

Код МРНТИ 52.35.29

V. F. Demin¹, R. A. Mussin¹, *E. D. Reshetnyakov², D. R. Akhmatnurov¹¹NJSC Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan),²Institute for Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources LLP (IPKON) (Karaganda, Kazakhstan)

COMPREHENSIVE GEOMECHANICAL ASSESSMENT OF UNDERGROUND MINE ROADWAY STABILITY USING DIPS AND UNWEDGE SOFTWARE COMPLEXES

Abstract. Increasing mining depths in the Karaganda Basin require reliable assessment of roadway stability. This study presents a geomechanical evaluation of the stress-strain state around the 4th Eastern Conveyor Entry of seam K₇ at Kostenko Mine using the Rocscience suite. Joint mapping in Dips identified three dominant discontinuity sets with dip angles of 40–80° and strike azimuths of 40–300°. The resulting wedge geometries were analysed in Unwedge. Unsupported roof wedges showed zero factor of safety and masses up to 49 t. Steel arch support increased roof FS to 2.3, but the critical J1/J2 wedge still required reinforcement. A combined support system with 2.4 m steel-polymer bolts and 3.2 m cable bolts on a 1.5 × 1.5 m grid ensured FS ≥ 2.0 for all failure surfaces. Dips – Unwedge workflow proved effective for identifying hazardous zones and optimising support in deep coal roadways.

Key words: geomechanics, rock mass stability, discontinuity analysis, Dips, Unwedge, anchor bolt, Karaganda coal basin, under-ground roadway.

Дипс және Unwedge бағдарламалық кешендерін қолдана отырып, жерасты тау-кен қазбасының тұрақтылығын кешенді геомеханикалық бағалау

Аннотация. Қарағанды бассейнінде кен өндіру тереңдігінің артуы жерасты қазбаларының тұрақтылығын бағалауды қажет етеді. Зерттеуде Rocscience кешені арқылы Костенко шахтасындағы К₇ кабатының 4-Шығыс конвейерлік штретінің маңындағы массивтің кернеулі-деформацияланған күйі бағаланды. Dips бағдарламасында құлау бұрыштары 40–80° және созылым азимуттары 40–300° болатын үш негізгі жарықшақтар жүйесі анықталды. Unwedge талдауы бекітілмеген төбе сына блоктарының қауіпсіздік коэффициенті нөлге тең, массасы 49 т-ға дейін жететінін көрсетті. Металл аркалы бекітпе FS мәнін 2,3-ке дейін арттырғанымен, J1/J2 сыны блогы қосымша анкерлеуді қажет етті. 2,4 м болат-полимерлі және 3,2 м арқанды анкерлерден тұратын, 1,5 × 1,5 м тор бойынша орнатылған бекіту жүйесі барлық бұзылу беттері үшін FS ≥ 2,0 қамтамасыз етті. Dips – Unwedge әдісі қауіпті аймақтарды анықтау және бекітуді оңтайландыру үшін тиімді болды.

Түйінді сөздер: геомеханика, тау жыныстары массивінің тұрақтылығы, жарықшақтарды талдау, Dips, Unwedge, анкерлік бекітпе, Қарағанды көмір бассейні, жерасты тау-кен қазбасы.

Комплексная геомеханическая оценка устойчивости подземной горной выработки с использованием программных комплексов Dips и Unwedge

Аннотация. Увеличение глубины горных работ в Карагандинском бассейне требует надежной оценки устойчивости выработок. В исследовании с применением Rocscience выполнена геомеханическая оценка напряженно-деформированного состояния массива вокруг 4-го Восточного конвейерного штрета пласта К₇ шахты им. Костенко. В Dips выделены три основные системы трещин с углами падения 40–80° и азимутами простирания 40–300°. Геометрия клиновидных блоков проанализирована в Unwedge. Для незакрепленных кровельных клиньев коэффициент запаса устойчивости равен нулю, масса достигает 49 т. Арочная крепь повышает FS кровли до 2,3, однако критический клин J1/J2 требует анкерного усиления. Комбинированная схема из сталепolyмерных анкеров 2,4 м и канатных анкеров 3,2 м по сетке 1,5 × 1,5 м обеспечивает FS ≥ 2,0. Алгоритм Dips – Unwedge эффективен для выявления опасных зон и оптимизации крепления.

Ключевые слова: геомеханика, устойчивость массива горных пород, анализ структурных нарушений, Dips, Unwedge, анкерное крепление, Карагандинский угольный бассейн, подземная горная выработка.

Introduction

Underground coal mining at depths exceeding 300 m generates high stress concentrations that fundamentally compromise the integrity of mine roadways. In the Karaganda Coal Basin (Kazakhstan) – one of Central Asia's most productive coal regions – current extraction fronts at Kostenko Mine operate at depths of 500–700 m, where horizontal stresses may exceed vertical overburden pressure by a factor of 1.5–2.0 [1–4]. Under these conditions, roadway stability is governed not only by bulk rock-mass strength but also by the geometry and orientation of pre-existing structural discontinuities.

