

Код МРНТИ 52.13.23

V.F. Demin<sup>1</sup>, B.E. Issakov<sup>1</sup>, \*A.M. Suimbayeva<sup>1</sup>, E. Bilisbekkyzy<sup>2</sup><sup>1</sup>Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan),<sup>2</sup>Zhetysu State University named after Ilyas Zhansugurov (Taldykorgan, Kazakhstan)

## JUSTIFICATION OF PARAMETERS FOR MAINTAINING MINE WORKINGS IN THE CONDITIONS OF COAL MINES

**Abstract.** At greater depths of development of seams in the Karaganda basin, the multiplicity of intersection of mine workings reaches a value of 2, 3 and even 4. In general, maintenance costs increase with depth and account for 5% of total costs at shallow depths, and up to 15% at greater depths. Therefore, the problem of protecting and maintaining mine workings at great depths in the Karaganda basin is becoming a topical issue in the technology of coal mining. One of the rational ways to improve the condition of mine workings and save material resources is the use of anchoring. The volume of implementation of anchoring of mine workings in the mines of the Karaganda coal basin is currently 60% in pure form, and 25% – with combined fastening. The presented practical recommendations allow us to recommend progressive technological schemes of anchoring of mine workings to ensure the production of anchoring in the zone with high stresses in the contour rocks and are aimed at improving the technology and means of anchoring of mine workings.

**Key words:** rock mass stabilization, safety, numerical modeling, coal mines, deformations, near-contour rocks.

### Көмір шахталары жағдайында тау-кен қазбаларын қолдау параметрлерін негіздеу

**Аннотация.** Қарағанды бассейніндегі қабаттарды игерудің үлкен тереңдігінде қазба қазбаларын қайта бекіту жиілігі 2, 3 және тіпті 4 шамасына жетеді. Жалпы алғанда, техникалық қызмет көрсету шығындары тереңдіктің өсуімен артады және жалпы шығындарда таяз тереңдікте 5%, ал үлкен шығындарда 15% құрайды. Сондықтан Қарағанды бассейнінде терең тереңдікте қазба қазбаларын қорғау және қолдау мәселесі көмір өндіру технологиясында өзекті болып табылады. Қазбалардың жай-күйін жақсартудың және материалдық ресурстарды үнемдеудің ұтымды жолдарының бірі анкерлік бекіткішін қолдану болып табылады. Қарағанды көмір бассейнінің шахталарында қазбаларды анкерлік бекітуді енгізу көлемі қазіргі уақытта таза күйінде 60% және аралас (аралас) бекітпе кезінде 25% құрайды. Келтірілген практикалық ұсыныстар контур маңындағы жыныстардағы кернеулері жоғары аймақта бекіту жұмыстарын жүргізуді қамтамасыз ету үшін тау-кен қазбаларын анкерлік бекітудің прогрессивті технологиялық схемаларын ұсынуға мүмкіндік береді және қазбаларды анкерлік бекіту технологиясы мен құралдарын жетілдіруге бағытталған.

**Түйінді сөздер:** тау жыныстарын тұрақтандыру, қауіпсіздік, сандық модельдеу, көмір шахталары, деформациялар, контурдан тыс жыныстар, терең тереңдіктегі қазбалар.

### Обоснование параметров поддержания горных выработок в условиях угольных шахт

**Аннотация.** На больших глубинах разработки пластов в Карагандинском бассейне кратность перекрепления выемочных выработок достигает величины 2, 3 и даже 4. В целом, расходы на поддержание увеличиваются с ростом глубины и составляют в общих расходах на малых глубинах 5%, а на больших – до 15%. Поэтому проблема охраны и поддержания выемочных выработок на большой глубине в Карагандинском бассейне становится актуальной в технологии добычи угля. Одним из рациональных путей улучшения состояния выработок и экономии материальных ресурсов является применение анкерной крепи. Объем внедрения анкерного крепления выработок на шахтах Карагандинского угольного бассейна составляет в настоящее время 60% в чистом виде и 25% – при смешанной (комбинированной) крепи. Изложенные практические рекомендации позволяют рекомендовать прогрессивные технологические схемы анкерного крепления горных выработок для обеспечения производства работ по креплению в зоне с повышенными напряжениями в приконтурных породах и направлены на совершенствование технологии и средств анкерного крепления выработок.

