%	1,07	17	38	4	7	2	3
2	Исходный раствор: №1+КМЦ 1%+ОПР 1%	1,06	38	18	3	8	4	7
3	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра -25 гр.	1,08	41	16	3	9	5	9
4	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-50 гр.	1,14	45	12	2,5	9	9	13
5	Исходный раствор: №2+мрамор пудра-75 гр.	1,18	49	10	2,0	9	11	14
6	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-100 гр.	1,22	53	9	2,0	10	14	17
7	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-125 гр.	1,25	58	8	2,0	10	16	19
8	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-150 гр.	1,28	61	7	1,5	10	17	20
9	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-175 гр.	1,31	64	7	1,5	10	18	22
10	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-200 гр.	1,34	67	6	1,0	10	19	23
11	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-225 гр.	1,37	70	5	1,0	10	21	27
12	Исходный раствор: №2+мрамор. пудра-250 гр.	1,40	74	4	1	10	23	29

Таблица 3
 Изменение плотности буровой раствор при добавление мраморной пудры по формуле (6).

ε , гр	$\rho(\varepsilon)$
0	1,067272727
25	1,101636364
50	1,136
75	1,170363636
100	1,204727273
125	1,239090909
150	1,273454545
175	1,307818182
200	1,342181818
225	1,376545455
250	1,410909091

$$\sigma = \frac{100}{n} \sum \left| \frac{\rho_i - \rho_i(\varepsilon)}{\rho_i} \right| =$$

$$= \frac{100 \left(\left| \frac{\rho_1 - \rho_1(\varepsilon)}{\rho_1} \right| + \left| \frac{\rho_2 - \rho_2(\varepsilon)}{\rho_2} \right| + \dots + \left| \frac{\rho_{11} - \rho_{11}(\varepsilon)}{\rho_{11}} \right| \right)}{11} =$$

$$= \frac{100 \cdot (0,0068 + 0,02 + \dots + 0,007792)}{11} = 0,7344 \%$$

и максимальная погрешность не превышает $\sigma_{max} = 2,1 \%$.

Для того, чтобы найти отрезка, в котором находится значений плотность бурового раствора, достаточно использовать следующая соотношения:

$$\left(1 - \frac{\sigma_{max}}{100}\right) \cdot (0,00137\varepsilon + 1,0672) \leq \rho \leq \left(1 + \frac{\sigma_{max}}{100}\right) \cdot (0,00137\varepsilon + 1,0672)$$

Отсюда следует, что прогнозируемая искомая зависимость будет находится в отрезке:

$$0,001347\varepsilon + 1,04589 \leq \rho \leq 0,0014\varepsilon + 1,08865 \quad (7)$$

Кроме того, известно, что если буровой раствор не содержит компонентов образующих пены тогда плотность буровой раствор найдется следующим образом:

$$\rho = \frac{m}{\sum_{i=1}^k V_i} = \frac{\sum_{i=1}^k m_i}{V}$$

где k – число добавляемых компонентов на буровой раствор; m – масса компонентов, кг; V – объем компонентов, м³.

Таким образом можно оценивать зависимости параметров бурового раствора на линейности и можно получить таблица значений коэффициента корреляции:

Таблица 4

Тип и значение коэффициента корреляции

Наименование параметр	Коэффициент корреляции	Тип зависимости
T_{500} , с	$r = 0,997$	Линейная
V , см ³ /30мин	$r = -0,785$	Регрессия не наблюдается
K , мм	$r = -0,971$	Определяется МНК
pH	$r = 0,833$	Регрессия не наблюдается
СНС, 1 мин	$r = 0,972$	Определяется МНК
СНС, 10 мин	$r = 0,961$	Определяется МНК

Из полученную таблицу видно, что изменения время истечения буровой раствор из прибора СПВ 5 относительно от масса мраморная пудра является линейной и оно выглядит следующим образом:

$$T_{500} = 0,1454\varepsilon + 38,18 \quad (8)$$

В виде отрезка выглядит так как:

$$0,1413\varepsilon + 37,104 \leq T_{500} \leq 0,1495\varepsilon + 39,259 \quad (9)$$

График данную зависимость по эксперименту приведен в рис. 2.

Графики изменение другие параметры буровой раствор приведен в рис. 3.

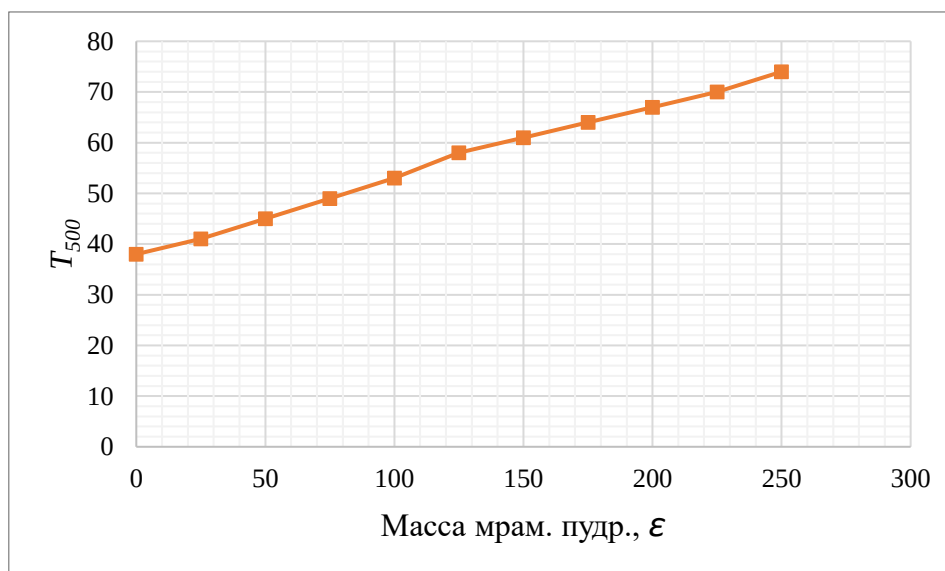


Рисунок 2. График изменение время истечения буровой раствор из прибора СПВ 5 при постепенного добавление мраморной пудры.

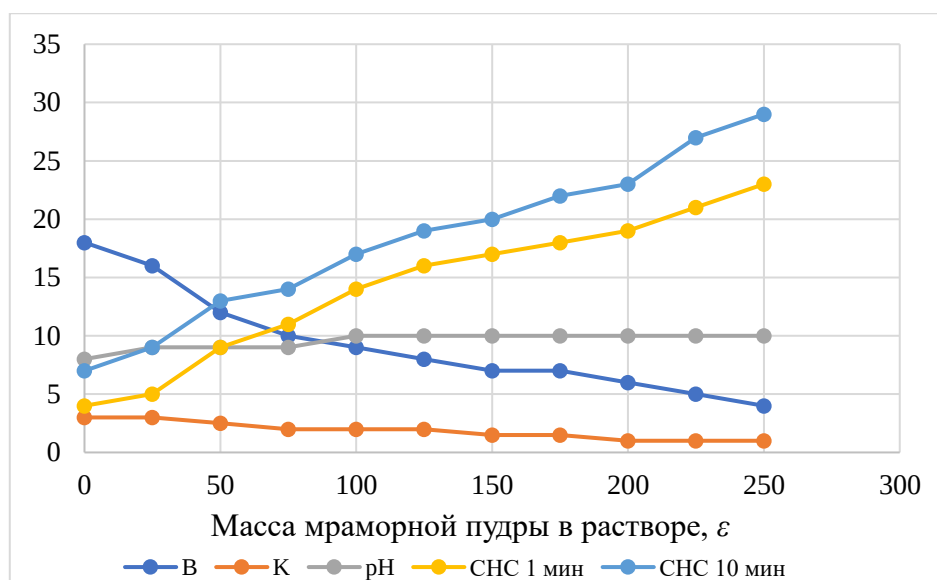


Рисунок 3. График изменение водоотдача, толщина корки, кислотность и СНС бурового раствора при постепенного добавление мраморной пудры.

В ходе исследование в основе проведенный эксперимент в таблице 2, в формуле (7) определен зависимости изменение плотности исходного бурового раствора, при постепенного добавление мраморной пудры и в таблице 4 проанализирован аналитических видов функциональных зависимостей параметров бурового раствора. Также в формуле (9) определен зависимости изменение время истечения буровой раствор из прибора СПВ – 5

при постепенного добавление мраморной пудры. Исследование утверждает, что полученные в формулы в (7) и (9) зависимости является линейной и изменение параметры бурового раствора можно выразить только через масса мраморной пудры в составе бурового раствора. Применение данного метода и для других видов буровых растворов, позволяет построить модель для нахождения параметры бурового раствора и наблюдать как эти параметры изменится.

BENTONIT GLINASI, KMS VA YPR ASOSIDAGI BURG'ILASH ERITMASIGA MARMAR KUKUNI QO'SHILGANDA UNING PARAMETRLARIGA TA'SIRINI O'RGANISH

¹Umedov Sh.X., ¹Shukurov S.S., ¹Tursunov J.A., ¹Komilov T.O., ²Begijonov I.I.

¹Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent shahri, O'zbekiston.

²«O'zGEORANGMETLITI» MCHJ, Toshkent, O'zbekiston.

ANNOTATSIYA Ushbu maqolada burg'ilash eritmasining dastlabki tarkibiga marmar kukunini qo'shish orqali burg'ilash eritmasi parametrlarining o'zgarish bog'liqliklarini ko'rib chiqilib tahlil qilingangan. Eksperimental ma'lumotlar asosida eritma parametrlarining bog'liqlik turlari aniqlangan. Korrelyatsiya koeffitsiyenti va eng kichik kvadratlar usulini qo'llagan holda, SPV-5 qurilmasidan shartli qovushqoqlikning zichligi va oqib chiqish vaqtini oldindan bilish uchun formulalar ishlab chiqildi. Olingan natijalar dala sharoitida burg'ilashning real rejimida tarkibida marmar kukuni massasi ma'lum bo'lganda burg'ilash eritmasi qiymatlarining bir qator parametrlarini bashorat qilish imkonini beradi. Maqolada keltirilgan usuldan foydalanib, kerakli reagentlar qo'shiladigan massa ma'lum bo'lganda burg'ilash eritmasining ixtiyoriy parametrlarini aniqlash mumkin. Bundan tashqari, olingan tajriba natijalari shuni ko'rsatadiki, dastlabki eritmaga qo'shiladigan marmar kukunining massasi qanchalik katta bo'lsa, filtrlash kam, yupqa qobiq hosil bo'ladi, bu esa qovushqoqlikning yuqori qiymatlarida shlamning chiqishini sezilarli darajada oshiradi. Bentonit gili, KMS va marmar kukuni qo'shilgan YPR asosidagi burg'ilash eritmasining SPV - 5 qurilmasidan oqib chiqish zichligi va vaqtini eng kichik xatolik bilan aniqlash formula aniqlandi.

KALIT SO'ZLAR

Approksimatsiya, regression tahlil, eng kichik kvadratlar usuli, korrelyatsiya koeffitsiyenti, burg'ilash eritmasi, zichlik, chiziqlilik.

RESEARCH ON THE INFLUENCE OF MARBLE POWDER ADDITIONS ON THE CHANGE IN BURNING METHODS BASED ON BENTONITE CLAY, KMS, AND OPR

¹Umedov Sh.X., ¹Shukurov S.S., ¹Tursunov J.A., ¹Komilov T.O., ²Begijonov I.I.

¹ Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan.

² LLC "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan.

ABSTRACT

This article examines and analyzes the dependencies of changes in drilling fluid parameters when marble powder is gradually added to the initial drilling fluid composition. Based on experimental data, the dependence types of solution parameters were determined. Using the correlation coefficient and the least squares method, formulas were derived to predict the density and flow time of the conditional viscosity from the SPV-5 device. The results obtained allow for the prediction of several parameters of drilling fluid values in real drilling conditions under field conditions with a known mass of marble powder in the composition. Using the method presented in the article, it is possible to predict the arbitrary parameters of the drilling fluid at a known mass of the required reagents to be added. Furthermore, the obtained experimental results prove that the higher the mass of the marble powder added to the initial solution, the lower the filtration, the thinner the crust, which ensures no trapping, and with higher viscosity values, the removal of sludge increases significantly. A formula has been determined that predicts with the lowest error the density and leakage time from the SPV-5 device of drilling mud based on bentonite clay, KMS, and OPR with the addition of marble powder.