Classical analytical approaches, predicated on homogeneous isotropic behaviour, are inadequate for fractured sedimentary sequences [5, 6]. Kinematic failure modes – roof wedge fall, rib spalling, and floor heave – are controlled by the relative geometry of joint sets, roadway axis, and in-situ stress field. This has driven the adoption of dedicated software tools for rapid three-dimensional characterisation of discontinuity networks [7–10].

The Rocscience suite offers two complementary modules: (i) Dips – for stereographic projection, clustering, and kinematic analysis of structural data; and (ii) Unwedge – for three-dimensional wedge stability computation and support design optimisation. Despite their proven individual utility,

applications that systematically couple the two programs within a single site-specific workflow remain sparsely reported for Carboniferous-age interbedded coal measures.

This study presents a fully integrated Dips – Unwedge assessment applied to the 4th Eastern Conveyor Entry of coal seam K₇ at Kostenko Mine. The objectives are: (1) to characterise dominant joint systems from field mapping; (2) to identify kinematically critical failure mechanisms; (3) to quantify wedge geometries and associated safety factors under both unsupported and supported conditions; and (4) to derive an optimised bolt support scheme satisfying prescribed stability criteria. This study presents a comprehensive analysis of slopes and the absence of wedges, applied to the 4th eastern conveyor entry of the K₇ coal seam at the Kostenko mine. The objectives of the study are: (1) to characterize the predominant fracture systems based on field maps; (2) to identify kinematically critical failure mechanisms; (3) to quantitatively assess the geometry of the wedges and the associated safety factors, both in the absence and presence of support; and (4) to develop an optimized bolting scheme that meets the specified stability criteria.

Materials and methods

Study site and geological setting. The investigation focuses on the 4th Eastern Conveyor Entry, driven along coal seam

3K₇ at Kostenko Mine, Karaganda Basin. The entry has an arched cross-section of 14.4 m² (net), width 5.3 m, and height 3.55 m, supported by steel arch sets supplemented by intermediate resin-grouted bolts. Following convergence, the residual section reduces to 11.62 m² – a cross-sectional loss of 18.9%.

The stratigraphic sequence at the working horizon comprises alternating sandstone, siltstone, mudstone, and occasional marl bands. Physical-mechanical parameters, determined from laboratory testing of drill-core specimens, are summarised in Table 1 [11, 12].

Table 1
Physical-mechanical properties of the rock mass at Kostenko Mine

Кесте 1
«Костенко» шахтасындағы тау жыныстары
массивінің физика-механикалық қасиеттері
Таблица 1
Физико-механические свойства массива горных пород
на шахте «Костенко»

Parameter	Sand-stone	Silt-stone	Mud-stone	Coal	Marl
Young's modulus, MPa	20	23	11.5	3.7	33.1
Poisson's ratio	0.27	0.39	0.38	0.30	0.22
Uniaxial compressive strength, MPa	75	30	25	9	543
Tensile strength, MPa	16	13	6	1.8	9.7
Unit weight, MN/m ³	2.61	2.37	2.31	1.32	2.70
Cohesion, MPa	18.5	13.0	7.5	3.2	14.0
Internal friction angle, °	50	39	39	25	27

The roof strata are classified as competent sandstone (UCS = 75 MPa, E = 20 GPa) immediately above the coal seam; however, the presence of clayey partings and carbonaceous mudstone bands (UCS = 25 MPa) creates a mechanically weak composite roof susceptible to delamination. Mine-scale structural mapping indicates three dominant discontinuity sets of predominantly tectonic origin.

Structural discontinuity mapping and Dips analysis. Field discontinuity surveys were conducted along the conveyor entry using standard scan-line methodology following ISRM suggested methods. Orientation measurements (dip direction / dip angle) were collected for each visible discontinuity plane. Data acquisition targeted the four principal surfaces of the entry: roof, right rib, left rib, and floor.

Processing was performed in Dips (Rocscience Inc., Toronto). Equal-area lower-hemisphere stereographic projection (Schmidt net) was used for contouring pole concentrations. Fisher K-values and confidence cones were computed for each cluster. Three statistically significant joint sets were identified:

Set J1: dip 60°, strike azimuth 200° (sub-perpendicular to roadway axis);

Set J2: dip 40°, strike azimuth 40° (oblique, low-angle);
Set J3: dip 80°, strike azimuth 300° (near-vertical, sub-parallel to roadway axis).

Kinematic feasibility of planar sliding, wedge sliding, and direct toppling was evaluated for each joint-set combination against the entry orientation (tunnel azimuth 10°, plunge 0°) using the kinematic analysis framework of Hudson and Harrison, implemented within Dips via the tunnel axis plugin.

Figure 1 illustrates the fracture mapping results on the four entry surfaces, with individual fracture traces and measured lengths (0.5–3.5 m) subsequently projected to construct the 3-D discontinuity model.