**Ключевые слова:** стабилизация горного массива, безопасность, численное моделирование, угольные шахты, деформации, приконтурные породы, средства глубокого заложения.

### Introduction

The solution of the problem of improving the technology of fastening and reliable maintenance of preparatory mine workings plays an important role in improving the efficiency of mining production. The costs of mine workings are quite significant and amount to 15-20% of the cost of mining operations. Sustainable maintenance of preparatory mine workings also requires significant costs for their repair, both before and after the commissioning of the mining faces, which amount to 15-20% of the cost of mine workings [1-3]. At the existing depths of development in the basin (600-850 m) in the Karaganda coal basin by modern fasteners is impossible to achieve no-repair maintenance of mine workings. Currently, at greater depths of development of seams in the Karaganda basin, the multiplicity of reinforcement and undermining of the soil of mine workings reaches a value of 2, 3 and even 4. In general, maintenance costs increase with depth and account for up to 5% of total costs at shallow depths and up to 15% at greater depths. Therefore, the problem of protecting and maintaining mine workings at great depths in the Karaganda basin is becoming a topical issue in the technology of coal mining.

### Experimental part

One of the rational ways to improve the condition of mine workings and save material resources is the use of anchoring.

The volume of implementation of anchoring of mine workings in the mines of the Karaganda coal basin is currently an average of 60% in pure form, and 25% – with mixed (combined) fastening.

To ensure a high level of loading on the face, its advance should be 8-12 m/day, and for the preparation of reserves the rate of preparatory workings should be at least 15-25 m/day.

In modern conditions in the world practice in coal mines at long drifts three schemes of targetless technology are used: with preservation of workings for reuse; with conducting of workings in the cut to the mined-out space; with conducting of twin workings with excavation of the pillar between them by the adjacent longwall face.

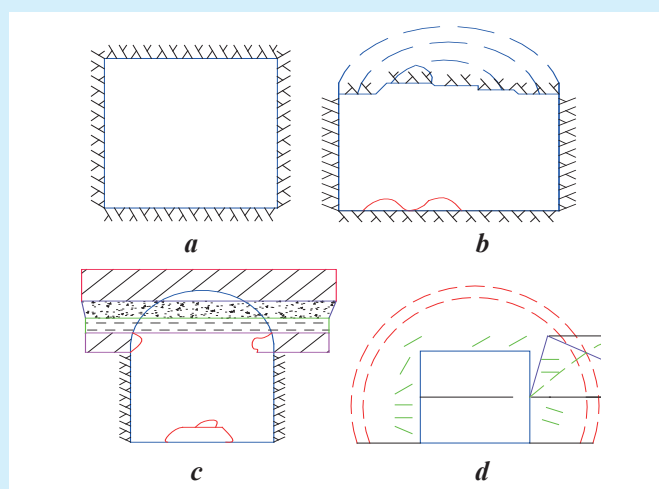
The most progressive scheme of the no-target technology is the technology of preparation and mining of seams with preservation of mine workings on the border with the mining area during the mining of the adjacent longwall face. In this case, the stability of reused workings is ensured by creating a supporting layer of rocks by using two-level deep anchoring and high load-bearing capacity anchoring in combination with reinforcing support [4-6].

Anchor support of the second level, installed in the excavation when the roofing shifts up to 50 mm after the installation of the main anchor support, creates a load-bearing layer

of rocks, which takes the load from the overlying deformed roofing rocks that occur in the zone of influence of the cleaning operations, the bearing capacity of which decreases with increasing shifts in the used excavation.

An important step in establishing the parameters of mine support is the evaluation of rock caving schemes and parameters of anchoring installation.