KEYWORDS

Approximation, regression analysis, least squares method, correlation coefficient, drilling fluid, density, linearity.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Паус К.Ф. Буровые промывочные жидкости. – М.: «Недра», 1967 – с. 262-283.
2. Рахимов А.А., Рахимов Э.А., Курбанов А. Снижение гидродинамического давления при циркуляции бурового раствора // Узбекский журнал нефти и газа. – Ташкент, 1999 - №1 – с. 21-24.
3. Махаматхожаев Д.Р., Аминов О.А., Карабаев Ф.П., Курбанов Ф.С. Состав ингибирующего бурового раствора. Тез. Докладов Республиканской конференции «Проблемы бурения, заканчивания и капитального ремонта скважин в Узбекистане». – Ташкент: «УзНИПИнефтегаз», 2008 – с.121-124.
4. Рахимов А.А., Рахимов Э.А. Причины высоких «пусковых» давлений и пути их снижения при промывке. Узбекский журнал нефти и газа. – Ташкент, 1999 - №1 – с. 21-24.
5. Ж.А. Акилов., М.С. Джаббаров. Математические модели гидродинамических процессов нефтегазодобычи. Самарканд 2023.
6. Л.В. Коломиец., Н.Ю. Поникарова. Метод наименьших квадратов. Издательство Самарского университета 2017.
7. П.И. Анферов, И.В. Шевелева, Е.Н. Гарин, И.В. Лютиков, В.А. Леусенко, Н.С. Кремез. Математические методы цифровой обработки радиолокационной информации. Красноярск СФУ 2015.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Umedov Sherali Khalloqovich	– Doctor of Technical Sciences (D.Sc.), Professor of the Department, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 2 University Street, Almazar District, Tashkent 100095, Uzbekistan. E-mail: umedovsherali@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-8089-2621
Shukurov Sirojiddin Sayfiddin o'g'li	– Basic Doctoral Student, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 2 University Street, Almazar District, Tashkent 100095, Uzbekistan.
Tursunov Jonibek Abdurasulovich	– Deputy Dean, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 2 University Street, Almazar District, Tashkent 100095, Uzbekistan. E-mail: jonibektursunov@gmail.com
Komilov Tolib Olimovich	– PhD, Associate Professor of the Department, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 2 University Street, Almazar District, Tashkent 100095, Uzbekistan. E-mail: komilovtolib87@yandex.ru , ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-3926-32921
Begijonov Ilhom Inoyatulloevich	– Design Engineer, LLC "Uzbek Research and Design Institute of Geotechnology and Non-Ferrous Metallurgy 'O'zGEORANGMETLITI'", Tashkent, Uzbekistan. E-mail: ilhombekotm@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-8149-111X

К ОСОБЕННОСТЯМ ГЕОЛОГО-РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ, ВЛИЯЮЩИХ НА ДОСТОВЕРНОСТЬ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

М.Н.Жураев, Б.И.Мирходжаев, Ш.Б.Тураев, Ш.Ш.Жуманазаров, И.М.Салимов

Ташкентский государственный технический университет
имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан.

Doi: 10.5281/zenodo.21590829

АННОТАЦИЯ

Соавторы статьи рассмотрели некоторые особенности процесса геологоразведочных работ, которые сводятся к выделению на исследуемой площади определенной его части, отвечающей экономическим требованиям, то есть которая при отработке объекта, даст ожидаемую прибыль. Также обращено внимание на некоторые основополагающие моменты, являющиеся основой расчетных параметров при подсчете запасов минерального сырья - средние содержания полезных и вредных компонентов, то есть вопросы достоверности процесса отбора проб и далее достоверности самой разведки, проводимой в строгой зависимости с задачами конкретной стадии

Достоверность подсчета запасов полезных ископаемых обеспечивается геологическим обоснованием (*блочный модель, схема расположения, структурно-прогнозные карты и т.д.*), применением методов разрезов, блоков, треугольников и полигонов. Качество данных гарантируется строгой классификацией запасов ПИ по категориям В, С1+С2 в зависимости от степени геолого-экономических изученности.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

Промышленной, месторождения, метод, проба, контур, разведки, оконтуривание, промышленный тип, керн, разведочный сет, профиль, запас, экономика, полезный ископаемый, горный.

Введение

В ходе оценки запасов и минеральных ресурсов при любом подходе и при любой системе подсчета преследуется одинаковая практическая цель — определить возможность и целесообразность продолжения работ по подготовке промышленного освоения месторождения, а также уровень достоверности оценки запасов. При этом используются методы, позволяющие определить местоположение и геометрию тела полезного ископаемого, подсчитать количество и качество пригодных к добыче запасов, проверить достоверность геолого-разведочных данных [15].

Поставленная, перед процессом геолого-разведочных работ цель, сводится к выделению (оконтуриванию) промышленной части исследуемой минерализованной (рудонесной) площади работ, то есть той ее части, которая при ее отработке (на пример рис.1) различными горно-эксплуатационными способами, даст государству определенную (заложенную) прибыль, с учетом всех затрат поисково-оценочных и разведочных работ [7, 8]. Другими же словами, все работы сводятся к выделению исходного объема, т.е. Отвечающая выше указанным требованиям части исследованной площади на поверхности (S) и, мощности оконтуренных (рис.2), исходя из тех же требований, рудных залежей (m), что и, в конце-

концов, послужит основой подсчета запасов одним из приемлемых, с учетом промышленного типа месторождения, способом. Здесь следует учитывать, что все заложенные в начале работ затраты на проведение исследований, включаются в себестоимость одной тонны руды, то есть таким образом это положение регулирует финансовые затраты процесса изучения и доводки объекта к объективному получению результатов по требуемой, максимально приближенной к истине, его качественной характеристики.

Для определения запасов ТПИ используются следующие геометрические способы и методы, обеспечивающие их достоверность...

способ:

- геологических блоков;
- эксплуатационных блоков;
- сечений разрезов;
- средние арифметический.

метод:

- треугольников;
- многоугольный, полигон.

Факторами достоверности является: - геологический модель; - геометризация; и — технико-экономические показатели.

Методика

Теоретические основы методики геологоразведочных работ претерпели существенные изменения: от прежней основы, то

есть определения рациональной системы разведки (методы шурфов или вертикальных скважин и т.д.)- к ее принципам (метод аналогии, последовательного приближения, комплексного извлечения). Здесь следует разъяснить, что процесс ГРП проводится в строгом соответствии с методическими указаниями Министерство

ГДП и Г от 2022 г., утвержденные Кабмином РУз., как документ обязательный к исполнению всеми организациями и подразделениями искомого комитета, проводящих геолого-изыскательные полевые и камеральные работы [9, 10].

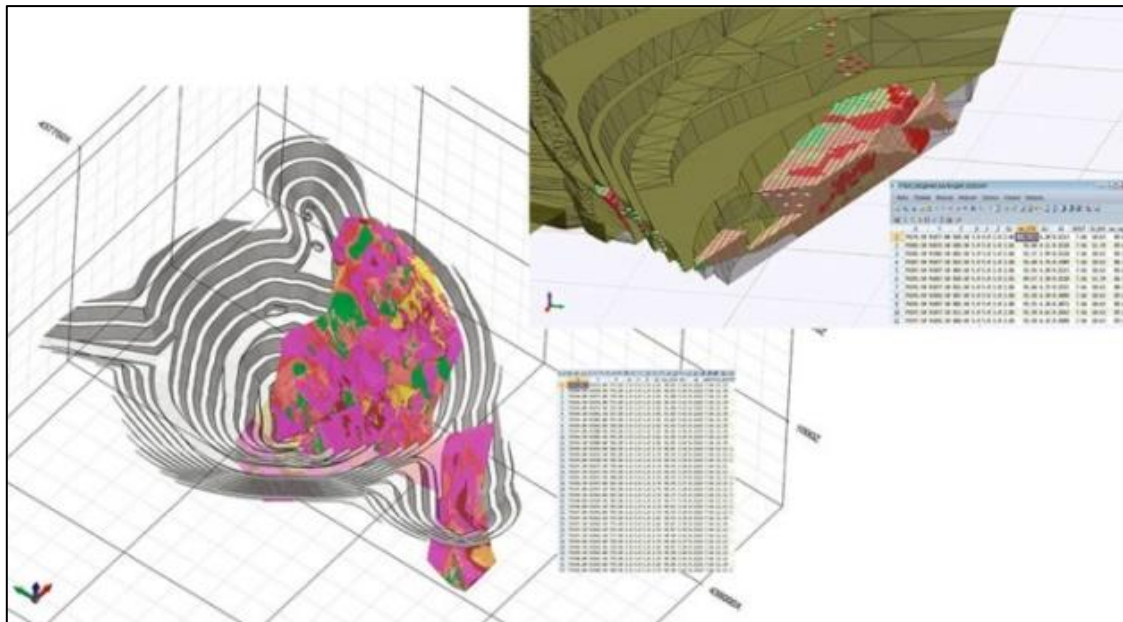


Рис.1. Блочная модель в цветовой градации содержаний золота (слева) и коэффициента извлечения золота (справа) [15]

Следующий основополагающий документ-инструкции по разведочной сети, требования которой исходит из генетического и промышленного типа конкретного объекта изучения и регламентирующие оптимальные расстояния между оценочными и разведочными профилями, а также между системными выработками на профилях (горными, буровыми). Рассматривая этот вопрос в широком диапазоне, следует основываться на терминах: «Эффективность разведки» (экономический), «Рациональность разведки» (требуемая детальность, сроки, затраты» [1]. При разведочных работах опираются на два уровня познания недр - «Уровень изучения»- детальность проводимых разведочных работ и «Уровень познания»- детальность отдельного локального наблюдения (замер параметра). Первый уровень означает характеристики принятой конкретной разведочной сети, с учетом, как отмечено выше, промышленного типа исследуемого объекта, второй же, взаимосвязанный с первым, - своей детальностью отдельных наблюдений, на основе полученных данных по отобранным пробам. И далее, на основе первого уровня изучения рудоносной площади выделяются, к примеру, рудные тела, то в результате второго уровня

познания – данные по отдельным минеральным зернам и агрегатам, а также их текстурные характеристики. Следовательно, общим и единственным методом разведки является «Метод локальных наблюдений на основе проб, отобранных в соответствии с требованиями к ним, по выработкам на разведочных профилях, с целью определения промышленной ценности исследуемого объекта [11, 12]. Авторы поставили перед собой задачу шире рассмотреть сущность термина «локальное наблюдение» и его взаимосвязь с вопросами методики определения качественных характеристик площадей рудолокализации. По рекомендации исследователей ГП ИМР (В.Я.Зималина, М.У.Исоков), чтобы свести к минимуму отрицательные воздействия постоянно присутствующего фактора изменчивости, следует увеличивать количество отобранных проб, за счет сокращения их интервалов и в результате- значительно уменьшится погрешность вывода среднего содержания (за счет учета случайной составляющей изменчивости) [2]. Наряду с термином «Оптимальные разведочные сети» критерия надежности методики разведки, учитывая, что отбор соответствующих проб производится по выработкам, расположенных по ним, локальные

наблюдения имеют свои особенности: точечный характер (малые размеры); суммарный объем точек весьма незначителен сравнительно с объемом рудовмещающей толщи пород; каждый замер должен выполняться с максимальной точностью и достоверностью.

Следовательно, процесс опробования месторождений полезных ископаемых как способ изучения качества качественных характеристик объектов минерального сырья требует, кроме вышеуказанных имеющихся причин, исключительного внимания при проведении поэтапных геолого-разведочных работ на основе задач, вытекающих из целей

соответствующих стадий. В первую очередь, это касается адекватных способов отбора проб (по части 1-курса). Здесь следует учитывать особенности пром. типа объекта, в том числе прерывистость оруденения, изменчивость (случайную и неслучайную ее составляющие), наличие минеральных ассоциаций – все геологические особенности, являющиеся основой для правильной постановки ГРР (размеры и форма сети, места надежных локальных замеров, корреляция между компонентами, зональность, размещение типов руд).

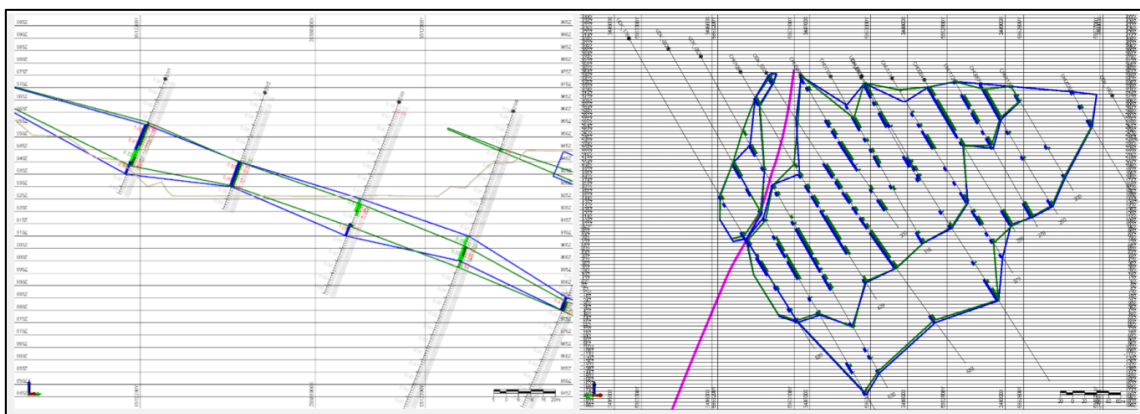


Рис.2. Рудные залежи, ооконтуренные по разным методикам выделения кондиционных интервалов (синим цветом выделены рудные интервалы и границы по эксплуатационным уступам, зеленым – рудные интервалы и границы по классической методике) [16]

При выборе наиболее распространенного способа отбора проб, бороздowego, это-форма поперечного ее сечения, интервалы и шаг опробования; при точечном отборе-ячейки сетки. Разумеется, отбор проводится по стенкам выработок пройденных вкрест простирания относительно общего простирания рудовмещающей зоны (орты, квершлаги, канавы, соответствующие стенки шурфов). В выработках, пройденных по простиранию, пробы отбираются с забоев.