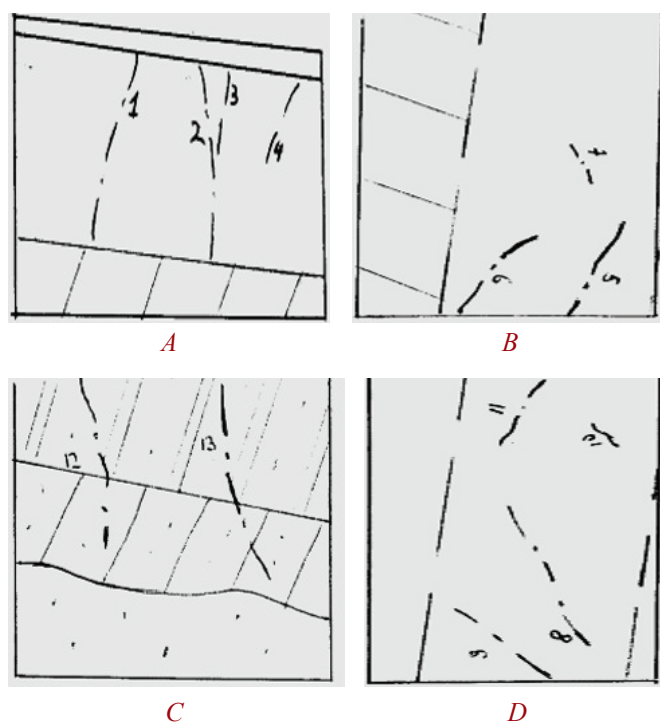


Figure 1. Fracture system mapping on the conveyor entry of seam 3K₇, Kostenko Mine: (a) roof, (b) right rib, (c) left rib, (d) floor.

Сурет 1. Костенко шахтасындағы 3К₇ қабатының конвейерлік қазбасында жарықшақтар жүйесін карталау: (а) төбе, (б) оң жақ бүйір қабырға, (с) сол жақ бүйір қабырға, (д) табан.

Рис. 1. Картирование системы трещин в конвейерном штреке пласта 3К₇ шахты им. Костенко: (а) кровля, (б) правый борт, (с) левый борт, (д) почва.

Figure 2 presents the stereographic projection from Dips, with joint-set poles, mean orientations, and Fisher confidence cones. The zonal fracture intensity map (Fig. 2c–d) depicts 3-D discontinuity density along the entry, with red and orange zones denoting critically fractured intervals requiring priority reinforcement.

Wedge stability analysis in Unwedge. Orientation data exported from Dips were imported into Unwedge (Rocscience). The roadway cross-section was defined as a rectangular-arched profile (width 5.3 m, height 3.55 m). A gravitational stress field was assumed ($K_0 = 1.0$), which is standard practice for kinematic wedge analysis where block

failure is driven primarily by self-weight rather than deviatoric stress [1, 2].

The factor of safety for unsupported wedges is computed in Unwedge as [10]:

$$FS = (c \cdot A + W \cdot \cos \alpha \cdot \tan \phi) / (W \cdot \sin \alpha),$$

where c is joint cohesion;

A is sliding area;

W is wedge weight;

α is sliding angle and ϕ is friction angle.

Roof input parameters for seam K₇ strata: $E = 68,000$ MPa; $c = 2.56$ MPa; $\phi = 59^\circ$; $UCS_a = 175$ MPa; $UCS_m = 49.3$ MPa; tensile strength = 0.44 MPa; unit weight = 0.027 MN/m³.

The tunnel azimuth was systematically rotated through 360° to identify the orientations generating maximum and minimum wedge volumes. Two critical drive directions were identified: 110° (maximum blocks) and 46° (minimum blocks).

Bolt support design. Support optimisation was conducted within Un-wedge by sequentially adding bolt patterns until all wedge FS values exceeded the target of 2.0, consistent with the Kazakhstan normative requirement for permanent mine road-ways [7]. Two support tiers were evaluated.

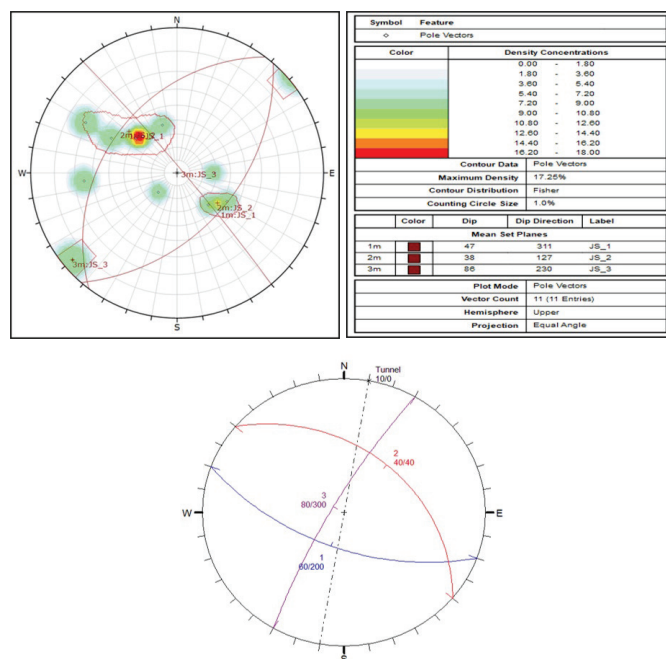


Figure 2. Stereographic analysis of rock mass discontinuity systems and tunnel orientation.