The shape and size of the potential caving zone around the excavation depends on the structure of the rocks in the roof, sides and soil (Figure 1).



*a – stable; b – formation of the vault of natural equilibrium in the roof and soil; c – formation of the vault in plastic stable rocks in the roof and soil; d – formation of the fracture zone in the roof and sides of the excavation.*

**Figure 1. Forms of rock outcrops in preparatory workings.**

**Сурет 1. Дайындық қазбаларындағы тау жыныстарының жай күйінің нысандары.**

**Рис. 1. Формы состояния обнажений горных пород в подготовительных выработках.**

In this case, the state of outcrops and loss of rock stability can be: stable (when conducting excavations in stable rocks); with the formation of the vault of natural equilibrium (in stable rocks), vault in plastic stable rocks (medium stable rocks, outside the influence of mining) or a zone of rock failure in the roof and sides (possibly and the soil) excavation (in the influence of mining, supportive pressure, disturbed areas).

Reducing the degree of influence of the sliding prism in the sides in the used excavations fixed by both frame and anchor support is achieved by installing in them the anchoring support with the rod length determined by the strength of the lateral rocks not exceeding 2.4 m, including the two-level steel-polymer anchoring support with the anchor rod length of 5.0 m and more, the strength of the rod fastening in the rock – 130-160 kN, determining the sequence of installation of steel-polymer anchorage and the first and the second level, taking into account the strength of the host rock, the excavation span and the caving factor and stability ensures a stable condition of the used excavations in the zone of influence of the mining works.

It is established that in the time interval before the anchorage of the workings with the strengthening anchors at any stage of the intensity of the rock pressure displacement of the roof rocks should not exceed 50 mm; displacements of 50, 100, 150, 200 mm lead to the reduction of the bearing capacity of the consolidated system «deformed rocks, pierced with the anchor rods» by 15, 50, 55, 65 percent respectively. Due to the sliding prisms on the sides of the workings, the span is increased by the value of twice the value of the roof displacement in the middle of the workings and is 0.5 – 1.7 m. To eliminate these negative phenomena, an anchoring support with the length of the anchor rod determined by the depth of the excavation is installed on the sides of the workings.

The width of the rock failure zone at medium depths is 2.1 to 2.6 times, and at greater depths it is 1.7 to 2.2 times less than the width of the sliding prism, provided that the rock failure occurs in uniaxial compression conditions. At a greater distance the rocks of the sliding prism are in volumetric compression, anchor rods 2.4 m long and more, fixed in this area, have the value of pulling force 60-80 kN, providing a reduction in the displacement of rocks in the sides of workings up to 200-250 mm. With increase in the depth of development (up to 750-800 m) the cross-section of mine workings increases (up to 18-20 m<sup>2</sup>) and the maintenance period of 3-5 years, displacements of the roof rocks (0.3-0.5 m and more) and soil (0.4-0.6 m and more) on their contour grow at the support load (up to 800-900 kN) which requires increased density of frame roof support (2.6-2.7 frames/step. m and mixed fastening) and causes increased costs for mine workings.

### Results and discussions

The results of the comparative analysis testify to more complicated conditions of maintaining the workings formed behind the face in 1,3-2,5 times and reused 1,7-3,5 times compared with the near-mine and workings, passed in the coal massif.

Numerical values can be obtained by calculating the manifestations of rock pressure (table 1).

The maximum stresses for the sides of the excavation are:

$$\delta_{\max} = k_1 \gamma H.$$

The minimum stresses for the roof of the excavation are:

$$\delta_{\min} = k_2 \lambda_1 \gamma H,$$

where  $k_1, k_2$  – coefficients of compressive, tensile stresses (in fractions of  $\delta_x$ ), according to the table;

$\lambda_1$  – the coefficient of lateral spreading is calculated as

$$\lambda_1 = \frac{\mu}{1-\mu},$$

$\mu$  – Poisson's ratio (transverse and longitudinal deformations),

$$\mu = \frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_l},$$

$\gamma$  – average density of the rock massif;

$H$  – working depth (in the event of disturbances,  $H_p = 1.5H$  – according to SNiP II – 94 – 80).