Таким образом, выдерживаются требования по отбору **надежных проб**, с поверхности минерализованных или рудоносных площадей (термины зависят от соответствующих стадий ГРР) и на глубину. Основой этого требования является общепринятое положение о том, что наибольшая изменчивость проявляющаяся при рудолокализации – по мощности зоны (по падению) минимальная же-по ее простиранию. И только при неукоснительном соблюдении данного правила, адекватно к геологическим особенностям объекта с конкретной рудолокализацией отобранные пробы, будут не только нести в себе близкую к истине нужную нам информацию по качественной характеристике минерального сырья, но и

представлять некоторый объем рудовмещающих пород за пределами конкретно взятой пробы [13, 14].

Это понятие несет в себе термин **представительность пробы** – основу при включение в рудоносный контур пространство между разведочными профилями на поверхности и на глубине (между скважинами), так называемый **внутренний контур** интерполяции и также позволяет охватывать часть площади за горными выработками **внешний контур** экстраполяции, на половину расстояния между ними. Что касается буровых скважин, независимо от их видов, керновые пробы следует считать надежными и результаты анализов по ним (содержание полезных компонентов) можно будет использовать при процессе ооконтуривания промышленной ее части (кондиционной, рентабельной) (на пример рис.2), только с учетом нижеследующих правил: - выход керна максимально близко к 100 %; здесь следует отметить, во многих геологических экспедициях, к сожалению, придерживаются прежнего требования, а именно-до сих пор актируются разведочные скважины с выходом керна 70 % и выше!

Несмотря на современное развитие техники и технологии процесса бурения и тем более использование методики ССК, то есть получение керна колонковых скважин без подъема керноприемника, 50-летнее отношение к процентному выходу керна наблюдается и в настоящее время. Углы «заходов» скважин в рудовмещающие породы относительно их простираций (по падению).

Исходя из вышеуказанных общих требований, угол входа в рудоносную часть скважины должен быть минимум 70 градусов и желательно выше. Разумеется, теоретически правильным будет, учитывая вопрос **представительности керновой пробы**, угол 90 градусов, что на практике процесса бурения не всегда выполнимо. Места искривления скважин разведочного бурения следует отмечать специальным прибором, инклинометром и документировать, либо на основе анализов керна, данная скважина может быть включена в промышленный контур. Также должное внимание следует обратить на потерю бурового раствора, из-за наличия трещин на стенках скважин, при помощи прибора кавернометра, так как часть полезного компонента в вымываемом шламе, может быть безвозвратно утеряно [3].

В противном случае, как бы правильно не производился отбор керновой пробы-четверть, половина опробуемого его интервала или по современной методике: по микробо́розде (4 на 3 мм), погрешности не избежать.

Результаты

В заключение, на наш взгляд, следует рассмотреть вопрос подсчета запасов металла в общеизвестной формуле $Q_m = Q_p \times C_{ср}$. Здесь, главный показатель вывод среднего содержания полезного компонента (металла) в руде. Момент требует к себе серьезного отношения, учитывая постоянное присутствие, в прямой зависимости от генетического типа исследуемого объекта и отмеченной выше природной геологической особенности каждого объекта минерального сырья – изменчивость его качественных характеристик.

Исследователи, занимающиеся этим вопросом, в частности В.Я.Зималина, М.У.Исаков (ИМР), рекомендуют использовать методику вывода **средневзвешенного содержания**, с целью свести к минимуму отрицательное воздействие неслучайной изменчивости на вопрос **представительности**

пробы, взятой с учетом требований Инструкций по изучению качественных характеристик руды (процесс опробования месторождений).

Следующий момент, также требующий к себе внимания изыскателей – процесс обработки проб. Здесь изначально «заложены» основания, ведущие к погрешности определения надежных весов отобранных и отправленных в дроб.цеха проб на измельчение и последующее сокращение начального их веса. Это – коэффициент изменчивости в формуле Чечотта (от 0,07 до 0,8 и только!); мах диаметры частиц в пробе хотя логически правильной было бы-средний диаметр частиц; не всегда придерживаются проверочной формулы для определения надежного веса проб и как отмечено выше, выделение надежной, представляющей определенный околопробный объем ее навески, адекватной по содержанию компонентов с начальным весом уже отобранной пробы [4]. Схожие вопросы будут иметь место и на стадии 4 за пределами эксплуатируемого месторождения, с целью прироста запасов (за промконтуром) [5, 6].

Заключение

Таким образом, как было отмечено выше, весь процесс геолого-разведочных работ сводится к выделению (оконалированию) границ определенного объема минерализованной площади (и на глубину, учитывая истинные углы падения рудовмещающих пород). То есть, той ее части, которая при рациональной методике отработки – извлечения в последующем, необходимого для поступательного развития экономики государства, ценного минерального сырья. Данное общее понятие следует, при изучении специальных предметов, разъяснить как основную цель их восприятия дисциплин. В частности, обратить внимание на некоторые, вышеуказанные, погрешности процесса ГРП и суть специальных терминов как достоверность опробования и представительность отобранных для изучения качественных характеристик минерального объекта.

При разделении геологических запасов полезных ископаемых на определенные категории в качестве дополнительных классификационных показателей следует использовать количественные и вероятностные оценки точности (ошибок) определения основных расчетных параметров и показателей надежности (ошибок) геометризации расчетных блоков месторождения.

ON THE CHARACTERISTICS OF GEOLOGICAL EXPLORATION WORK AFFECTING THE RELIABILITY OF MINERAL DEPOSIT RESERVE ESTIMATION

Zhuraev M.N., Mirkhodjaev B.I., Turaev Sh.B., Zhumanazarov Sh.Sh., Salimov I.M.

ABSTRACT

The authors of the article examined some features of the geological exploration process, which are reduced to the allocation of a certain part of the studied area that meets economic requirements, i.e., when developing the object, it yields expected profit. Attention was also drawn to some fundamental aspects that form the basis for calculating parameters when calculating mineral resource reserves - the average content of useful and harmful components, i.e., the reliability of the sampling process and, furthermore, the reliability of the exploration itself, conducted in strict dependence on the tasks of a specific stage.

The reliability of calculating mineral reserves is ensured by geological justification (block model, layout scheme, structural and forecast maps, etc.), using methods of sections, blocks, triangles and polygons. The quality of the data is guaranteed by the strict classification of MD reserves into categories B, C1+C2, depending on the degree of geological and economic knowledge.

KEYWORDS

Industrial, deposit, method, sample, contour, exploration, delineation, industrial type, core, exploration set, profile, reserve, economics, mineral, mining.

REFERENCE

1. Methodological instructions for conducting geological exploration work by stages. T.: State Committee of Geology, 1999.
2. Methodological Recommendations for Testing Mining Workings and Drilling Wells / Edited by V.Ya. Zimalina./--T.: State Geology Committee, 2001.
3. Methodological Recommendations for Geological Documentation of Drilling Wells / Edited by V.Ya. Zimalina./-- T.: State Geology Committee, 2001.
4. Mirkhodzhaev B.I., Jumanazarov Sh., Zhuraev M.N. / Features of explaining the Richards-Chechotta principle of sample processing to students in the training of geological specialists / Collection of the International Scientific Forum, Tashkent. 2023. pp. 373-377.
5. Zhuraev M.N., Mirkhodzhaev B.I. / The essence of operational exploration in the extraction of solid minerals. / International Scientific and Technical Conference / Termez - 2024.
6. Djuraev M.N., Mirkhodzhaev B.I. / Applied Geology in the Mine. Textbook. //T.; 2024. - P. 278.
7. Mirusmanov M.A. / Fundamentals of Prospecting and Exploration of Mineral Deposits / Study Guide - Tashkent, 2022. - 240 p.
8. Zhuraev M.N., Mirusmanov M.A. / Fundamentals of Prospecting and Exploration of Mineral Deposits / Textbook. - Tashkent. 2017. 190 p.
9. Rozikov O.T., Mirkhodzhaev B.I., Zhuraev M., Tursunov J.A. / Fundamentals of Prospecting and Exploration of Mineral Deposits / Textbook. - Tashkent State Technical University, Tashkent. 2022.
10. Zhuraev M.N., Abdiev T.H., Khamroev A.L., Turaev Sh.B. /Process of geological sampling and processing at the Muruntau quarry / Collection of reports of the Republican Scientific and Practical Conference, Tashkent. 2023. pp. 496-499.
11. Zhuraev M.N., Khamroev A.L. /Technological features of quality control of extracted ore at the Muruntau quarry / XIX International Forum-Competition of Students and Young Scientists "Topical Problems of Subsoil Use" St. Petersburg. 2023. pp. 331-333.
12. Yakzhin A.A. / Sampling and Calculation of Solid Mineral Reserves / Moscow. 1954.
13. M.N.Albov. / Sampling of mineral deposits / Moscow. "Nedra" 1975.
14. N.V.Baryshev. / Sampling control. Materials on methods of exploration and accounting for reserves, issue 2. / State Geological Publishing House, 1948.
15. Мальцев Е.Н. / Сравнение российской и зарубежной систем подсчета запасов твердых полезных ископаемых и практический опыт использования / Глобус, геология и бизнес / Институт ТОМС. 2022.
16. Емельянова Е.А. / Подсчет запасов и оконтуривание оруденения по поуступной методике выделения рудных интервалов на месторождениях твердых полезных ископаемых / "Иргиредмет" "Золотодобыча" № 12 (289) 2022.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Zhuraev Mekhroj Nurillayevich	– Associate professor of the department of geology, exploration and prospecting of mineral deposits, Doctor of philosophy on Geological and Minerological Sciences (PhD). Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent City, Almazar district University Street-2. E-mail: jorayev.mexroj@tdtu.uz ORCID ID: https://orcid.org/0009-0004-2630-259X
Mirkhodjaev Bakhodir Ismoilovich	– Associate professor of the department of geology, exploration and prospecting of mineral deposits, candidate Geological and Minerological Sciences, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent City, Almazar district University Street-2. E-mail: b.mirxodjayev1952@gmail.com
Turaev Shokhruh Baxtiyor o'g'li	– Assistant of the department of geology, exploration and prospecting of mineral deposits, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent City, Olmazor district University Street 2, Republic of Uzbekistan. E-mail: torayevshoxruh89@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0003-8619-225X
Zhumanazarov Sherzod Shonazarovich	– Registrar Office, deputy head of the service department, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent City, Almazar district University Street-2. E-mail: sherzodjumanazarov0108@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0005-5436-9668
Salimov Ilhom Mansur o'g'li	– Master of the department of geology, exploration and prospecting of mineral deposits, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 100095, Tashkent City, Olmazor district University Street 2, Uzbekistan. E-mail: salimovilhom2078@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0009-0003-4966-7340

BIR CHO'MICHLI KARYER EKSKAVATORINI QIYALIK SHAROITIDA AVTOMATIK XAVFSIZLIK NAZORAT TIZIMINI ISHLAB CHIQISH

Xamzayev A.A., Usmonov M.Z.

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

Doi: 10.5281/zenodo.21590939

ANNOTATSIIYA Mazkur maqolada EKG-10 turidagi bir cho'michli karyer ekskavatorining ishchi maydon qiyaligini nazorat qilish asosida avtomatik xavfsizlik blokirovka tizimini ishlab chiqish masalasi ko'rib chiqilgan. Ekskavatorning qiya yuzalarda ishlashi natijasida yurish mexanizmlarida notekis yuklanishlar, gusenitsa elementlarida ortiqcha zo'riqishlar hamda ag'darilish xavfi yuzaga keladi. Tadqiqotda ikki o'qli inklinometr, xavfsizlik relesi va magnit kontaktorlar asosida qiyalik nazorati tizimi taklif etildi. Tizimda $\pm 3^\circ$ qiyalikda ogohlantirish signali, $\pm 5^\circ$ dan oshganda esa avtomatik blokirovka rejimi joriy etildi. Taklif etilgan tizim ekskavatorning ekspluatatsion xavfsizligini oshirish, mexanik elementlardagi ortiqcha yuklanishlarni kamaytirish va avariya holatlarning oldini olish imkonini beradi. Tadqiqot natijalari EKG-10 ekskavatorlarida qiyalik nazorati tizimlarini qo'llash ishlab chiqarish xavfsizligini sezilarli darajada oshirishini ko'rsatdi.

KALIT SO'ZLAR Ekskavator, qiyalik nazorati, inklinometr, avtomatik blokirovka, xavfsizlik relesi, kon mashinalari, gusenitsa mexanizmi, ag'darilish xavfi, ekspluatatsion xavfsizlik, avtomatlashtirish.

Kirish

Ochiq kon ishlarida qo'llaniladigan bir cho'michli karyer ekskavatorlari yuqori unumdorligi va katta hajmdagi tog' jinslarini qazib olish imkoniyati bilan konchilik sanoatida muhim o'rin egallaydi. Jumladan, EKG-10 turidagi elektr yuritmalari karyer ekskavatorlari yirik karyerlarda keng qo'llanilib, uzluksiz va samarali ish jarayonini ta'minlaydi. Ushbu ekskavatorlar katta massaga, murakkab metall konstruksiyaga va baland og'irlik markaziga ega bo'lgani sababli ularning ishlash sharoitida xavfsizlik masalasi alohida ahamiyat kasb etadi.