Сурет 2. Тау жыныстары массивіндегі жарықшақтар жүйелері мен тау-кен қазбасының бағытын стереографиялық талдау.

Рис. 2. Стереографический анализ систем трещиноватости массива горных пород и ориентации горной выработки.

Tier 1 – Steel-polymer resin-grouted bolts: $\varnothing 22$ mm rebar, $L = 2.4$ m, grid 1.0×1.0 m; nominal bolt capacity 250–300 kN; minimum borehole diameter 28 mm; three resin cartridges per bolt.

Tier 2 – Cable bolts: $L = 3.2$ m, grid 1.5×1.5 m; nominal capacity 350–370 kN per bolt.

The capacity of each support element is entered as an equivalent force vector opposing wedge displacement; FS is recomputed as the ratio of total resisting forces to the driving force component.

Results and Discussion

Kinematic failure modes. Kinematic analysis confirmed that three independent failure mechanisms are feasible: (i) wedge sliding controlled by intersections $J1 \cap J2$, $J1 \cap J3$, and $J2 \cap J3$; (ii) direct top-pling of $J3$ slabs; and (iii) flexural top-pling of $J1$ plates in the roof. Planar sliding along a single set was found kinematically inadmissible for the prevailing entry orientation (azimuth 10°).

The most critical intersection – $J1 \cap J2$ – generates a near-symmetric roof wedge with apex height ~ 1.0 m above the arch crown and estimated mass of 40–49 t. The $J2 \cap J3$ intersection creates an asymmetric floor wedge (depth 1.3 m, mass ~ 45 t) contributing to floor heave under moisture-softening conditions.

Wedge geometry and factor of safety. Table 2 reports FS and mass of principal wedge bodies in the fully unsupported state (azimuth 110°). The roof wedge [8] exhibits $FS = 0.0$, confirming the absolute necessity of artificial support. The rib wedges display FS values of 10.6 and 7.1 – adequate under current conditions but vulnerable to stress relaxation during seam extraction.

Table 2

Wedge FS and weight-unsupported roadway (azimuth 110°)

Кесте 2

Бекітілмеген тау-кен қазбасындағы сыналардың орнықтылық қорының коэффициенті мен массасы (азимуты 110°)

Таблица 2

Коэффициент запаса устойчивости и масса клиньев в незакрепленной горной выработке (азимут 110°)

Characteristic	Floor	Left rib	Right rib	Roof
FS (unsupported)	Stable	7.1	10.6	0.0
Rock mass weight, t	89.8	49.3	59.3	48.9

Although the existing steel arch support provides passive confinement and partially stabilises shallow loosening zones, it cannot intercept the $J1 \cap J2$ failure plane (apex height ~ 2.1 m), which extends beyond the structural reach of the arch set. Active anchor bolt reinforcement is therefore essential to achieve the required $FS \geq 2.0$ for that geometry.

Rotation of the tunnel azimuth to 46° reduces the critical roof wedge mass from 48.9 t to 1.45 t – a 97% reduction (Table 3). This directional sensitivity strongly suggests that planning future entries at azimuths 40 – 60° would substantially simplify support requirements, a design intervention with direct operational and economic implications.

Table 3
Wedge block parameters for azimuths 110° and 46°

Кесте 3

**110° және 46° азимуттар кезіндегі сыналы
блоктардың параметрлері**

Таблица 3

Параметры клиновидных блоков при азимутах 110° и 46°

Azimuth 110° – maximum blocks	Azimuth 46° – minimum blocks
Floor wedge [1]: FS – Stable; Weight: 89.8 t	Floor wedge [1]: FS – Stable; Weight: 3.6 t
Lower Left wedge [4]: FS – 6.1; Weight: 39.3 t	Upper Left wedge [4]: FS – 1380.2; Weight: 0.0 t
Upper Right wedge [5]: FS – 7.06; Weight: 59.4 t	Upper Right wedge [7]: FS – 14.29; Weight: 0.05 t
Roof wedge [8]: FS – 0.0 Weight: 48.9 t	Roof wedge [8]: FS – 0.0 Weight: 1.45 t

Figures 3–5 illustrate the weakened zone cross-sections and Unwedge 3-D model output for both critical azimuths.

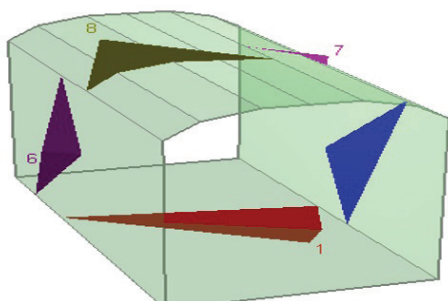


Figure 3. Spatial model of potentially unstable wedge-shaped blocks around an underground mine opening: 1 – wedge-shaped block in the lower part of the excavation, near the floor/lower sidewall, 6 – wedge-shaped block in the left sidewall of the excavation, 7 – wedge-shaped block in the upper right part, near the roof zone, 8 – wedge-shaped block in the roof of the excavation.