Table 1

## Parameters of stresses around the excavation

Кесте 1

## Ойықтың айналасындағы кернеу параметрлері

Таблица 1

## Параметры напряжений вокруг выемки

Sectional shape of the excavation	Vault parameters (in fractions of the excavation width)			Stress concentration coefficients		Dimensions of the tensile stress zone		Note
	axial arc radius, R	side arc radius, r	vault height, $h_0$	compressing in the sides $k_1$ (in fractions of $\gamma \cdot H$ )	tensile in the roof $k_2$ (in fractions of $\lambda_1 \cdot \gamma \cdot H$ )	roof width (in fractions of the excavation width)	height (in fractions of the vault height) $h_0$	
Right charcoal-convex	0,905	0,173	1/4	2	0,4	0,35	0,3	For breeds with $f > 12$
$f > 12$					0,3	0,3	0,1	For breeds with $f \leq 12$
same	0,692	0,262	1/3	2	0,25	0,28	0,08	Equation of the outline of the vault $y = x^2/0,5Btg\varphi$
$f \leq 12$					0,23	0,25	0,07	For breeds with $\varphi = 39^\circ$
same	0,5	-	1/2	2	1,0	0,9	0,15	In fractions of the roof width Ratio of bases to height (at $\alpha = 80^\circ$ ) 1:1,45:1,6

The quality of anchoring of mine workings largely depends on the reasonable location of anchors in the excavation, taking into account the bedding and the choice of anchoring parameters (diameter, their length, the ratio of the diameter of the borehole and the diameter of the armature and polymer ampoules of anchors and the curing rate of the fixing compound

located in them), which ensures the effectiveness of the anchoring technology and chemical hardening of the massif.

When developing the excavation anchoring scheme, the geomechanical basis of the calculation is as follows:

- formation of the bearing beam with anchors of the first level;

- rocks of the mine roof outside the natural pressure vault have less displacement and more resistance to loads than rocks in the vault;

- displacement of the roof rocks behind the face leads to an increase in the span of the pressure vault by the amount of possible destruction of the workings sides and, accordingly, a significant increase in the size of the natural pressure vault;

- linking the near-contour rock massif in the natural state of pressure with the overlying rocks by means of deep-laid anchors, leads to suspension of the formed bearing beam of rocks to the stable massif and balancing the load on the workings support.

As a result of strengthening the roof support with rope anchors, the strength of the contour rock mass at the junction of the face with the working face, in the zones of support pressure from the working face and the impact of the waste space increases, and the load on the shield of the drift is redistribut-

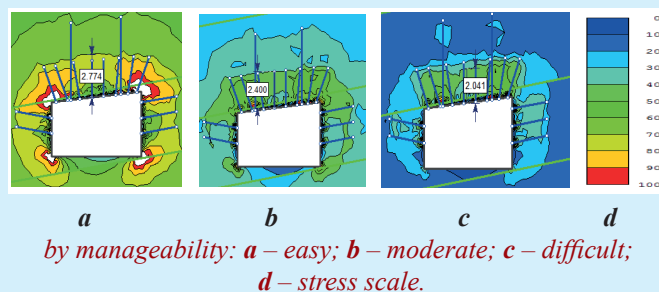


Figure 2. Development of deformations depending on the controllability

of the reservoir roof rocks in the support pressure zone ahead of the face.

Сурет 2. Лаваның алдындағы тірек қысым аймағында шатыр жыныстарының қабаттардың өңделуіне байланысты деформациялардың дамуы.

Рис. 2. Развитие деформаций в зависимости от управляемости пород кровли пласта в зоне опорного давления впереди лавы.

ed. Binding of the rock massif with deep anchors provides a delay in its displacement, and after planting the roof behind the mechanized complex, there is a back-up of the hardened massif with broken rocks.