Karyer sharoitida ish maydonlarining notekis yoki ma'lum darajada qiya bo'lishi ekskavatorning yurish mexanizmlariga qo'shimcha yuklanishlar ta'sir etishiga olib keladi. Natijada gusenitsa zvenolarida notekis kuchlanishlar hosil bo'ladi, platforma turg'unligi pasayadi hamda ag'darilish xavfi ortib boradi. Ayniqsa, ekskavatorning cho'michi to'liq yuklangan holatda yoki strela maksimal chiqarilgan vaziyatda ishlashi xavfli holatlarni keltirib chiqarishi mumkin [1-2].

Amalda EKG-10 ekskavatorlari uchun ishchi maydon qiyaligi ma'lum me'yorlar doirasida bo'lishi talab etiladi. Qiyalikning ruxsat etilgan qiymatdan oshib ketishi yurish mexanizmlari elementlarining tez yeyilishiga, metall konstruksiyalarda charchash deformatsiyalarining yuzaga kelishiga va ekspluatatsion ishonchlilikning pasayishiga sabab bo'ladi. Shuning uchun ekskavatorning ishlash holatini doimiy ravishda nazorat qilish va xavfli qiyalik yuzaga kelganda avtomatik himoya tizimlarini qo'llash dolzarb vazifalardan biri hisoblanadi.

Hozirgi vaqtda sanoatda turli xil xavfsizlik tizimlari qo'llanilayotgan bo'lsa-da, karyer ekskavatorlarida qiyalik nazorati asosida avtomatik blokirovka tizimlarini joriy etish yetarli darajada tadqiq qilinmagan. Ayniqsa, EKG-10 ekskavatorlari uchun ishonchli, sodda va sanoat sharoitiga mos avtomatik nazorat tizimlarini ishlab chiqish muhim ahamiyatga ega [3].

Mazkur tadqiqot ishining maqsadi EKG-10 karyer ekskavatori uchun ishchi maydon qiyaligini nazorat qiluvchi hamda xavfli holatlarda mexanizmlarni avtomatik ravishda bloklovchi xavfsizlik tizimini ishlab chiqishdan iborat. Tadqiqotda ikki o'qli inklinometr, xavfsizlik relesi va magnit kontaktorlar asosida avtomatik blokirovka tizimi taklif etildi hamda uning ishlash prinsipi tahlil qilindi.

Adabiyotlar tahlili

Karyer ekskavatorlarining ekspluatatsion xavfsizligini oshirish, yurish mexanizmlarida hosil bo'ladigan zo'riqishlarni kamaytirish hamda avariya holatlarning oldini olish masalalari konchilik mashinasozligi sohasidagi muhim ilmiy yo'nalishlardan biri hisoblanadi. Ayniqsa, yirik quvvatli EKG turidagi ekskavatorlarning og'ir ekspluatatsion sharoitlarda ishlashi ularning konstruktiv elementlarida yuqori darajadagi mexanik yuklanishlar hosil qiladi.

Bir qator ilmiy tadqiqotlarda karyer ekskavatorlarining turg'unligi va ishonchlilik masalalari ko'rib chiqilgan. Olib borilgan tadqiqotlarda karyer ekskavatorlarining yurish mexanizmlarida yuklanishlarning notekis taqsimlanishi gusenitsa elementlarining tez yeyilishiga olib kelishi ta'kidlangan. Qiya ishchi

maydonlarda ekspluatatsiya qilish metall konstruksiyalarda charchash deformatsiyalarini kuchaytirishini qayd etgan [6].

Ochiq kon mashinalarining ishonchliligi va xavfsizligi tahlil qilinib, ekskavatorning og'irlik markazi o'zgarishi uning turg'unligiga bevosita ta'sir qilishi ko'rsatilgan. Tadqiqotlarda qiyalik burchagi ortishi bilan ag'darilish momenti ham keskin oshib borishi ilmiy asoslangan [4].

Shuningdek, bir qator tadqiqotlarda ekskavatorlarning yurish mexanizmlarida hosil bo'ladigan kuchlanishlarni aniqlash uchun SolidWorks Simulation, ANSYS va boshqa FEM (Finite Element Method) dasturlaridan foydalanilgan. Ushbu ishlar natijalariga ko'ra, gusenitsa zvenolari, barmoqlar va vtulkalar eng katta kontakt kuchlanishlari hosil bo'ladigan elementlar hisoblanadi.

So'nggi yillarda sanoat xavfsizligi sohasida avtomatlashtirilgan nazorat tizimlarini qo'llashga katta e'tibor qaratilmoqda. Xususan, inklinometrlar asosida ishlovchi qiyalik nazorati tizimlari qurilish texnikasi, kranlar va mobil mashinalarda keng qo'llanilmoqda. ISO 13849 va IEC 61508 xalqaro standartlarida xavfsizlikka oid boshqaruv tizimlarining ishonchliligi va fail-safe prinsiplari belgilangan [8].

Biroq mavjud tadqiqotlarning tahlili shuni ko'rsatadiki, EKG-10 turidagi karyer ekskavatorlarida qiyalik nazorati asosida avtomatik blokirovka tizimlarini joriy qilish masalasi yetarli darajada o'rganilmagan. Aksariyat ishlar mexanik hisoblashlar yoki umumiy xavfsizlik masalalari bilan cheklangan bo'lib, real vaqt rejimida qiyalikni nazorat qilish va xavfli holatlarda avtomatik blokirovka qilish algoritmlari to'liq tadqiq etilmagan.

Shu munosabat bilan mazkur tadqiqotda EKG-10 ekskavatori uchun inklinometr asosida ishlovchi avtomatik qiyalik nazorati va xavfsizlik blokirovka tizimini ishlab chiqish masalasi ko'rib chiqildi.

Materiallar va metodlar.

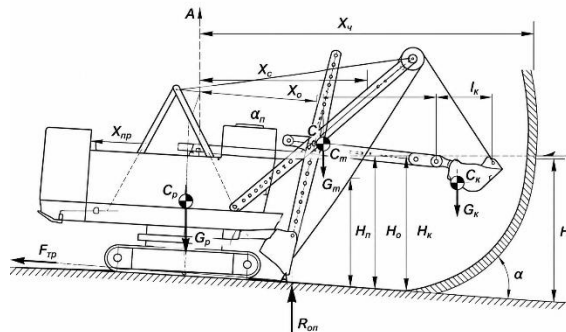
Tadqiqot obyekti sifatida ochiq kon ishlarida keng qo'llaniladigan EKG-10 turidagi bir cho'michli elektr karyer ekskavatori tanlandi. Ushbu ekskavator yuqori ish unumdorligi, katta yuk ko'tarish qobiliyati va murakkab ekspluatatsion sharoitlarda ishlashi bilan tavsiflanadi. Ekskavatorning asosiy texnik parametrlari 1-jadvalda keltirilgan.

1-jadval

EKG-10 ekskavatorining asosiy texnik parametrlari

Parametr	Qiymati
Ekskavator massasi	410 t
Cho'mich hajmi	10 m ³
Yurish mexanizmi	Gusenetsali
Yurish tezligi	0.7 km/soat
Elektr yuritma quvvati	2×90 kVt
Maksimal qazish radiusi	14.5 m

Tadqiqot jarayonida ekskavatorning ishchi maydon qiyaligi ta'sirida yuzaga keladigan mexanik yuklanishlar va xavfli holatlar tahlil qilindi. Qiyalik burchagining ortishi natijasida yurish mexanizmlarida hosil bo'ladigan qo'shimcha kuchlar aniqlandi hamda ularning ekskavator turg'unligiga ta'siri baholandi (1-rasm).



1-rasm. Ekskavator ish joyining burchak ostida joylashuvida muvozanat holatining o'zgarish sxemasi

Qiyalikda ekskavatorga ta'sir qiluvchi qo'shimcha kuch quyidagi (1) ifoda orqali aniqlandi:

$$F = G \cdot \sin \alpha \quad (1)$$

F - qiyalik ta'sirida hosil bo'ladigan qo'shimcha kuch, N;

G - ekskavator og'irligi, N;

α - ishchi maydon qiyaligi burchagi.

EKG-10 ekskavatori uchun umumiy og'irlik quyidagicha hisoblandi:

$$G = 410000 \cdot 9.81 = 4.02 \cdot 10^6 \text{ N}$$

Qiyalik burchagi 3° - 5° qiyalikda hosil bo'ladigan qo'shimcha kuchlar quyidagicha bo'ladi:

$$F_3 = 4.02 \cdot 10^6 \cdot \sin 3^\circ = 210 \text{ kN}$$

$$F_5 = 4.02 \cdot 10^6 \cdot \sin 5^\circ = 350 \text{ kN}$$

Olingan natijalar shuni ko'rsatadiki, qiyalik ortishi bilan yurish mexanizmlarida sezilarli darajada qo'shimcha yuklanishlar hosil bo'lishini ko'rsatdi.

Tadqiqotda ekskavatorning ishchi maydon qiyaligini avtomatik nazorat qilish uchun ikki o'qli inklinometr asosida ishlovchi xavfsizlik tizimi taklif etildi. Tizim quyidagi asosiy elementlardan tashkil topdi:

- ikki o'qli inklinometr;
- xavfsizlik rele;
- magnit kontaktorlar;
- signal lampalari;
- ovozli signalizatsiya;
- qayta ishga tushirish tugmasi.

Inklinometr ekskavator platformasining old-orqa va chap-o'ng qiyalik burchaklarini real vaqt rejimida o'lchaydi. Sensordan kelgan signal xavfsizlik relelarga uzatiladi. Qiyalik belgilangan chegaradan oshganda rele kontaktlari orqali yurish mexanizmi va ayrim ishchi mexanizmlar avtomatik bloklanadi.

Taklif etilgan tizim uchta asosiy ish rejimida ishlaydi:

1. Normal ish rejimi quyidagi (2) ifodadi shartga mos bo'lishi kerak.

$$|\alpha| \leq 3^\circ \quad (2)$$

Ekskavator barcha mexanizmlari odatiy rejimda ishlaydi.

2. Ogohlantirish rejimi (3) ifodagi shart bo'yicha bo'lishi kerak.

$$3^\circ < |\alpha| \leq 5^\circ \quad (3)$$

Sariq signal lampasi va ovozli signalizatsiya ishga tushadi.

3. Avariyaaviy blokirovka rejimi esa (4) ifodadagi shartga mos bo'lishi kerak.

$$|\alpha| > 5^\circ \quad (4)$$

Quyidagi mexanizmlar avtomatik bloklanadi:

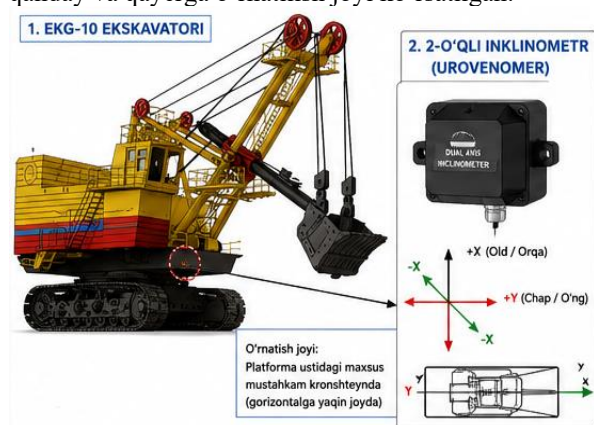
- yurish mexanizmi;
- platforma aylanishi;
- strela ko'tarilishi;
- cho'mich harakati.

Tizim fail-safe prinsipi asosida ishlaydi, ya'ni sensor yoki elektr ta'minotida nosozlik yuzaga kelganda mexanizmlar xavfsiz holatga o'tadi.

Natijalar va natijalar muhokamasi

Tadqiqot natijalariga ko'ra, EKG-10 ekskavatorining ishchi maydon qiyaligi ortishi bilan yurish mexanizmi, gusenitsa zanjiri va aylanuvchi platformaga ta'sir etuvchi qo'shimcha yuklanishlar sezilarli darajada oshishi aniqlandi. Ayniqsa, qiyalik burchagi 5° dan yuqori bo'lganda ekskavatorning turg'unligi pasayib, yurish mexanizmlarida notekis kuchlanishlar hosil bo'ladi.

Hisoblash natijalari shuni ko'rsatdiki, EKG-10 ekskavatorining umumiy og'irligi taxminan 4,02 MN ni tashkil etadi. Ishchi maydon qiyaligi 5° bo'lganda qiyalik yo'nalishida hosil bo'ladigan qo'shimcha kuch taxminan 350 kN ga teng bo'ladi. Bu kuch gusenitsa zvenolari, barmoqlar, vtulkalar va tayanch roliklariga qo'shimcha ta'sir ko'rsatib, ularning yeyilishini tezlashtiradi. Quyidagi 2-rasmda ekskavator platformasiga ikki o'qli inklinometrni qanday va qayerga o'rnatilish joyi ko'rsatilgan.



2-rasm. Ekskavator platformasiga ikki o'qli inklinometrni o'rnatilish joyi sxemasi

Taklif etilgan avtomatik qiyalik nazorati tizimi uchun uch bosqichli ishlash algoritmi ishlab chiqildi. Qiyalik burchagi $0-3^\circ$ oralig'ida bo'lganda ekskavator normal ish rejimida faoliyat yuritadi.

Qiyalik 3° dan 5° gacha oshganda operatorga yorug'lik va ovozli signal orqali ogohlantirish beriladi. Qiyalik 5° dan oshganda esa xavfsizlik releli orqali yurish mexanizmi va asosiy ishchi mexanizmlar avtomatik ravishda bloklanadi.