Сурет 3. Жерасты тау-кен қазбасы маңындағы ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блоктардың кеңістіктік моделі: 1 – қазбаның төменгі бөлігіндегі, табан/төменгі бүйір аймағындағы сына тәрізді блок, 6 – қазбаның сол жақ бүйіріндегі сына тәрізді блок, 7 – қазбаның жоғарғы оң жақ бөлігіндегі, төбе аймағындағы сына тәрізді блок, 8 – қазбаның төбесіндегі сына тәрізді блок.

Рис. 3. Пространственная модель потенциально неустойчивых клиновидных блоков вокруг подземной горной выработки: 1 – клиновидный блок в нижней части выработки, в зоне почвы/нижнего борта, 6 – клиновидный блок в левом борту выработки, 7 – клиновидный блок в верхней правой части, в зоне кровли, 8 – клиновидный блок в кровле выработки.

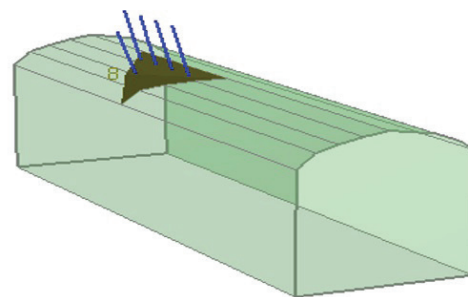


Figure 4. Support scheme for wedge-shaped block No. 8 in the roof of an underground mine opening using rock bolts: 8 – potentially unstable wedge-shaped block in the excavation roof supported by rock bolts.

Сурет 4. Жерасты тау-кен қазбасының төбесіндегі № 8 сына тәрізді блоқты анкерлік бекітпемен бекіту сұлбасы: 8 – қазба төбесіндегі анкерлік бекітпе жүйесімен бекітілетін ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блок.

Рис. 4. Схема закрепления клиновидного блока № 8 в кровле подземной горной выработки анкерной крепью: 8 – потенциально неустойчивый клиновидный блок в кровле выработки, закрепляемый системой анкеров.

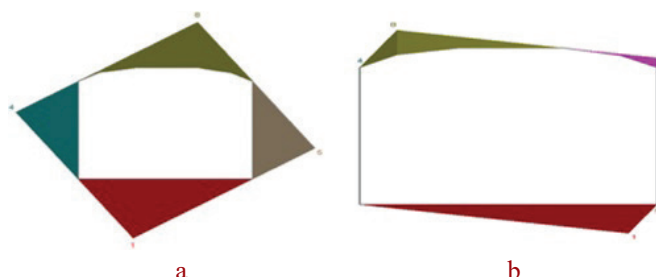


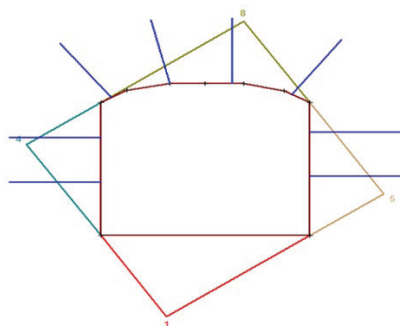
Figure 5. Maximum (a, azimuth 110°) and minimum (b, azimuth 46°) block geometries as a function of tunnel orientation.

Сурет 5. Тау-кен қазбасының бағытына байланысты блоктардың максималды (а, азимуты 110°) және минималды (б, азимуты 46°) геометриясы.

Рис. 5. Геометрия максимального (а, азимут 110°) и минимального (б, азимут 46°) блоков в зависимости от ориентации горной выработки.

Optimised bolt support design. Single-tier steel-polymer bolts ($L = 2.4$ m) proved sufficient to stabilise the J1∩J3 wedge (apex height < 2.0 m), raising FS from 0 to 2.07. For the dominant J1∩J2 wedge (apex height ~2.1 m), the bolt falls short of the failure plane and cable bolt supplementation is required.

The adopted two-tier scheme performs as follows. Tier – 1 steel-polymer bolts (2.4 m, 1.0×1.0 m, ~300 kN/bolt) address shallower instabilities and raise the smaller wedge FS to ≥ 2.0 . Tier – 2 cable bolts (3.2 m, 1.5×1.5 m, ~360 kN/bolt), installed within 2 m of the working face, intercept the J1∩J2 failure plane and raise the principal roof wedge FS to 1.8–2.0.



Floor wedge (1) FS: Stable Weight: 89.8 tonnes
 Left wedge (4) FS: 12.823 Weight: 59.3 tonnes
 Right wedge (5) FS: 28.4 Weight: 59.3 tonnes
 Roof wedge (8) FS: 11.2 Weight: 48.8 tonnes

Figure 6. Cross-sectional scheme of potentially unstable wedge-shaped blocks around the mine roadway:

1 – potentially unstable wedge-shaped block in the floor zone of the mine roadway, 4 – potentially unstable wedge-shaped block in the left sidewall of the mine roadway, 5 – potentially unstable wedge-shaped block in the right sidewall of the mine roadway, 8 – potentially unstable wedge-shaped block in the roof zone of the mine roadway.