In this case, the support is calculated in such a way as to ensure safe working conditions at the interface of the working face with the adjacent mine working, subsequently preserving

the mine for use and maintenance without repair for its entire service life.

Preservation of mine workings by means of rope anchors in low- and medium-power seams made it possible to achieve the following results:

- reduction of manifestations of advanced mining pressure on the stability of drifts;

- reuse for ventilation purposes (venting workings, gas drainage channel, combined scheme of ventilation of the working face) and provision of emergency exits;

- implementation of a no-target mining scheme (reducing the volume of preparatory mine workings by about half, increasing the reserves recovery rate);

- ensuring the operation of the mechanized complex without the coupler support and increasing the load on the face by reducing the time of the end operations.

Figure 2 shows the development of deformations depending on the controllability of the bed roof rocks in the zone of support pressure in front of the face when modeling the contour rocks using the software complex Ansys [7].

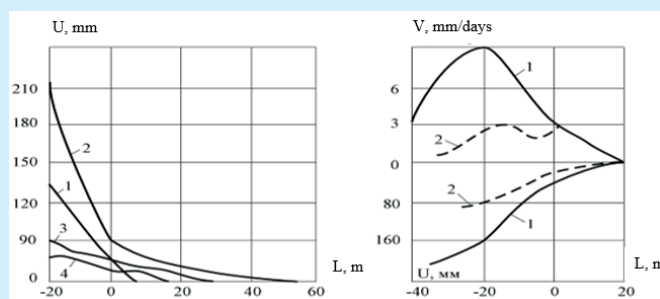
When processing the data modeling and comparing them with the production information obtained characteristics of changes in the deformations ( $U$ , m) depending on the distance to the mine face ( $L$ , m) for mine workings «Kazakhstan» Karaganda Coal Basin – figure 3.

At displacements of more than 200 mm, the layered rock structure, pressed by the anchor rods of the main support, loses its carrying capacity, and the reinforcement struts together with the retaining elements hold the stratified rock. In this situation, it is not uncommon to play with retaining elements and rock falls into the excavation [8-10].

### Conclusions

During the excavation, the first level of anchoring is installed. Anchoring with an anchor rod length of 2.4 m ensures the formation of an elastic, layered rock beam. The second level of the anchor support with an anchor rod length of 5.0 m or more is set at a distance of  $0.1H$  in the support pressure zone. This provides for a reduction in the use of additional hydraulic retaining struts up to 85%.

Monitoring of the mine workings condition showed that the displacement of the workings roof rocks completely subsides



1 – displacement of the sides of the conveyor drift  $45m_1$ ; 2 – displacement of the roof and soil of the ventilation drift  $45m_1$ ; 3 – displacement of the sides of the formation fracture  $m_1$ ; 4 – general displacement of the roof and soil of the  $t_1$  seam junction of the Kazakhstanskaya mine.

1 – lateral displacement and the rate of deformation of the formation's fracture  $m_1$ ; 2 – side displacement and deformation rate of the ventilation drift  $45t_1$  – of the Kazakhstanskaya mine.

*a* – deformations of the workings roof contour;  
*b* – lateral displacements and displacement rates.

**Figure 3. Variations of deformations depending on the distance to the face.**

**Сурет 3. Лаваға дейінгі қашықтыққа байланысты деформацияның өзгеруі.**

**Рис. 3. Изменения деформаций в зависимости от расстояния до лавы.**

at a distance of 150-200 m after the longwall face passage. This allows us to conclude that it is technically possible to preserve mine workings in order to use them in these mining conditions.

The identified patterns of change in the stress-strain state of coal rock masses (displacements, stresses, cracking zones) depending on the main mining and geological and mining engineering factors will allow under specific operating conditions to establish the optimal parameters of support to increase the stability of preparatory mine workings.

