

Код МРНТИ 52.13.23

V.F. Demin, *D.R. Akhmaturov, N.M. Zamaliyev, D.S. Syzdykbaeva
 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan),

INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF GEOMECHANICAL PROCESSES NEAR MINE WORKINGS ON THE FORMATION OF LOADS ON THE SUPPORT

Abstract. This scientific work is devoted to the study of geomechanical effects during the construction, maintenance and repair of mine workings in coal mines of the Karaganda basin. The study established that the manifestation of deformations in workings when using a combined anchor-frame support is 4-5 times less than when using metal frame support, and the limited-yield anchor support acts as a stress compensator. The revealed patterns of changes in the stress-strain state of coal in the host rock masses depending on mining and geological factors, which will allow, under specific operating conditions, to establish rational parameters for securing side rocks to increase the stability of development mine workings.

Key words: anchoring, rock stability, geomechanical processes, fracturing, strength, stabilization, hardening; stress-strain state.

Тау-кен қазбаларына жақын геомеханикалық процестердің бекіткішке жүктемелердің қалыптасуына әсерін зерттеу

Аннотация. Бұл мақала Қарағанды бассейнінің көмір шахталарындағы кен қазбаларын салу, пайдалану және жөндеу кезіндегі геомеханикалық әсерлерді зерттеуге арналған. Шахталық қазбалардың қалыптан тыс жерлерінде анкерлік бекіткішін пайдалануы ұсынылды. Біріктірілген анкерлік-қаңқалық тіреуді пайдаланған кезде жұмыс орындарындағы деформациялардың көрінісі металл қаңқалы тіректерді пайдаланған кездегіден 4-5 есе аз болатыны анықталды, ал шектеулі шығымды якорь тірегі кернеуді компенсатор ретінде әрекет етеді. Тау-кендік және геологиялық факторларға байланысты негізгі тау-кен массаларында көмірдің кернеулі-деформациялық күйінің өзгеруінің анықталған заңдылықтары нақты пайдалану шарттарында кен қазбаларын игерудің тұрақтылығын арттыру үшін бүйірлік жыныстарды бекітудің ұтымды параметрлерін белгілеуге мүмкіндік береді.

Түйінді сөздер: анкерлік, тау жыныстарының орнықтылығы, геомеханикалық процестер, жарықшақтану, беріктік, тұрақтандыру, шынықтыру; стресс-деформация күйі.

Исследование влияния геомеханических процессов вблизи горных выработок на формирование нагрузок на крепь

Аннотация. Данная научная работа посвящена исследованию геомеханических воздействий при проведении, поддержании и ремонте горных выработок на угольных шахтах Карагандинского бассейна. В ходе исследования установлено, что проявление деформаций выработок при использовании комбинированной анкерно-рамной крепи меньше в 4-5 раз, чем при применении металлорамной крепи, а ограниченно-податливая анкерная крепь выполняет роль компенсатора напряжений. Выявлены закономерности изменения напряженно-деформированного состояния угля вмещающих породных массивов в зависимости от горно-геологических факторов, что позволяет в конкретных условиях эксплуатации устанавливать рациональные параметры крепления боковых пород для повышения устойчивости подготовительных горных выработок.

Ключевые слова: анкерное крепление, устойчивость пород, геомеханические процессы, трещиноватость, прочность, стабилизация, упрочнение; напряженно-деформированное состояние.

Introduction

Securing and maintaining mine workings is one of the components that determines the efficiency of underground coal mining. One of the conditions for effective and safe work when carrying out entries in mines is to ensure their stability with minimal consumption of fastening materials [1]. Supports made from heavy special-rolled profiles (arch support) do not provide the necessary stability and repair-free maintenance of workings under significant stress in the rock mass. Its construction is a labor-intensive process that is difficult to mechanize [2]. The material capacity of the lining reduces the technical and economic indicators of drifting and to a large extent restrains the pace of workings. The use of arched-frame support does not allow increasing the rate of drifting and labor productivity of miners, constrains reducing the metal capacity of the support, its cost, and applying comprehensive mechanization of work to maintain mine workings [3].

Lately, the production cost increases (over the last 5 years by 500-700 tenge/t) due to the complication of mining and geological conditions of development, induced by an increase in the mining operations depth and the initial development of seam with favorable bedding conditions; shortwalls productivity is at a low level, labor intensity in construction, maintenance and renovations of mine workings is increasing, the ash content of mined coal during preparatory works is significant (37-41%) and has negative trend of its growth.

The use of arched-frame support does not allow increasing the rate of excavations and labor productivity of miners, reducing the metal consumption of the support, its cost and applying comprehensive mechanization of work to support mine workings, therefore it is necessary to switch to progressive types of fastening of mine workings, one of which, after appropriate justification, may be anchor support [4].

Materials and methods

The length of the opening and preparatory workings in the Karaganda coal basin, not complying with the passport for its maintenance, is about 90 km (out of a total of 670 km), most of it do not correspond in cross-section – 62% of workings, in height and clearances, approximately the same – 20%. Because of heaving of the workings soil rocks the defectiveness of workings along the profile of haulage tracks is especially high (25% of workings).