Сурет 6. Тау-кен қазбасы қимасы маңындағы

ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блоктардың сұлбасы:

1 – тау-кен қазбасының табан аймағындағы ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блок, 4 – тау-кен қазбасының сол жақ бүйіріндегі ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блок, 5 – тау-кен қазбасының оң жақ бүйіріндегі ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блок, 8 – тау-кен қазбасының төбе аймағындағы ықтимал тұрақсыз сына тәрізді блок.

Рис. 6. Поперечная схема потенциально неустойчивых клиновидных блоков вокруг горной выработки:

1 – потенциально неустойчивый клиновидный блок в зоне почвы горной выработки, 4 – потенциально неустойчивый клиновидный блок в левом борту горной выработки, 5 – потенциально неустойчивый клиновидный блок в правом борту горной выработки, 8 – потенциально неустойчивый клиновидный блок в зоне кровли горной выработки.

Combined, the scheme satisfies $FS \geq 2.0$ across all identified failure surfaces.

If the cable bolt capacity per bolt equals 40 t, then for the critical 44-t wedge: $FS = (2 \times 40) / 44 = 1.8 \geq \text{target}$, confirming structural adequacy of two cable bolts for that zone.

Conclusions

A rigorous two-stage geomechanical investigation of the 4th Eastern Conveyor Entry at Kostenko Mine has been presented. The principal conclusions are:

1. Three dominant tectonic joint sets (J1: $60^\circ/200^\circ$; J2: $40^\circ/40^\circ$; J3: $80^\circ/300^\circ$) govern wedge-type failures. Kinematic analysis identifies wedge sliding and toppling as the primary failure modes.

2. The unsupported roof wedge (J1 $\cap$ J2, mass ~ 49 t) exhibits $FS = 0.0$, representing an acute safety hazard that cannot be mitigated by arch-set framing alone, as the failure plane extends beyond the structural reach of the arch.

3. Reorienting future entries to azimuths $40\text{--}60^\circ$ reduces the critical roof wedge mass from ~ 49 t to ~ 1.5 t – a 97% reduction – with substantial safety and economic implications.

4. A two-tier bolt scheme – steel-polymer bolts ($\varnothing 22$ mm, 2.4 m, 1.0×1.0 m) combined with cable bolts (3.2 m, 1.5×1.5 m) – restores $FS \geq 2.0$ across all failure surfaces, satisfying Kazakhstan normative requirements.

5. The integrated Dips – Unwedge workflow constitutes a reliable and reproducible framework for structurally controlled stability assessment, transferable to analogous coal measure sequences throughout the Karaganda Basin.

Acknowledgments

This research was funded by the Science Committee of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan under Programme-Targeted Financing, grant IRN BR28712407.

REFERENCES

1. *Primenenie metodov seismotomografii dlia resheniia razlichnykh zadach v gorno-geologicheskom napravlenii* [Application of Seismic Tomography Methods for Solving Various Problems in the Mining and Geological Field] A. Sadchikov et al. *Visnyk Kyivskoho natsionalnoho universytetu imeni Tarasa Shevchenka. Heolohiia* [Bulletin of Taras Shevchenko National University of Kyiv. Geology]. – 2025. – No. 1 (92). – P. 50–54 (in Russian)
2. *Rukovodstvo po geodinamicheskomu raionirovaniu shakhtnykh polei* [Guidelines for Geodynamic Zoning of Mine Fields]. – Saint Petersburg, 2012. – 116 p. (in Russian)
3. Panin, V. I., Kozyrev, A. A. *Upravlenie geodinamicheskimi riskami pri vedenii gornykh rabot v geodinamicheski aktivnykh raionakh* [Management of Geodynamic Risks during Mining Operations in Geodynamically Active Regions] // In: *Materialy Vserossiiskoi konferentsii* [Proceedings of the All-Russian Conference]. – Apatity, 2007. – P. 1–8 (in Russian)
4. *Fault-Based Geological Lineaments Extraction Using Remote Sensing and GIS – A Review* / M. Hashim et al. // *Geosciences*. – 2021. – Vol. 11. – Article 183 (in English)
5. *Comparison of Multi-Resolution Optical Landsat-8, Sentinel-2 and Radar Sentinel-1 Data for Automatic Lineament Extraction: A Case Study of Alichur Area, SE Pamir* / J. Aminov et al. // *Remote Sensing*. – 2019. – Vol. 11. – Article 778 (in English)
6. Zhang P. *Prediction model for performance evaluation of tunnel excavation in blocky rock masses* // *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*. – 2017. – Vol. 143. – No. 12. – Article 04017089 (in English)
7. Le Quang Phuc. *Cause and solution to roadway deformation in Vietnam underground coal mines* // *Inzhynieria Mineralna*. – 2021. – Vol. 1. – No. 2. – P. 381–390 (in English)