*This research was funded by the Science Committee of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan (Grant No. AP13268891).*

### REFERENCES

1. *Zadachnik po gornym rabotam, provedeniyu, kreplenyu gornyh vyrabotok [Task book on mining, conducting, fixing mining workings]. // M.: Nedra. – 1985. – P. 23 (in Russian)*
2. *SHarr F. Poslednie novshestva v ankernom kreplenii porod na shahtah gosudarstvennogo ugol'nogo upravleniya Velikobritanii [The latest innovations in the anchoring of rocks in the mines of the State Coal Administration of Great Britain]. // Doklady na simpoziume po ankernomu kreplenyu. = Presentations at the Anchorage Symposium. – London. – 1984. – P. 268-281 (in Russian)*
3. *Hudson J.A., Harrison J.P. Engineering Rock Mechanics. // Part 2. London. – 1997. – P. 39 (in English)*
4. *Burova E.G., Kurkov V.G., Koryakin A.G., Markov S.I. Metody ukrepleniya gornyh vyrabotok s ispol'zovaniem zamkovogo mekhanizma iskusstvennyh kavern [Methods of strengthening of mine workings using the locking mechanism of artificial caverns]. // Gornyi informacionno-analiticheskiy byulleten. = Mining informational and analytical bulletin. – 2017. – No.5. – P. 196-206 (in Russian)*
5. *Dmitriev V.P., Dudnikov A.N., Troyanov I.N. Mekhanizirovannoe vedenie vyrabotok s nadstroeniem i kontrol' nad skhemoj podgotovki lavy v gornyh massivah [Mechanized guidance of workings with*

superstructure and control over the face preparation scheme in rock massifs]. // *Gornyi informacionno-analiticheskij byulleten.* = Mining informational and analytical bulletin. – 2018. – No.2. – P. 201-208 (in Russian)

6. Kalandar'yan A.A., Kashaev N.K., Klimov YU.S., Rahmatullin R.F., Yashin V.E. *Tekhnologicheskie i konstruktivnye resheniya po sohraneniyu i povtornomu ispol'zovaniyu vyrabotok* [Technological and constructive solutions for the preservation and reuse of mine workings]. // *Gornyi informacionno-analiticheskij byulleten.* = Mining informational and analytical bulletin. – 2019. – No.7. – P. 266-278 (in Russian)
7. Sidsmen R. *Obzor ankernogo krepleniya na shahtah Karagandy* [Review of anchor fastening in Karaganda mines]. // *ArcelorMittal. AC-R03.* – 2010. – P. 35 (in Russian)
8. Karzhaubaev S.M. *Razrabotka metodiki vybora parametrov ankernoj krepі dlya vedeniya gornyh rabot na ugol'nyh mestorozhdeniyah* [Development of a methodology for choosing parameters of anchor support for mining operations in coal deposits]. // *Gornyi informacionno-analiticheskij byulleten.* = Mining informational and analytical bulletin. – 2016. – P. 287-292 (in Russian)
9. Veksler YU.A., Demin V.F., Balabas A.YU. *Komp'yuternoe modelirovanie napryazhennogo sostoyaniya vokrug gornyh vyrabotok (tezisy)* [Computer modeling of stress state around mining workings (abstracts)]. // *Trudy Mezhdunarodnogo simpoziuma «Informacionno-kommunikacionnye tekhnologii v industrii, obrazovanii i nauke».* = Proceedings of the International Symposium «Information and Communication Technologies in Industry, Education and Science». – Part 3. – 2012. – P. 68-70 (in Russian)
10. Demin V.F., Bajmul'din M.M., Demin V.V. *Vliyanie ugla ustanovki ankernoj krepі na deformacii massiva gornyh porod (tezisy)* [Influence of the angle of installation of anchor fastening on the deformation of rock mass (abstracts)]. // *Materialy IX Mezhdunarodnoj nauchno-prakticheskoy konferencii «Klyuchevye aspekty nauchnoj deyatel'nosti, Tekhnicheskie nauki».* = Proceedings of the IX International Scientific-Practical Conference «Key Aspects of Scientific Activity, Technical sciences». – No.16. – Praga (Czech), Science studio. – 2013. – P. 68-72 (in Russian)

#### ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. *Тау-кен жұмыстары, тау-кен қазбаларын жүргізу, бекіту жөніндегі міндетші.* М.: Жер қойнауы. – 1985. – Б. 23 (орыс тілінде)
2. Шар Ф. *Ұлыбританияның мемлекеттік көмір басқармасы шахталарында тау жыныстарын якорьмен бекітудегі соңғы жаңалықтар.* // Анкерді бекіту симпозиумындағы баяндамалар. – Лондон. – 1984. – Б. 268-281 (орыс тілінде)
3. Хадсон Д.А., Харрисон Д. *Тау жыныстарының инженерлік механикасы.* 2 Бөлім. – Лондон. – 1997. – Б. 39 (ағылшын тілінде)
4. Бурова Е.Г., Курков В.Г., Корякин А.Г., Марков С.И. *Жасанды жабындардың құлыптау механизмін қолдана отырып, тау-кен қазбаларын нығайту әдістері.* Тау-кен ақпараттық-талдау бюллетені. – 2017. – №5. – Б. 196-206 (орыс тілінде)
5. Дмитриев В.П., Дудников А.Н., Троянов И.Н. *Көңіл-күймен қазбаларды механикаландырылған жүргізу және тау жоталарында лаваны дайындау схемасын бақылау.* Тау-кен ақпараттық-талдау бюллетені. – 2018. – №2. – Б. 201-208 (орыс тілінде)
6. Каландарьян А.А., Кашаев Н.К., Климов Ю.С., Рахматуллин Р.Ф., Яшин В.Е. *Қазбаларды сақтау және қайта пайдалану жөніндегі технологиялық және конструктивтік шешімдер.* Тау-кен ақпараттық-талдау бюллетені. – 2019. – №7. – Б. 266-278 (орыс тілінде)
7. Сидсмен Р. *Қарағанды шахталарында анкерлік бекітуге шолу.* АрселорМиттал. АСР-03. – 2010. – Б. 35 (орыс тілінде)
8. Каржаубаев С.М. *Көмір кен орындарында тау-кен жұмыстарын жүргізу үшін анкерлік бекіткішінің параметрлерін таңдау әдістемесін әзірлеу.* Тау-кен ақпараттық-талдау бюллетені. – 2016. – Б. 287-292 (орыс тілінде)
9. Векслер Ю.А., Демин В.Ф., Балабас А.Ю. *Тау-кен жұмыстарының айналасындағы шиеленісті күйді компьютерлік модельдеу (тезистер).* «Индустриядағы, білім берудегі және ғылымдағы ақпараттық-коммуникациялық технологиялар» халықаралық симпозиумының еңбектері. 3-бөлім. – 2012. – Б. 68-70 (орыс тілінде)
10. Демин В.Ф., Баймульдин М.М., Демин В.В. *Якорьді бекіту бұрышының тау жыныстары массивінің деформациясына әсері (тезистер).* «Ғылыми қызметтің негізгі аспектілері» IX Халықаралық ғылыми-практикалық конференциясының материалдары. Шығ. 16. Техникалық ғылымдар, Пржемисл-Прага (Чехия), ғылым студиясы. – 2013. – Б. 68-72 (орыс тілінде)

#### СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Задачник по горным работам, проведению, креплению горных выработок.* М.: Недра. – 1985. – С. 23 (на русском языке)