2-jadval

Qiyalik burchagiga bog'liq holda tizimning ishlash natijalari

Qiyalik burchagi	Tizim holati	Bajariladigan amal
$0-3^\circ$	Normal ish rejimi	Ekskavator mexanizmlari odatiy ishlaydi
$3-5^\circ$	Ogohlantirish rejimi	Signal lampasi va sirena ishga tushadi
$>5^\circ$	Avariyaaviy blokirovka	Yurish va ayrim ishchi mexanizmlar bloklanadi

Tizimning funksional sxemasi tahlili shuni ko'rsatdiki, ikki o'qli inklinometr ekskavator platformasining old-orqa va chap-o'ng qiyalik burchaklarini real vaqt rejimida aniqlash imkonini beradi. Bu esa faqat bir yo'nalishdagi emas, balki umumiy fazoviy qiyalik holatini baholashga sharoit yaratadi.

Natijada quyidagi texnik samaralarga erishish mumkinligi aniqlandi:

- ekskavatorning xavfli qiyalikda ishlashining oldi olinadi;
- yurish mexanizmlarida notekis yuklanishlar kamayadi;
- gusenitsa elementlarining xizmat muddati oshadi;
- ag'darilish xavfi pasayadi;
- operator xavfsizligi ta'minlanadi;
- avariyaaviy to'xtash holatlarining oldi olinadi.

Shuningdek, tizimda fail-safe prinsipi qo'llanilgani sababli sensor yoki elektr zanjirida nosozlik yuzaga kelganda mexanizmlar xavfsiz holatga o'tadi. Bu esa avtomatik blokirovka tizimining ishonchliligini oshiradi.

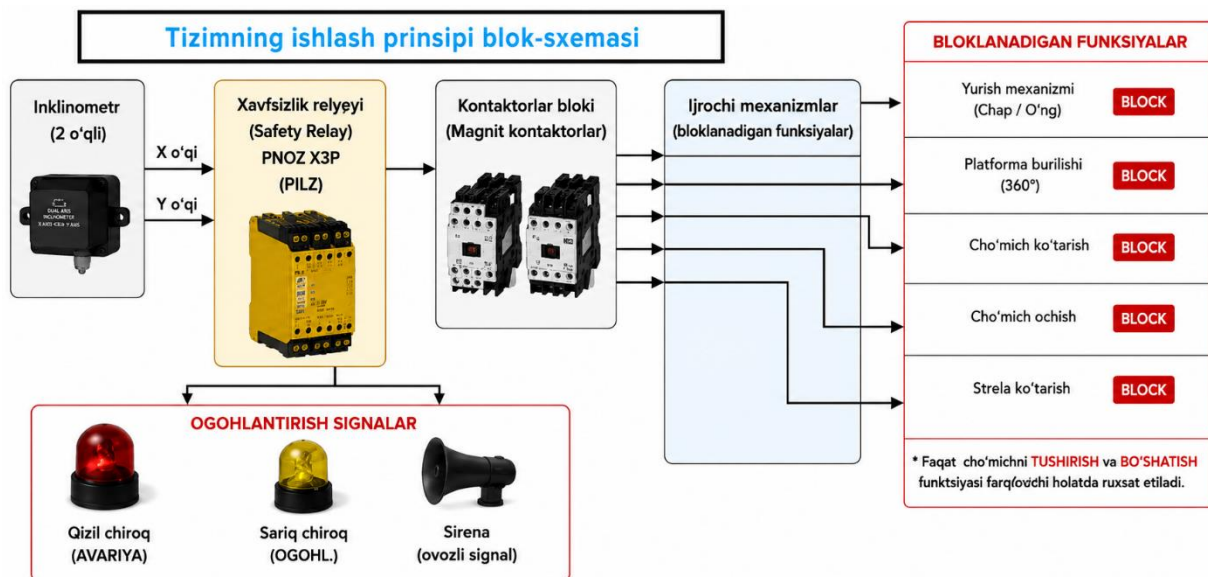
Umuman olganda, olingan natijalar EKG-10 ekskavatorida qiyalik nazoratiga asoslangan avtomatik xavfsizlik blokirovka tizimini joriy etish ekspluatatsion xavfsizlikni oshirish va mexanik elementlardagi ortiqcha yuklanishlarni kamaytirishda samarali yechim ekanligini ko'rsatdi.

Olib borilgan tadqiqot natijalari EKG-10 ekskavatorining ishchi maydon qiyaligi uning ekspluatatsion xavfsizligi va yurish mexanizmlari ishonchliligiga bevosita ta'sir qilishini ko'rsatdi. Qiyalik burchagi ortishi bilan ekskavator massasining ma'lum qismi qiyalik bo'ylab yo'nalgan qo'shimcha kuch hosil qilishi aniqlandi. Bu esa gusenitsa mexanizmlarida yuklanishlarning notekis taqsimlanishiga sabab bo'ladi.

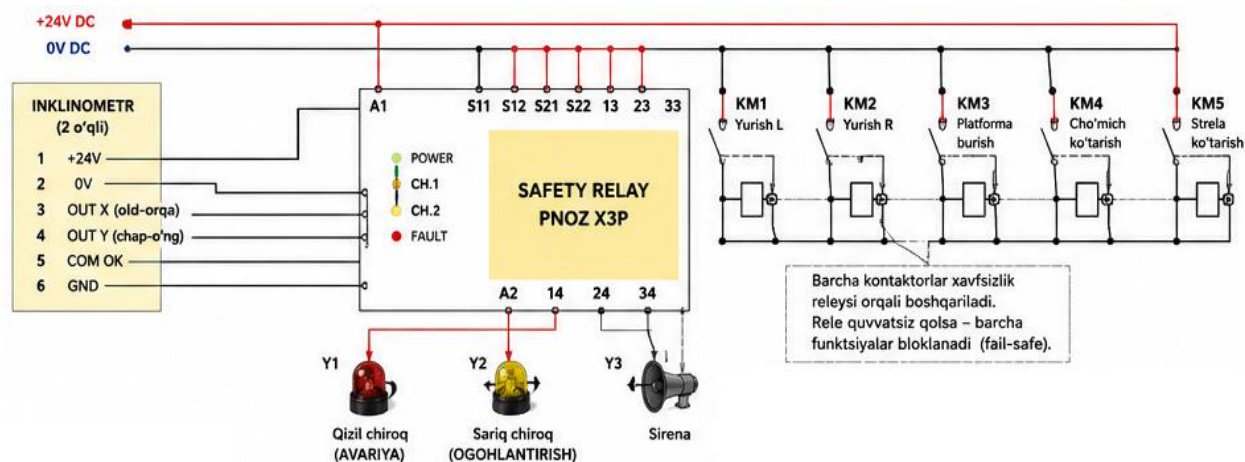
Hisoblash natijalariga ko'ra, 5° qiyalikda ekskavatorga ta'sir qiluvchi qo'shimcha kuch

taxminan 350 kN ni tashkil qildi va 3° qiyalikda esa 210 kN kuch ta'sir qilishi aniqlandi. Bundan ko'rinib turibdiki qiyalik ortishi bilan hosil bo'lgan qo'shimcha yuklanish ayniqsa, gusenitsa zvenolari,

venetsli shesternyalar va vtulkalar, tayanch rolıklar, yurish ramasi elementlarida yuqori kuchlanishlar hosil qilishi mumkin ekanligini ko'rsatdi.



3-rasm. Ekskavator qiyalik nazorati va avtomatik blokirovka tizimi ko'rinishi



4-rasm. Qiyalik nazorati va avtomatik blokirovkalash tizimi elektr ta'minoti sxemasi

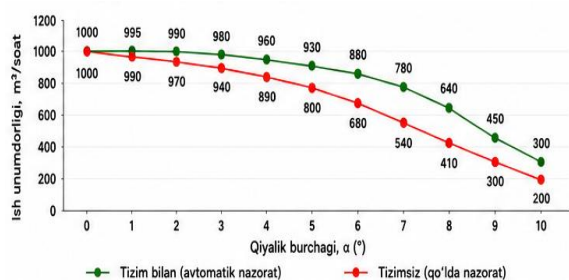
3-rasmda qiyalikni nazorat qilish va avtomatik tarzda blokirovka qilish tizimining ko'rinishi tasvirlangan.

Tahlillar shuni ko'rsatdiki, qiyalik burchagi ortishi bilan yurish mexanizmining bir tomonida kontakt bosimi ortib, ikkinchi tomonida kamayib boradi. Natijada ekskavatorning turg'unligi pasayadi hamda ag'darilish xavfi yuzaga keladi. Ayniqsa, strela maksimal chiqarilgan yoki cho'mich to'liq yuklangan holatlarda og'irlik markazining siljishi xavfli holatni yanada kuchaytiradi.

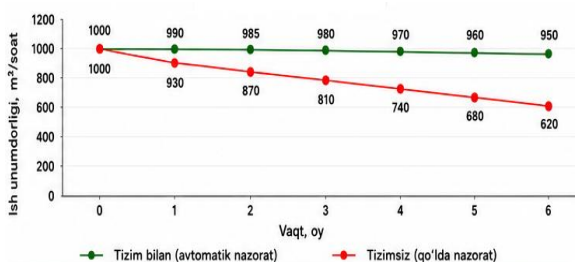
Taklif etilgan avtomatik qiyalik nazorati tizimi tahlili shuni ko'rsatdiki, ikki o'qli inklinometr orqali platformaning real vaqt rejimidagi holatini yuqori aniqlikda nazorat qilish mumkin. 4-rasmda qiyalik nazorati va avtomatik blokirovkalash tizimi elektr

ta'minoti sxemasi keltirilgan bo'lib, tizimda $\pm 3^\circ$ qiyalikda ogohlantirish rejimi joriy qilinishi operatorga xavfli holat yuzaga kelayotgani haqida oldindan ma'lumot berish imkonini yaratadi. Bu esa profilaktik choralar ko'rish imkonini oshiradi.

Quyidagi 5- va 6- rasmlarda ekskavator ish unumdorligini qiyalik burchagiga bog'liq ravishda va vaqt bo'yicha o'zgarishi (6 oylik ekspluatatsiya misolida) ko'rsatilgan. 5- va 6- rasmlardagi grafiklardan shuni ko'rish mumkinki, avtomatik qiyalik nazoratini o'rnatish natijasida ekskavator ish unumdorligini 15-60% gacha yuqori darajada saqlab qolinadi.



5-rasm. Ekskavator ish unumdorligini qiyalik burchagiga bog'liqlik grafigi.



6-rasm. Ekskavator ish unumdorligini vaqt bo'yicha o'zgarish grafigi.

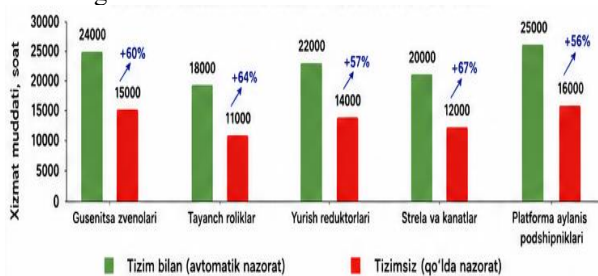
Qiyalik burchagi $\pm 5^\circ$ dan oshganda avtomatik blokirovka rejimi ishga tushishi esa avariya holatlarning oldini olishda muhim ahamiyatga ega ekanligi aniqlandi. Tizim orqali yurish mexanizmi, aylanish platformasi va ayrim ishchi mexanizmlarni avtomatik to'xtatish ekskavatorning xavfli holatda ishlashini cheklaydi.

Tahlil natijalari shuni ko'rsatdiki, taklif etilgan tizim quyidagi ustunliklarga ega:

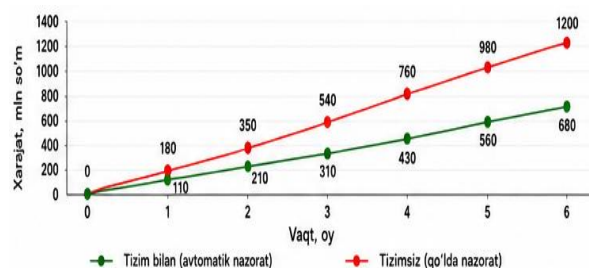
- konstruksiyaning nisbatan soddaligi;
- sanoat sharoitida ishonchli ishlashi;
- ekspluatatsiya xarajatlarining kamligi;
- operator xavfsizligini oshirishi;
- mexanizmlar xizmat muddatini uzaytirishi.

Shu bilan birga, tizimda fail-safe prinsipining qo'llanilishi uning ishonchligini yana-da oshiradi. Ya'ni sensor yoki elektr ta'minotida nosozlik yuzaga kelganda mexanizmlar avtomatik ravishda xavfsiz holatga o'tadi.

Quyidagi 7- va 8- rasmlarda ekskavator asosiy qismlarining xizmat muddatining vaqt bo'yicha o'zgarish diagrammasi va jami xizmat ko'rsatish xarajatlarining vaqt bo'yicha o'zgarish grafigi ko'rsatilgan.



7-rasm. Ekskavator asosiy qismlarining xizmat muddatining vaqt bo'yicha o'zgarish diagrammasi



8-rasm. jami xizmat ko'rsatish xarajatlarining vaqt bo'yicha o'zgarish grafigi

7- rasmdagi diagrammadan ko'rinib turibdiki, avtomatik qiyalik nazoratini o'rnatish natijasida ekskavator asosiy qismlarining xizmat muddati 56-67% gacha oshganini ko'rsatmoqda.