8. *Mechanism and prevention of coal bursts in gob-side roadway floor under thick and hard roof in the deep mining area of Ordos / J. Zhou et al. // International Journal of Coal Science & Technology. – 2024. – Vol. 11. – Article 73 (in English)*
9. *Kang H. Mechanical behaviors of coal measures and ground control in China's deep underground coal mining: a review // Journal of China Coal Society. – 2023. – Vol. 48. – No. 1. – P. 1–24 (in English)*
10. *Mechanical response characteristics and failure evolution law of anchorage body under different confining pressure gradient and anchorage length / K. Zhou et al. // Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources. – 2025. – Vol. 11. – Article 109 (in English)*
11. *Lines A. A predictive model for extent of failure in sedimentary rocks around underground excavations // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2025. – Vol. 59. – No. 2. – P. 1735–1759 (in English)*
12. *Dynamic failure characteristics of surrounding rocks under transient unloading excavation conditions / Y. Xu et al. // Scientific Reports. – 2023. – Vol. 13. – Article 3458 (in English)*

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. *Тау-кен-геологиялық бағыттағы әртүрлі міндеттерді шешу үшін сейсмотомография әдістерін қолдану / А. Садчиков [және т. б.] // Тарас Шевченко атындағы Киев ұлттық университетінің хабаршысы. Геология. – 2025. – № 1 (92). – Б. 50–54 (орыс тілінде)*
2. *Шахта алаңдарын геодинамикалық аудандастыру жөніндегі нұсқаулық. – Санкт-Петербург, 2012. – 116 б. (орыс тілінде)*
3. *Панин В. И., Козырев А. А. Геодинамикалық белсенді аудандарда тау-кен жұмыстарын жүргізу кезінде геодинамикалық тәуекелдерді басқару // Бүкілресейлік конференция материалдары. – Апатиты, 2007. – Б. 1–8 (орыс тілінде)*
4. *Қашықтан зондтау және ГАЗ әдістерін қолдану арқылы жарықтарға негізделген геологиялық линеаменттерді анықтау: шолу / M. Hashim [және т. б.] // Geosciences. – 2021. – T. 11. – 183 (ағылшын тілінде)*
5. *Әртүрлі кеңістіктік айырымдылықтағы Landsat-8, Sentinel-2 оптикалық деректері мен Sentinel-1 радиолокациялық деректерін автоматты түрде линеаменттерді анықтау үшін салыстыру: Оңтүстік-Шығыс Памирдегі Аличур ауданы мысалында / J. Aminov [және т. б.] // Remote Sensing. – 2019. – T. 11. – 778 (ағылшын тілінде)*
6. *Zhang P. Блокты жыныс массивтерінде тоннель қазу тиімділігін бағалауға арналған болжау моделі // Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering. – 2017. – T. 143. – № 12. – 04017089 (ағылшын тілінде)*
7. *Le Quang Phuc. Вьетнамның жерасты көмір шахталарындағы қазбалардың деформациялану себептері және оларды жою жолдары // Inżynieria Mineralna. – 2021. – T. 1. – № 2. – Б. 381–390 (ағылшын тілінде)*
8. *Ордостың терең игеру аймағындағы қалың әрі қатты жабыны бар жағдайда қазба жаны жолының табанындағы көмір соққыларының механизмі және олардың алдын алу / J. Zhou [және т. б.] // International Journal of Coal Science & Technology. – 2024. – T. 11. – 73 (ағылшын тілінде)*
9. *Kang H. Қытайдың терең жерасты көмір өндіру жағдайындағы көмірқабатты жыныстардың механикалық қасиеттері және тау-кен қысымын басқару: шолу // Journal of China Coal Society. – 2023. – T. 48. – № 1. – Б. 1–24 (ағылшын тілінде)*
10. *Әртүрлі жан-жақты қысым градиенті мен анкерлеу ұзындығы жағдайында анкерленген дененің механикалық жауап сипаттамалары және бұзылу эволюциясының заңдылықтары / K. Zhou [және т. б.] // Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources. – 2025. – T. 11. – 109 (ағылшын тілінде)*
11. *Жерасты қазбалары маңындағы шөгінді жыныстардағы бұзылу ауқымын болжау моделі / A. Lines [және т. б.] // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2025. – T. 59. – № 2. – Б. 1735–1759 (ағылшын тілінде)*
12. *Қазу кезіндегі өтпелі жүктемеден босау жағдайында қоршаған жыныстардың динамикалық бұзылу сипаттамалары / Y. Xu [et al.] // Scientific Reports. – 2023. – T. 13. – 3458 (ағылшын тілінде)*

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Использование методов сейсмотомографии для решения различных задач горно-геологического направления / А. Садчиков [и др.] // Вестник Киевского национального университета имени Тараса Шевченко. Геология. – 2025. – № 1 (92). – С. 50–54 (на русском языке)*
2. *Руководство по геодинамическому районированию шахтных полей. – Санкт-Петербург, 2012. – 116 с. (на русском языке)*