2. Шарр Ф. Последние новшества в анкерном креплении пород на шахтах государственного угольного управления Великобритании. // Доклады на симпозиуме по анкерному креплению. – Лондон. – 1984. – С. 268-281 (на русском языке)
3. Хадсон Дж.А., Харрисон Дж.П. Инженерная механика горных пород. Ч. 2. – Лондон. – 1997. – С. 39 (на английском языке)
4. Бурова Е.Г., Курков В.Г., Корякин А.Г., Марков С.И. Методы укрепления горных выработок с использованием замкового механизма искусственных каверн. Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – №5. – С. 196-206 (на русском языке)
5. Дмитриев В.П., Дудников А.Н., Троянов И.Н. Механизированное ведение выработок с надстроением и контроль над схемой подготовки лавы в горных массивах. Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – №2. – С. 201-208 (на русском языке)
6. Каландарьян А.А., Кашаев Н.К., Климов Ю.С., Рахматуллин Р.Ф., Яшин В.Е. Технологические и конструктивные решения по сохранению и повторному использованию выработок. Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – №7. – С. 266-278 (на русском языке)
7. Сидсмен Р. Обзор анкерного крепления на шахтах Караганды. АрселорМиттал. АС-RO3. – 2010. – С. 35 (на русском языке)
8. Каржаубаев С.М. Разработка методики выбора параметров анкерной крепи для ведения горных работ на угольных месторождениях. Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – С. 287-292 (на русском языке)
9. Векслер Ю.А., Демин В.Ф., Балабас А.Ю. Компьютерное моделирование напряженного состояния вокруг горных выработок (тезисы). Труды Международного симпозиума «Информационно-коммуникационные технологии в индустрии, образовании и науке». Ч. 3. – 2012. – С. 68-70 (на русском языке)
10. Демин В.Ф., Баймульдин М.М., Демин В.В. Влияние угла установки анкерной крепи на деформации массива горных пород (тезисы). Материалы IX Международной научно-практической конференции «Ключевые аспекты научной деятельности». Вып. 16. Технические науки, Прџемисл-Прага (Чехия), Наука студия. – 2013. – С. 68-72 (на русском языке)

#### Information about authors:

**Demin V.F.**, Doctor of Technical Sciences, Professor of the Department of «Mining of mineral deposits», Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan), [vladfdemin@mail.ru](mailto:vladfdemin@mail.ru); <http://orcid.org/0000-0002-1718-856X>

**Issakov B.E.**, Doctoral student of the Department of «Mining of mineral deposits», Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan), [isbekjan@mail.ru](mailto:isbekjan@mail.ru); <http://orcid.org/0000-0002-1028-2270>

**Suimbayeva A.M.**, PhD, senior lecturer of the Department of «Mine aerology and labor protection», Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan), [aygerim\\_86@mail.ru](mailto:aygerim_86@mail.ru); <http://orcid.org/0000-0001-6582-9977>

**Bilisbekkyzy E.**, Master of Technical Sciences, teacher-lecturer of Zhetysu University named after Ilyas Zhansugurov (Taldykorgan, Kazakhstan), [enlik\\_9193@mail.ru](mailto:enlik_9193@mail.ru); <http://orcid.org/0000-0002-6290-4000>

#### Авторлар туралы мәліметтер:

**Демин В.Ф.**, техника ғылымдарының докторы, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университетінің «Пайдалы кен орындарын қазып өндіру» кафедрасының профессоры (Қарағанды қ., Қазақстан)

**Исаков Б.Е.**, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университетінің «Пайдалы кен орындарын қазып өндіру» кафедрасының докторанты (Қарағанды қ., Қазақстан)

**Суимбаева А.М.**, техника ғылымдарының кандидаты, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университетінің «Кеніштік аэрология және еңбекті қорғау» кафедрасының аға оқытушысы (Қарағанды қ., Қазақстан)

**Білісбекқызы Е.**, техника ғылымдарының магистрі, І. Жансүгіров атындағы ЖУ университетінің оқытушы-дәріскері (Талдықорған қ., Қазақстан)

#### Сведения об авторах:

**Демин В.Ф.**, доктор технических наук, профессор кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Карагандинского технического университета им. Абылқаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)

**Исаков Б.Е.**, докторант кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Карагандинского технического университета им. Абылқаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)

**Суимбаева А.М.**, кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры «Рудничная аэрология и охрана труда» Карагандинского технического университета им. Абылқаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)

**Билисбекқызы Е.**, магистр технических наук, преподаватель-лектор Жетысуского университета им. Ильяса Жансугурова (г. Талдықорған, Казахстан)