8-rasmda keltirilgan garfikdan shuni ko'rish mumkin, ya'ni 6 oylik ekspluatatsiya natijalariga asosan jami xizmat ko'rsatish xarajatlari 43% ga kamayishiga erishildi.

Umuman olganda, tadqiqot natijalari EKG-10 ekskavatorlarida qiyalik nazorati asosida avtomatik xavfsizlik blokirovka tizimini joriy qilish ishlab chiqarish xavfsizligini oshirish, avariya holatlarini kamaytirish va yurish mexanizmlari elementlarining resursini uzaytirishda samarali texnik yechim ekanligini ko'rsatdi.

Xulosa va takliflar

Olib borilgan tadqiqot natijalari asosida EKG-10 turidagi karyer ekskavatorlarida ishchi maydon qiyaligini nazorat qilish ekspluatatsion xavfsizlikni ta'minlashda muhim ahamiyatga ega ekanligi aniqlandi. Qiyalik burchagining ortishi yurish mexanizmlarida notekis yuklanishlar hosil qilishi, gusenitsa elementlarida ortiqcha kuchlanishlarni keltirib chiqarishi hamda ekskavator turg'unligini pasaytirishi tadqiqot davomida o'z isbotini topdi.

Hisoblash natijalariga ko'ra, EKG-10 ekskavatori 5° qiyalikda ishlaganda yurish mexanizmiga taxminan 350 kN qo'shimcha kuch ta'sir qilishi aniqlandi. Bu holat gusenitsa zvenolari, tayanch rolklar va metall konstruksiyalarda tez yeyilish hamda charchash deformatsiyalarining yuzaga kelish ehtimolini oshiradi.

Tadqiqot jarayonida ikki o'qli inklinometr, xavfsizlik relesi va magnit kontaktorlar asosida avtomatik qiyalik nazorati tizimi ishlab chiqildi. Taklif etilgan tizimda, $\pm 3^\circ$ qiyalikda ogohlantirish rejimi va $\pm 5^\circ$ qiyalikda avtomatik blokirovka rejimi joriy etildi.

Ishlab chiqilgan tizim:

- ekskavatorning xavfli qiyalikda ishlashini cheklaydi;
- ag'darilish xavfini kamaytiradi;
- yurish mexanizmlari resursini oshiradi;
- operator xavfsizligini ta'minlaydi;
- aylanish platformasi tez yeyilishini oldini oladi;
- avariya holatlarning oldini oladi.

Tadqiqot natijalari asosida quyidagi takliflar berildi:

1. EKG turidagi karyer ekskavatorlarida qiyalik nazorati tizimlarini majburiy joriy etish maqsadga muvofiq.

2. Ishchi maydon qiyaligi 3° dan oshmasligini ta'minlash uchun karyer maydonlarini muntazam geodezik nazorat qilish tavsiya etiladi.

3. Ekskavatorlarda ikki o'qli inklinometr asosida ishlovchi avtomatik blokirovka tizimlarini qo'llash ekspluatatsion xavfsizlikni oshiradi.

4. Tizimni PLC va SCADA texnologiyalari bilan integratsiya qilish orqali masofaviy monitoring va diagnostika imkoniyatlarini yaratish mumkin.

Umuman olganda, taklif etilgan avtomatik qiyalik nazorati va xavfsizlik blokirovka tizimi EKG-10 ekskavatorlarining ishonchli va xavfsiz ekspluatatsiyasini ta'minlashda samarali texnik yechim hisoblanadi.

DEVELOPMENT OF AN AUTOMATIC SAFETY CONTROL SYSTEM FOR A SINGLE-BUCKET QUARRY EXCAVATOR ON A SLOPE

Xamzayev A.A., Usmonov M.Z.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

ABSTRACT

This article examines the development of an automatic safety locking system for the EKG-10 type single-bucket quarry excavator based on monitoring the slope of the working area. As a result of the excavator operating on inclined surfaces, uneven loads on the running mechanisms, excessive strain on the crawler elements, and a risk of overturning occur. The study proposed a slope control system based on a two-axis inclinometer, a safety relay, and magnetic contactors. A warning signal was implemented in the system at an inclination of $\pm 3^\circ$, and an automatic blocking mode was implemented when exceeding $\pm 5^\circ$. The proposed system allows for increasing the operational safety of the excavator, reducing overload on mechanical elements, and preventing emergency situations. The research results showed that the use of slope control systems on EKG-10 excavators significantly increases production safety.

KEYWORDS

Excavator, slope control, inclinometer, automatic blocking, safety relay, mining machines, crawler mechanism, overturning hazard, operational safety, automation.

РАЗРАБОТКА АВТОМАТИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ БЕЗОПАСНОСТИ ОДНОКОВШОВОГО КАРЬЕРНОГО ЭКСКАВАТОРА ПРИ РАБОТЕ НА УКЛОНАХ

Хамзаев А.А., Усмонов М.З.

Навоийский государственный горно-технологический университет

АННОТАЦИЯ

В данной статье рассматривается вопрос разработки системы автоматической блокировки безопасности одноковшового карьерного экскаватора типа ЭКГ-10 на основе контроля уклона рабочего поля. В результате работы экскаватора на наклонных поверхностях возникают неравномерные нагрузки на ходовые механизмы, избыточные нагрузки на элементы гусеницы и риск опрокидывания. В исследовании была предложена система контроля уклона на основе двухосного инклинометра, реле безопасности и магнитных контакторов. В системе введен режим предупреждения при уклоне $\pm 3^\circ$ и автоматической блокировки при превышении $\pm 5^\circ$. Предложенная система позволяет повысить эксплуатационную безопасность экскаватора, снизить избыточную нагрузку на механические элементы и предотвратить аварийные ситуации. Результаты исследований показали, что применение систем контроля откосов на экскаваторах ЭКГ-10 значительно повышает безопасность производства.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

Экскаватор, контроль уклона, инклинометр, автоматическая блокировка, реле безопасности, горные машины, гусеничный механизм, опасность опрокидывания, эксплуатационная безопасность, автоматизация.

REFERENCES

1. 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>
2. 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>
3. 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.
4. 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).
5. 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
6. 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>
7. 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>
8. 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>
9. 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);
10. Abduazizov Nabijon Azamatovich, Muzaffarov Amrillo, Toshov Jawahir Burievich, Juraev Rustam Umarxanovich, 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.
11. Florea, V. A., & Toderaş, M. (2024). Efficiency of maintenance activities in aggregate quarries: a case study of wear parts on loaders and excavators. Applied Sciences, 14(17), 7649.
12. 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.
13. 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.
14. Tytiuk, V., Khandakji, K., Sivyakova, G., Karabut, N., Chorny, 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.
15. 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>
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:

Xamzayev Akbar Abdalimovich – Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics, PhD; Navoi State University of Mining and Technologies, 72 M. Torobiy Street, Navoi, 210100, Uzbekistan. E-mail: akbar-86-86@mail.ru
ORCID ID: <https://orcid.org/0009-0005-4362-2488>

Usmonov Maftunjon Zohidjon o'g'li – Assistant of the Department of Mining Electromechanics, PhD Student; Navoi State University of Mining and Technologies, 72 M. Torobiy Street, Navoi, 210100, Uzbekistan. E-mail: usmonovmaftunjon@gmail.com
ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-0716-4775>

МОДЕРНИЗАЦИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ДВУХВАЛЬНЫХ СМЕСИТЕЛЕЙ

¹Бобожанов М.К., ²Рисмухамедов Д.А., ¹Туйчиев Ф.Н., Розметов Х.Э., Маткаримов С.К.

¹Ташкентский государственный технический университет, Ташкент, Узбекистан;

²Алмалыкский государственный технический институт, Алмалык, Узбекистан

³Ургенчский государственный университет, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.21591162

АННОТАЦИЯ В данной статье приведена информация о возможности модернизации электропривода двухвальных смесителей путём применения двухскоростных асинхронных двигателей с полюсопереключаемыми обмотками. Проведён анализ существующих конструкций и режимов работы двухвальных смесителей и предложена новая циклограмма технологического процесса работы. Использование второй скорости для облегчения процесса пуска и получения пробы смеси позволяет упростить технологический процесс и достичь экономии электроэнергии, время продолжения цикла уменьшается на 7 минут. Экономия электроэнергии за один год составляет 2773,51 кВт·час, удельный расход энергии на единицу продукции уменьшается на 20 %.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА двухвальный смеситель, полюсопереключаемая обмотка, циклограмма работы смесителя, экономия электроэнергии, объём изготовления смеси, удельный расход электроэнергии на единицу продукции.

ВВЕДЕНИЕ

Модернизация двухвальных смесителей является актуальной задачей, так как это необходимо для повышения однородности смеси, сокращения времени замеса, снижения энергопотребления, улучшения качества конечного продукта и адаптации к сложным материалам.

Усовершенствование двухвальных смесителей связано с повышением интенсивности и качества смешивания, снижением энергозатрат за счет оптимизации рабочих органов, внедрения трехмерного принципа перемешивания (радиальное и осевое), что сокращает время процесса и улучшает однородность продукта.

Основными направлениями совершенствования двухвальных смесителей являются улучшение конструкции рабочих органов, внедрение концепции трехмерного смешивания, повышение энергоэффективности, производительности и качества [1-4].

Повышение энергоэффективности включает в себя снижение потребления энергии, где благодаря более эффективному перемешиванию достигается тот же результат при меньших затратах энергии, а также оптимизацию привода путём совершенствования приводов рабочих органов для снижения потерь и повышения КПД.

Двухскоростные асинхронные двигатели могут быть применены на приводе двухвальных смесителей с целью обеспечения разных режимов работы: низкую скорость для интенсивного перемешивания или запуска с полным бункером и высокую — для более легких смесей или ускорения процесса, используя полюсопереключаемые обмотки (ППО) для создания двух фиксированных скоростей без частотных преобразователей, что упрощает управление и повышает надежность для специфичных задач, требующих дискретного изменения режимов. Асинхронные двигатели отличаются простотой конструкции и устойчивостью к перегрузкам, что очень важно

для работы с вязкими составами в двухвальных камерах. Электроприводы на основе двухскоростных полюсопереключаемых двигателей являются недорогими и простыми в обслуживании по сравнению с частотно-регулируемыми приводами (ЧРП).

Во всем мире ведутся научные исследования по созданию регулируемых электроприводов, обеспечивающих требуемые параметры по усовершенствованию и автоматизации существующих электроприводов с целью экономии энергии и ресурсов. В этом направлении одной из приоритетных задач является разработка регулируемых электроприводов на базе многоскоростных двигателей с улучшенными энергетическими показателями. При этом одной из актуальных задач является разработка новых схем ППО с высокими электромагнитными свойствами и простой технологией изготовления для использования в многоскоростных двигателях.

МЕТОДЫ И МЕТОДОЛОГИЯ

Изучение режимов работы двухвальных смесителей

Смеситель предназначен для разминания и перемешивания с одновременным подогревом или охлаждением пастообразных масс, клея, замазок, мягких пластических масс, веществ и продуктов с повышенной вязкостью и многих других веществ (рис. 1).

Рабочая поверхность выполнена из нержавеющей стали, что позволяет использовать смеситель в пищевой и фармацевтической промышленности.

Материал камеры и лопастей — из коррозионностойкой стали, ротор имеет форму Z, рабочий объем камеры составляет 400 литров.



Рис. 1. Общий вид двухвального смесителя

Характерной особенностью работы таких смесителей являются сложные условия запуска электропривода. При этом инерция смесителя и большие моменты сопротивления при пуске определяются в зависимости от условия загрузки. Как правило, при существующих релейно-контакторных схемах управления электроприводами пуск смесителя осуществляется

путем многократного запуска (отключения) асинхронного двигателя и вращения его барабана через реверс. Это приводит к ускоренному износу механических трансмиссий и самого двигателя, а также уменьшению его ресурсов.

Кроме того, вращение Z-образных лопастей обычно наблюдается при нагрузке на редуктор, входящий в состав электропривода, а также на вал и на подшипники электродвигателя. Технические данные смесителя типа ЗЛ с Z-образными лопастями приведены в табл. 1.

Это приводит к износу зубьев шестерен и быстрому выходу из строя вала и подшипников электродвигателя. По имеющейся информации, срок между ремонтами асинхронного двигателя и редуктора составляет 4-6 месяцев.

Таблица 1

Технические данные смесителя типа ЗЛ с Z-образными лопастями

№	Материал смесительной камеры и роторов нержавеющая сталь	Параметр	Единица измерения
2	Рабочий объем смесительной камеры	400	литр
3	Частота вращения ротора	1500	об/мин
4	Частота вращения шнека	40	об/мин
5	Диаметр шнека	160	мм
6	Мощность электродвигателя привода	18,5	кВт
7	Мощность электродвигателя гидравлики	5	кВт
8	Способ охлаждения смесительной камеры	вода	—
9	Способ нагрева смесительной камеры	паровая рубашка	—

Анализ способов запуска смесителей и других высокоинерционных устройств

При рассмотрении возможных способов запуска асинхронных двигателей следует учитывать следующие основные правила:

1) при пуске двигатель должен иметь достаточно большой пусковой момент, превышающий статический момент сопротивления на валу, чтобы его ротор вращался и достиг номинальной скорости вращения;

2) пусковой ток должен быть ограничен величиной, не вызывающей повреждения двигателя и не влияющей на нормальную работу сети;

3) схема запуска должна быть максимально простой, а количество пусковых устройств — небольшим, а стоимость — низкой.