3. Панин В. И., Козырев А. А. Управление геодинамическими рисками при ведении горных работ в геодинамически активных районах // *Материалы Всероссийской конференции*. – Апатиты, 2007. – С. 1–8 (на русском языке)
4. Использование методов дистанционного зондирования и ГИС для выявления геологических линеаментов на основе разломов: обзор / М. Hashim [и др.] // *Geosciences*. – 2021. – Т. 11. – Ст. 183 (на русском языке)
5. Сравнение оптических данных Landsat-8, Sentinel-2 и радиолокационных данных Sentinel-1 различного пространственного разрешения для автоматического выявления линеаментов: на примере Аличурского района Юго-Восточного Памира / J. Aminov [и др.] // *Remote Sensing*. – 2019. – Т. 11. – Ст. 778 (на русском языке)
6. Zhang P. Прогнозная модель оценки эффективности проходки тоннелей в блочных скальных массивах // *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*. – 2017. – Т. 143. – № 12. – Ст. 04017089 (на английском языке)
7. Le Quang Phuc. Причины и способы решения проблемы деформации горных выработок на подземных угольных шахтах Вьетнама // *Inżynieria Mineralna*. – 2021. – Т. 1. – № 2. – С. 381–390 (на английском языке)
8. Механизм и предотвращение выбросов угля в почве выработки, расположенной у выработанного пространства, при мощной и устойчивой кровле в условиях глубоких горных работ района Ордос / J. Zhou [и др.] // *International Journal of Coal Science & Technology*. – 2024. – Т. 11. – Ст. 73 (на английском языке)
9. Kang H. Механические свойства угленосных толщ и управление горным массивом при глубокой подземной добыче угля в Кумае: обзор // *Journal of China Coal Society*. – 2023. – Т. 48. – № 1. – С. 1–24 (на английском языке)
10. Характеристики механического поведения и закономерности развития разрушения закрепленного массива при различных градиентах всестороннего давления и длине анкерной анкеровки / K. Zhou [и др.] // *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*. – 2025. – Т. 11. – Ст. 109 (на английском языке)
11. Прогностическая модель определения зоны разрушения осадочных пород вокруг подземных горных выработок / A. Lines Zhou [и др.] // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2026. – Т. 59. – № 2. – С. 1735–1759 (на английском языке)
12. *Dynamic failure characteristics of surrounding rocks under transient unloading excavation conditions* / Y. Xu [и др.] // *Scientific Reports*. – 2023. – Т. 13. – Ст. 3458 (на английском языке)

Information about the authors:

Demin V., Doctor of Technical Sciences, Professor at the Department «Development of mineral Deposits» of the NPJSC «Abylkas Saginov Karaganda Technical University» (Karaganda, Kazakhstan), vladfdemin@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1718-856X>

Mussin R., Ph.D, Associate Professor of the Department of Development of Mineral Deposits, NPJSC «Abylkas Saginov Karaganda Technical University» (Karaganda, Kazakhstan), R.A.Mussin@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1206-6889>

Reshetnyakov E., Researcher at the Institute for Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources LLP (IPKON) (Karaganda, Kazakhstan), vip.red2001@gmail.com; <https://orcid.org/0009-0000-1128-2056>

Akhmatnurov D., Ph.D, Head of the Testing Laboratory «Methane Energy in the Mining and Metallurgical Complex» of the NPJSC «Abylkas Saginov Karaganda Technical University» (Karaganda, Kazakhstan), d_akhmatnurov@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9485-3669>

Авторлар туралы мәліметтер:

Демин В. Ф., техника ғылымдарының докторы, «Әбылқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті» Коммерциялық емес акционерлік қоғамы, «Пайдалы қазбалар кенорындарын өңдеу» кафедрасының профессор (Қарағанды қ., Қазақстан)

Мусин Р. А., Ph.D, «Әбылқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті» Коммерциялық емес акционерлік қоғамы, «Пайдалы қазбалар кен орындарын игеру» кафедрасының қауымдастырылған профессоры (Қарағанды қ., Қазақстан)

Решетняков Э. Д., «Жер қойнауын кешенді игеру мәселелері институты» ЖШС-нің (ИПКОН) зерттеушісі (Қарағанды қ., Қазақстан)

Ахматнуров Д. Р., Ph.D, «Әбылқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті» Коммерциялық емес акционерлік қоғамы «Тау-кен металлургия кешеніндегі метан энергиясы» сынақ зертханасының меңгерушісі (Қарағанды қ., Қазақстан)

Сведения об авторах:

Демин В. Ф., доктор техн. наук, профессор кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых», Некоммерческое акционерное общество «Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова» (г. Караганда, Казахстан)

Мусин Р. А., Ph.D доктор, ассоциированный профессор кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых», Некоммерческое акционерное общество «Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова» (г. Караганда, Казахстан)

Решетняков Э. Д., исследователь, ТОО «Институт проблем комплексного освоения недр» (ИПКОН) (г. Караганда, Казахстан)

Ахматнуров Д. Р., Ph.D доктор, руководитель испытательной лаборатории «Метановая энергетика в горно-металлургическом комплексе», Некоммерческое акционерное общество «Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова» (г. Караганда, Казахстан)