При запуске асинхронного двигателя в активном сопротивлении его вторичных цепей выделяется тепловая энергия, равная кинетической энергии, идущей на вращение вращающихся масс.

При работе под нагрузкой количество выделяемой энергии соответственно увеличивается. Энергия, выделяющаяся из первичных цепей, в несколько раз превышает энергию, выделяемую из вторичных цепей. При частых пусках, а также в очень тяжёлых условиях пуска, т. е. когда вращающиеся массы вращающихся механизмов велики, возникает опасность перегрева обмоток двигателя.

Чем больше допустимое количество пусков в час асинхронного двигателя в режиме прогрева, тем ниже номинальная мощность двигателя и тем меньше вращающиеся массы, присоединённые к его валу. Двигатели мощностью 3-20 кВт в нормальных условиях допускается запускать до 5-10 раз в час.

Асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором проще по конструкции и обслуживанию, а также дешевле и надёжнее двигателей с фазным ротором, и поэтому они используются чаще.

Самый простой способ запуска двигателя с короткозамкнутым ротором - подключить обмотку статора непосредственно к сети при номинальном напряжении. Такой способ называется прямым пуском, при этом пусковой ток двигателя [5,6]:

$$I_{\text{пуск}} = I_{\text{ном}} \cdot (4 \div 7). \quad (1.1)$$

Современные асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором спроектированы с возможностью прямого пуска с учетом величины электродинамических сил, действующих на обмотки, и условий нагрева обмоток в процессе пуска. Поэтому, когда сеть достаточно сильна и пусковые токи двигателей не вызывают недопустимо большого падения напряжения в сети (не более 10-15%), возможен прямой пуск.

Самый распространенный способ облегчить пуск электродвигателей — это запуск электродвигателя при низком напряжении. Известно, что уменьшение напряжения, подаваемого на электродвигатель, приводит к пропорциональному уменьшению пускового тока. Существует несколько способов снизить напряжение, подаваемое на двигатель.

Если запуск двигателя с короткозамкнутым ротором непосредственно при условии пониженного напряжения в сети невозможен, применяют различные способы запуска двигателя при пониженном напряжении.

Эти методы запуска используются, когда двигатель можно запустить на холостом ходу или без нагрузки. Необходимость запуска при низком напряжении часто встречается у высоковольтных двигателей большой мощности.

Для асинхронных двигателей, обмотки статора которых соединены треугольником, пуск можно осуществить переключением обмотки статора со звезды на треугольник. При включении двигателя в сеть переключатель устанавливается в положение «звезда», при котором обмотка статора соединяется в звезду. При этом фазное напряжение в статоре снижается в $\sqrt{3}$ раз, ток в фазах обмотки двигателя также снижается в $\sqrt{3}$ раз.

Кроме того, при соединении обмоток в звезду ток линии равен фазному току, тогда как при соединении этих обмоток треугольником ток линии в $\sqrt{3}$ раз превышает ток фазы.

Отсюда следует, что, пересоединив обмотки статора в звезду, можно добиться многократного снижения линейного тока.

После достижения ротором двигателя скорости, близкой к частоте вращения, переключатель быстро переводится в положение «треугольник», и фазные обмотки двигателя оказываются под номинальным напряжением. Рассматриваемый способ пуска имеет недостаток: уменьшение фазного напряжения в $\sqrt{3}$ раз наблюдается при трехкратном уменьшении пускового момента, поскольку пусковой момент асинхронного двигателя прямо пропорционален квадрату напряжения:

$$M_{\text{пуск}} = k \cdot U^2. \quad (1.2)$$

Столь значительное снижение пускового момента не позволяет использовать этот способ пуска для двигателей со значительной нагрузкой на валу. Такое снижение пускового напряжения применимо только к двигателям, работающим с обмоткой статора, соединенной треугольником.

Более универсальный способ запуска — снижение напряжения, подаваемого на двигатель, с помощью реакторов (реактивных катушек — дросселей).

В этом случае ток в сети поступает в обмотку статора через реакторы, с падением напряжения (здесь x_p — индуктивное сопротивление реактора, Ом). В результате на обмотку статора подается пониженное напряжение:

$$U_1' = U_{1\text{ном}} - jI_p x_p. \quad (1.3)$$

После разгона ротора двигателя номинальное напряжение подается на обмотку статора. Недостатком данного способа запуска является то, что снижение напряжения приводит к уменьшению пускового момента.

При пуске двигателя через понижающий автотрансформатор пониженное напряжение U_1' подаётся на двигатель в результате соединения обмоток автотрансформатора в звезду.

Пуск через автотрансформатор осуществляется в три этапа:

— на первом этапе на двигатель подаётся напряжение

$$U_1 = (0,5 \div 0,6) \cdot U_{\text{ном}}, \quad (1.5)$$

— на втором этапе

$$U_1 = (0,7 \div 0,8) \cdot U_{\text{ном}}, \quad (1.6)$$

наконец, на третьем этапе на двигатель подаётся напряжение $U_{\text{ном}}$.

Как и предыдущие способы низковольтного пуска, автотрансформаторный пуск сопровождается уменьшением пускового момента, так как величина момента прямо пропорциональна квадрату напряжения. С точки зрения снижения пускового тока метод запуска через автотрансформатор лучше, чем метод запуска через реактор, поскольку пусковой ток уменьшается в $\frac{U'_1}{U_{\text{ном}}}$ раз при пуске через реактор и

в $\left(\frac{U'_1}{U_{\text{ном}}}\right)^2$ раз при пуске через автотрансформатор.

Для облегчения запуска электродвигателей в тяжёлых условиях используются многоскоростные асинхронные двигатели, которые обеспечивают ступенчатый пуск, при котором начальный разгон осуществляется на низкой скорости, а затем электродвигатель переходит на высокие обороты.

Следует отметить, что двухступенчатый пуск с использованием полюсопереключаемых двигателей является малозатратным и надёжным способом включения таких механизмов. Наличие большого пускового момента двигателя со стороны малой скорости является очень положительным моментом, так как первоначальное начало вращения ротора в вязкой среде очень важен.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ОБСУЖДЕНИЕ

Модернизация технологического процесса работы двухвального смесителя

При существующем технологическом процессе работы двухвального смесителя запуск электродвигателя осуществляется на скорости 1500 об/мин путём подачи полного напряжения сети к выводам. После прохождения 30 минут двигатель отключается от сети для получения пробы смеси. Время паузы длится около 2 минут, после истечения которого вновь запускается смеситель, и через 13 минут работы опять происходит отключение. Взятие второй пробы также длится около двух минут, потом двигатель аналогично включается, и финальная часть работы по технологическому процессу длится 8 минут. Полный цикл работы смесителя составляет 55 мин, после которого двигатель останавливается, барабан опрокидывается и начинается следующий цикл работы. Цикл работы двухвального смесителя показан на рис. 2, а.

Использование двухскоростного асинхронного двигателя с полюсопереключаемой обмоткой даёт возможность изменить технологический процесс

работы двухвального смесителя. Для этой цели разработан новый ДД с ППО с соотношением скоростей 1500/750 об/мин. Для электропривода двухвального смесителя типа ВЛ-400-ВРУ, установленного в 35-м отделении научно-производственного объединения по производству редких металлов и твердых сплавов АО «Алмалыкский ГМК», был спроектирован и изготовлен новый двухскоростной двигатель марки АИР180М8/4 с полюсопереключаемой обмоткой [5-9].

В этом случае старт работы смесителя осуществляется прямым пуском ДД с ППО на скорости 750 об/мин; после работы на этой скорости в течение 20 минут АД переключается на большую скорость 1500 об/мин. По истечении 20 минут работы на большой скорости происходит переключение двигателя обратно на низкую скорость 750 об/мин с целью снятия пробы для проверки состояния смеси.

Снятие пробы будет осуществляться при работе нового ДД на скорости 750 об/мин и длится около 2 минут. Затем, т. е. после снятия пробы, двигатель снова переключается на 1500 об/мин, последний период работы установки составляет около 5 минут, затем двигатель переключается на скорость 750 об/мин и после 1 минуты работы отключается (рис. 2, б).

Общее время протекания технологического процесса изготовления смеси составляет $t_{\text{цикл}} = 48$ минут, т. е. на 7 минут короче, чем при существующем двигателе. За этот период изготавливается смесь весом 580 кг.

Как можно увидеть из вышеприведенного, в случае использования двухскоростного двигателя на приводе смесителя время технологического процесса уменьшается при изготовлении такой же массы готовой смеси и можно достичь экономии электроэнергии.

Для электропривода двухвального смесителя типа ВЛ-400-ВРУ, установленного в 35-м отделении научно-производственного объединения по производству редких металлов и твердых сплавов АО «Алмалыкский ГМК», был спроектирован и изготовлен новый двухскоростной двигатель марки АИР180М8/4 на основе разработанной полюсопереключаемой обмотки, который прошел производственные экспериментальные испытания в заводских условиях. Номинальные мощности двухскоростного асинхронного двигателя с ППО типа АИР 180 4/8 составляют 18,5/13,9 кВт.

Усовершенствованный технологический процесс с внедрением новой системы электропривода на основе двухскоростного двигателя с ППО для смешивания материала с целью изготовления огнеупорного кирпича показан на рис. 2, б.

ЦИКЛОГРАММА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА СМЕШИВАНИЯ

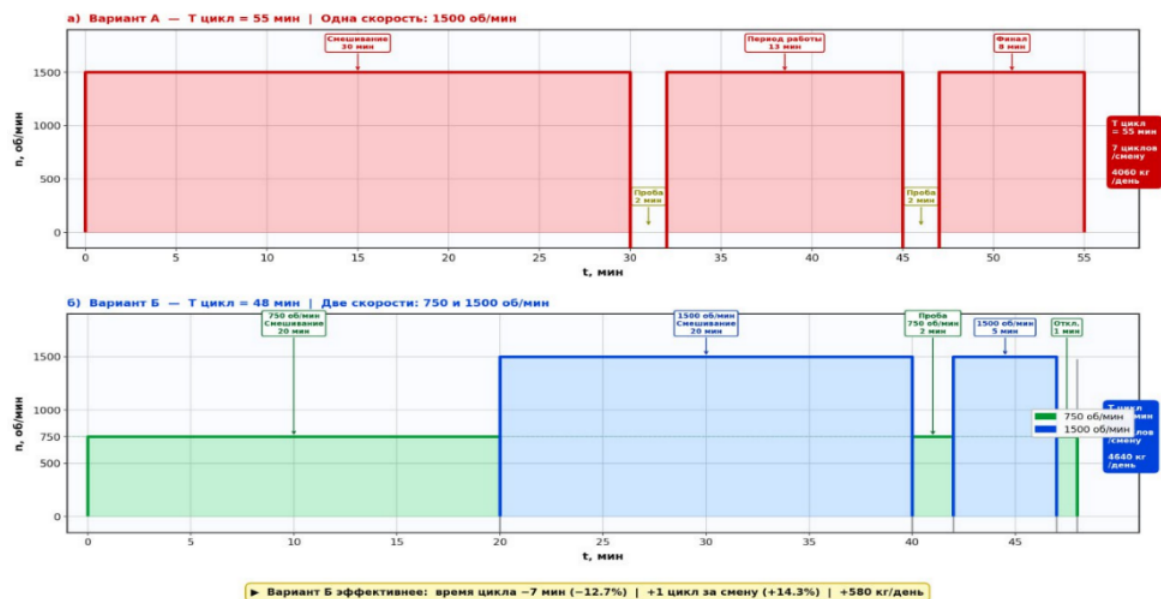


Рис. 2. Циклограммы технологического процесса двухвального смесителя: а) с существующим двигателем; б) с новым ДД с ППО

Оценка эффективности внедрения ДД с ППО

Потребление электроэнергии за один цикл двухскоростным двигателем определяется как сумма потребленной электроэнергии четырех периодов согласно циклограмме работы двухвального смесителя с двухскоростным асинхронным двигателем с ППО:

$$\mathcal{E}_{\text{цикл}} = \mathcal{E}_1 + \mathcal{E}_2 + \mathcal{E}_3 + \mathcal{E}_4 + \mathcal{E}_5, \quad (2.1)$$

где: $\mathcal{E}_1$ — количество потребленной электроэнергии за первый период работы двухвального смесителя на скорости 750 об/мин;

$\mathcal{E}_2$ — количество потребленной электроэнергии за второй период работы двухвального смесителя на скорости 1500 об/мин;

$\mathcal{E}_3$ — количество потребленной электроэнергии за третий период работы двухвального смесителя на скорости 750 об/мин;

$\mathcal{E}_4$ — количество потребленной электроэнергии за четвертый период работы двухвального смесителя на скорости 1500 об/мин;

$\mathcal{E}_5$ — количество потребленной электроэнергии за пятый период работы двухвального смесителя при торможении на скорости 750 об/мин.

Общее количество электроэнергии, потребленной двухскоростным АД за один цикл, равно:

$$\mathcal{E}_{\text{цикл}} = \mathcal{E}_1 + \mathcal{E}_2 + \mathcal{E}_3 + \mathcal{E}_4 + \mathcal{E}_5 = 5,33 + 6,78 + 0,53 + 1,71 + 0,269 = 14,619 \text{ кВт} \cdot \text{час}.$$

В течение одного цикла изготовлена смесь массой $M_{\text{смесь.цикл}} = 580 \text{ кг}$.

За счёт укорочения времени цикла при внедрении ДД с ППО двухвальный смеситель будет выполнять за одну смену 8 циклов.

Результаты расчёта объёма изготовленной смеси и расхода электроэнергии на производство смеси на 2025 год при существующем двигателе и при новом ДД с ППО приведены в табл. 2 и 3.

Был проведён расчёт удельного расхода электроэнергии на единицу продукции при существующем АД и с использованием новой системы АД с ППО. Сравнение показателей удельного расхода электроэнергии показало, что при существующем односкоростном двигателе этот показатель был равен 0,0315 кВт·час за килограмм готовой продукции, тогда как при использовании нового двигателя — 0,0252 кВт·час/кг, т. е. уменьшение величины удельного расхода составляет 20 %.

Также нужно отметить, что для переключения скоростей ДД с ППО можно использовать бесконтактные устройства на основе полупроводниковых элементов. В этом случае повышается надёжность системы электропривода двухвального смесителя, поскольку бесконтактная коммутация системы на основе интеллектуального подхода приводит к усовершенствованию любого электрического оборудования.

Таблица 2

Объём смеси и расход электроэнергии в 2025 году с существующим АД

№	Месяц	Дни	Время работы,	Изготовленный объём смеси,	Расход электроэнергии,
			часы	кг	кВт·час
1	январь	22	176	89 320	2815,12
2	февраль	20	160	81 200	2559,2
3	март	18	144	73 080	2303,28
4	апрель	22	176	89 320	2815,12
5	май	21	168	85 260	2687,16
6	июнь	20	160	81 200	2559,2
7	июль	23	184	93 380	2943,08
8	август	21	168	85 260	2687,16
9	сентябрь	21	168	85 260	2687,16
10	октябрь	22	176	89 320	2815,12
11	ноябрь	20	160	81 200	2559,2
12	декабрь	22	176	89 320	2815,12
	За год	252	2016	1 023 120	32 245,42

Таблица 3

Расчет объёма смеси и расхода электроэнергии в 2025 году с новым ДД с ППО

№	Месяц	Дни	Время работы,	Изготовленный объём смеси,	Расход электроэнергии,
			часы	кг	кВт·час
1	январь	22	176	102 080	2572,94
2	февраль	20	160	92 800	2339,04
3	март	18	144	83 520	2105,14
4	апрель	22	176	102 080	2572,94
5	май	21	168	97 440	2445,99
6	июнь	20	160	92 800	2339,04
7	июль	23	184	106 720	2689,89
8	август	21	168	97 440	2445,99
9	сентябрь	21	168	97 440	2445,99
10	октябрь	22	176	102 080	2572,94
11	ноябрь	20	160	92 800	2339,04
12	декабрь	22	176	102 080	2572,94
	За год	252	2016	1 169 280	29 471,91

ВЫВОДЫ / ЗАКЛЮЧЕНИЕ

По результатам проведённых исследований можно прийти к выводу, что применение нового асинхронного двигателя с ППО позволит:

- снижение удельного расхода электроэнергии на 20 %;
- повышение энергоэффективности производства;

– сокращение энергозатрат на выпуск единицы продукции.

Годовое потребление электроэнергии уменьшается с 32 245 кВт·часов до 29 472 кВт·ч, что позволяет снизить энергозатраты на 8,6 %. Рост производительности составляет около 14 %.

Таким образом, можно констатировать, что модернизация электропривода двухвального смесителя путём использования двухскоростного

асинхронного двигателя с ППО является обоснованным решением.

В научно-производственном объединении по производству редких металлов и твердых сплавов

АО «Алмалыкский ГМК» внедрен новый ДД с ППО на приводе двухвального смесителя типа ВЛ-400-ВРУ и получен акт внедрения.

IKKI VALLI ARALASHTIRGICH ELEKTR YURITMASINI MODERNIZATSIYA QILISH

¹Bobojanov M.K., ²Rismuxamedov D.A., ¹Tuychiev F.N., Rozmetov X.E., Matkarimov S.K.

¹*Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O'zbekiston;*

²*Olmaliq davlat texnika instituti, Olmaliq, O'zbekiston*

³*Urganch davlat universiteti, O'zbekiston*

ANNOTATSIYA

Ushbu maqolada qutblar soni o'zgaruvchan chulg'amli ikki tezlikda ishlovchi asinxron motorlardan foydalangan holda ikki valli aralashtirgichlarning elektr yuritmasini modernizatsiya qilish imkoniyati haqida ma'lumotlar keltirilgan. Mavjud ikki valli mikser konstruksiyalari va ish rejimlari tahlili o'tkazildi va yangi texnologik jarayon diagrammasi taklif qilingan. Ishga tushirish va aralashma namunalarini olishni osonlashtirish uchun ikkinchi tezlikdan foydalanish jarayonni soddalashtiradi va energiya tejashga erishish imkonini beradi, tsikl vaqtini 7 daqiqaga qisqartiradi. Yillik energiya tejash 2773,51 kVt/soatni tashkil etadi va mahsulot birligiga nisbatan solishtirma energiya sarfi 20% ga kamayadi.

KALIT SO'ZLAR

ikki valli aralashtirgich, qutblar soni o'zgaruvchan chulg'am, aralashtirgichning ish diagrammasi, energiya tejash, aralashma ishlab chiqarish hajmi, mahsulot birligiga nisbatan solishtirma energiya sarfi.

MODERNIZATION OF THE ELECTRIC DRIVE OF TWIN-SHAFT MIXERS

¹Bobojanov M.K., ²Rismukhamedov D.A., ³Tuychiev F.N., Rozmetov Kh.E., Matkarimov S.K.

¹*Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan;*

²*Almalyk State Technical Institute, Almalyk, Uzbekistan*

³*Urgench state university, Uzbekistan*

ABSTRACT

This article presents information on the possibility of modernizing the electric drive of twin-shaft mixers using two-speed induction motors with pole-changing windings. An analysis of existing twin-shaft mixer designs and operating modes was carried out, and a new technological process diagram is proposed. Using the second speed to facilitate start-up and mixture sampling simplifies the process and enables energy savings, reducing the cycle time by 7 minutes. The annual energy savings amount to 2,773.51 kWh, and the specific energy consumption per unit of product is reduced by 20%.

KEYWORDS

twin-shaft mixer, pole-changeable winding, mixer operating diagram, energy savings, mixture production volume, specific energy consumption per unit of output.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бобожанов М.К. Электрические машины с полюсопереключаемыми обмотками, используемые в целях энерго- и ресурсосбережения. — 2014.
2. Бобожанов М.К. Электрические машины с полюсопереключаемыми обмотками, используемые в целях энерго- и ресурсосбережения: Дис. ... д-ра техн. наук. — Ташкент, 2006. — 243 с.
3. Rismukhamedov D., Shamsutdinov K., Rozmetov X., Khusanov Sh., Rismukhamedov S. Improvement of electromagnetic properties of pole-changing windings // IV International Scientific and Technical Conference "Actual Issues of Power Supply Systems". AIP Conf. Proc. 3331, 040058-1–040058-8 (2025). <https://doi.org/10.1063/5.0305959>. Published under an exclusive license by AIP Publishing. ISBN 978-0-7354-5286-2.
4. Каримов Х.Г., Бобожанов М.К., Рисмухамедов Д.А. Новые двухскоростные двигатели с одной обмоткой // Узбекский журнал «Проблемы информатики и энергетики». — 2001. — №1. — С. 46–50.

5. Каримов Х.Г., Бобожанов М.К., Рисмухамедов Д.А. и др. Разработка и анализ свойств полюсопереключаемых обмоток и двигателей на их основе // Промеж. отчет по ГНТП-18.4 «Энерго- и ресурсосбережение посредством двухскоростных полюсопереключаемых асинхронных машин». — Ташкент, 2004. — 73 с.

6. Бобожанов М.К., Рисмухамедов Д.А., Туйчиев Ф.Н., Розметов Х.Э. Разработка полюсопереключаемой обмотки для асинхронного двигателя // "Modern education and development" international interdisciplinary research journal. — 11.06.2024.

7. Rozmetov X.E. Development of a pole-switching winding on pole ratio 8:4 // TADQIQOTLAR.UZ. — 2024. — 43(1). — P. 177–180. Retrieved from <http://tadqiqotlar.uz/index.php/new/article/view/4171>.

8. Шамсутдинов Х.Ф., Розметов Х.Э. Разработка и исследование полюсопереключаемых обмоток на близкое соотношение полюсов. — Ургенч, 2025. — С. 550–553.

9. Рисмухамедов Д.А., Йулдашев Х.Е., Муминов А.Н., Туйчиев Ф.Н., Розметов Х.Э. Трехфазная полюсопереключаемая обмотка с соотношением пар полюсов 8/4 при 48 пазах статора. Патент на изобретение IAP 07040. Оpubл. 29.07.2022 г.

INFORMATION ABOUT AUTHORS:

Bobojonov Maxsud Kalandarovich	- DSc. Professor. Professor of the Department of Power Supply. Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str.2, Uzbekistan. E-mail: mbobojanov@yahoo.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-0244-2932
Dauletbek Rismukhamedov	— PhD, Associate Professor; Almalyk State Technical Institute, 45 Mirzo Ulugbek Street, Almalyk, Uzbekistan. E-mail: drismuxamedov@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-9458-0522
Tuychiev Furkat	— Associate Professor of the Department, PhD; Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 2 University Street, Almazar District, Tashkent 100095, Uzbekistan. E-mail: tuychievfn@gmail.com ORCID ID: https://orcid.org/0000-0003-4858-3690
Rozmetov Xamza Ernazarovich	— Senior lecturer of the Department of Mining Electromechanics, Almalyk State Technical Institute. xamza@gmail.com , ORCID ID: http://orcid.org/0009-0005-1061-4262
Matkarimov Sardorbek	— Urgench state university Urgench, Uzbekistan, E-mail: sardorbek@urdu.uz , ORCID ID: https://orcid.org/0009-0001-2027-3204

МУНДАРИЖА/ОГЛАВЛЕНИЕ

КОНЧИЛИК МАШИНАЛАРИ ВА ЖИҲОЗЛАРИ

Jumanazarov A.R., Egamberdiyev I.P., Ochilov U.Y., Mamadiyarov A.J. Discrete element method simulation of grinding media motion in ball mills: methodology, verification, and application to wear prediction	3
Тошов Б.Р., Кушимов Ф., Джураев Н.Н. Усовершенствование конструкции шнека	10
Rozikulov A.N., Toshov J.B., Turgunbaev I., Drebenstedt C., Rodica C.S., Kurbonov R.D Analysis of the economic efficiency of implementing electronic conveyor scales at copper processing Plant-2.....	15
Ziyamukhamedov J.U., Wani M.F. Mechanical and tribological properties of drilling tool bits: a review.....	20
Тошов Ж.Б., Эркинов Д.И., Юнусов Ж.Ф. Исследование механики работы PDC-долот в неоднородных породах с учетом процессов износа и вибрационного воздействия.....	25
Аннакулов Т.Ж., Отажонов Б.О., Юнусов Ж.Ф. Исследование деформационных процессов при передаче энергии в ударной системе пневматических перфораторов.....	32

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ВА МЕТАЛЛУРГИЯ

Атакузиев У.А., Раимжанов Б.Р., Хасанов А.Р. Горно-техническое обоснование параметров открытой разработки месторождения таушан на базе блочного моделирования..	40
Умаров Ф.Я., Каримов Ш.В., Туйчибоев Э.И. Математическое моделирование повышения производительности карьерных автосамосвалов в глубоких карьерах	45
Баймирзаев Б.Ж., Муродбеков У.Ф., Саййидкасимов С.С. Маркшейдерский мониторинг геомеханических процессов и прогноз устойчивости осушенного прибортового массива угольного разреза «Ангренский» на основе объемных моделей	50

ГЕОЛОГИЯ-ҚИДИРУВ ВА НЕФТЬ-ГАЗ МАШИНАЛАРИ

Умедов Ш.Х., Шукуров С.С., Турсунов Ж.А., Комилов Т.О., Бегижонов И.И. Исследование влияния добавки мраморной пудры на изменение параметров бурового раствора на основе бентонитовой глины, КМЦ и ОПР.....	54
Жураев М.Н., Мирходжаев Б.И., Тураев Ш.Б., Жуманазаров Ш.Ш., Салимов И.М. К особенностям геолого-разведочных работ, влияющих на достоверность подсчета запасов месторождений полезных ископаемых	61

ЭНЕРГИЯ ТЕЖАМКОРЛИК ВА АВТОМАТЛАШТИРИШ

Xamzayev A.A., Usmonov M.Z. Bir cho‘michli karyer ekskavatorini qiyalik sharoitida avtomatik xavfsizlik nazorat tizimini ishlab chiqish.....	67
Бобожанов М.К., Рисмухамедов Д.А., Туйчиев Ф.Н., Розметов Х.Э., Маткаримов С.К. Модернизация электропривода двухвальных смесителей.....	74
Мундарижа/Оглавление.....	82