Anomalous areas include working areas located in the zones of: influence of geological plicative and disjunctive disturbances; increased fracturing of host rocks and coal; increased water content of host rocks and coal; increased rock pressure on underworked or overworked formation layers; on dangerous, threatened, and also not prone to rock bursts and sudden outbursts of coal (rock) and gas; in an undisturbed massif; in zones of high rock pressure, in zones of influence of plicative and disjunctive disturbances; outside the zones and in the zones of influence of the

goaf (abutment rock pressure); in watered and non-watered rocks, etc.

The abutment pressure from the mining operations extends over significant distances in the front of the drift (10-50 m) and in the marginal areas (up to 15-20 m) where the extracting headings are located. 25-45% of the total length of development workings are constantly exposed to the influence of coal-face work [15].

Depths of coal seam development

Көмір қабаттарын игеру тереңдігі

Глубины разработки угольных пластов

Table 1

Кесте 1

Таблица 1

Sectors by area, mines	Existing development depth, m	Prospective depth of development, m
Industrial sector	650-810	750-910
Saran's sector	540-640	640-740
Central sector of Sherubai-Nura area	570-600	600-670
Sectors in Dolinka and Karajar-Shakhan areas	540-600	600-650
Tentek area	540-600	600-650

The arched three-link support, predominantly used in the mines of the Karaganda basin, with a load-bearing capacity in the yielding mode of 140-220 kN and in the rigid mode – 260-350 kN and a compliance of 0.3 m is not always sufficient to maintain workings in a suitable condition for operation, which requires additional use rigid and flexible pillars that clutter up workings and increase the cost of their maintenance, frame-anchor support in conditions of significant delamination, rock displacements and dynamic appearance of bearing pressure, to reduce the load of its joint work with the p perimeter massif.

Unlike frame lining, anchor lining can be erected prestressed, thus immediately after the lining erection adhesion is increased along rock bedding planes or cracks. The anchor system secures the rock while maintaining restrictions on roof movement and allowing horizontal tension to hold the roof in place, preventing it from falling out [5].

The principle of joint operation of roof bolts and host rocks most fully meets the operating conditions of coal mines. The best fastening option will be selected when the performance characteristics of the support correspond to the deformation characteristics of the perimeter massif or the measured stress inside the massif.

When using steel-polymer anchors with fastening along the entire length of the blast-hole, the aggregate strength of the massif increases (close to the strength of the untouched massif), and a load-bearing beam is created. An anchor with a polymer composition provides high resistance to rock movements at the very initial stage, i.e. at the moment when the deformation of the contour mass can still be influenced. The frame support is installed without grouting the fastening space.

A significant mining factor that improves the condition of the mine is the bearing capacity of the support. As a rule, in pool shafts the arched metal support made of special profiles used is installed every 1.0-0.5 m (rarely every 0.25 m), which provides a resistance from 20 to 50-70 kN/m². As practice shows, such a reaction of the support is completely insufficient to effectively maintain workings with increasing mining depth. Therefore, additional fastening reinforcements of the excavation workings are used in the zone of coal-face works influence using UKR support under longitudinal profiles, hydraulic struts or friction struts, which increases the cost and labor intensity of maintenance [6].

The use of steel-polymer anchors ensures the stability of the workings due to the strengthening within the arch of layered roof rocks and the mechanical connection of the workings contour with part of the perimeter layer of the enclosing massif [7].

The roof bolt working in tension keeps the anchor rocks from delamination, movement and destruction. In rocks with a layered structure, the layers of the unstable immediate roof are either attached (hemmed) with anchors to the stable main roof, or individual layers of rocks are fastened with anchors into one monolithic slab, which can take the load from the overlying rocks. In rocks with a non-layered structure, anchors fixed outside the natural collapse arch resist tensile forces in the rocks of the arch – (fig. 1) [1].

Loading diagrams for the «anchor-massif» system of anchors with polymer or concrete fastening composition in surrounding rock masses of different structures are presented in Figure 2.

In view of the above, the objectives of the research are substantiation of managing methods for the massif state by constructing rational fastening structures; establishing patterns of redistribution of rock pressure and parameters of rock movement, the nature of movement of anchored rocks with their diverse structural structure and mining technological factors; determination of patterns of manifestation of rock pressure on the support outside the zone and in the zone of influence of mining operations, displacements of roof rocks, soil, and sides of workings; modeling and establishing the parameters of anchoring of mine workings through effective strengthening of weakened zones [8].

The objectives of the research included using field observations to establish: the nature of the displacement of rocks with different structural structures for the most typical roofs of workings; determine the features of the manifestation of rock pressure on the support when the workings are in the zone and outside the zone of influence of the working face [9].

Factors influencing the possibility of using any support design in development workings are: the strength of the anchors in the host rocks; the size of the area of dangerous rock deformations around the workings; the amount of displacement of roof rocks, sides during the service life of the excavation and the maximum value of safe displacement (lowering) of the fixed roof rocks in workings during its service life. Comparative analyses of rock pressure appearance in workings with different service life and dedicated for the flat and inclined layers were conducted to solve the problems. There are also observations on the displacement and stratification of rocks using paired and deep benchmarks during study. The strength of the

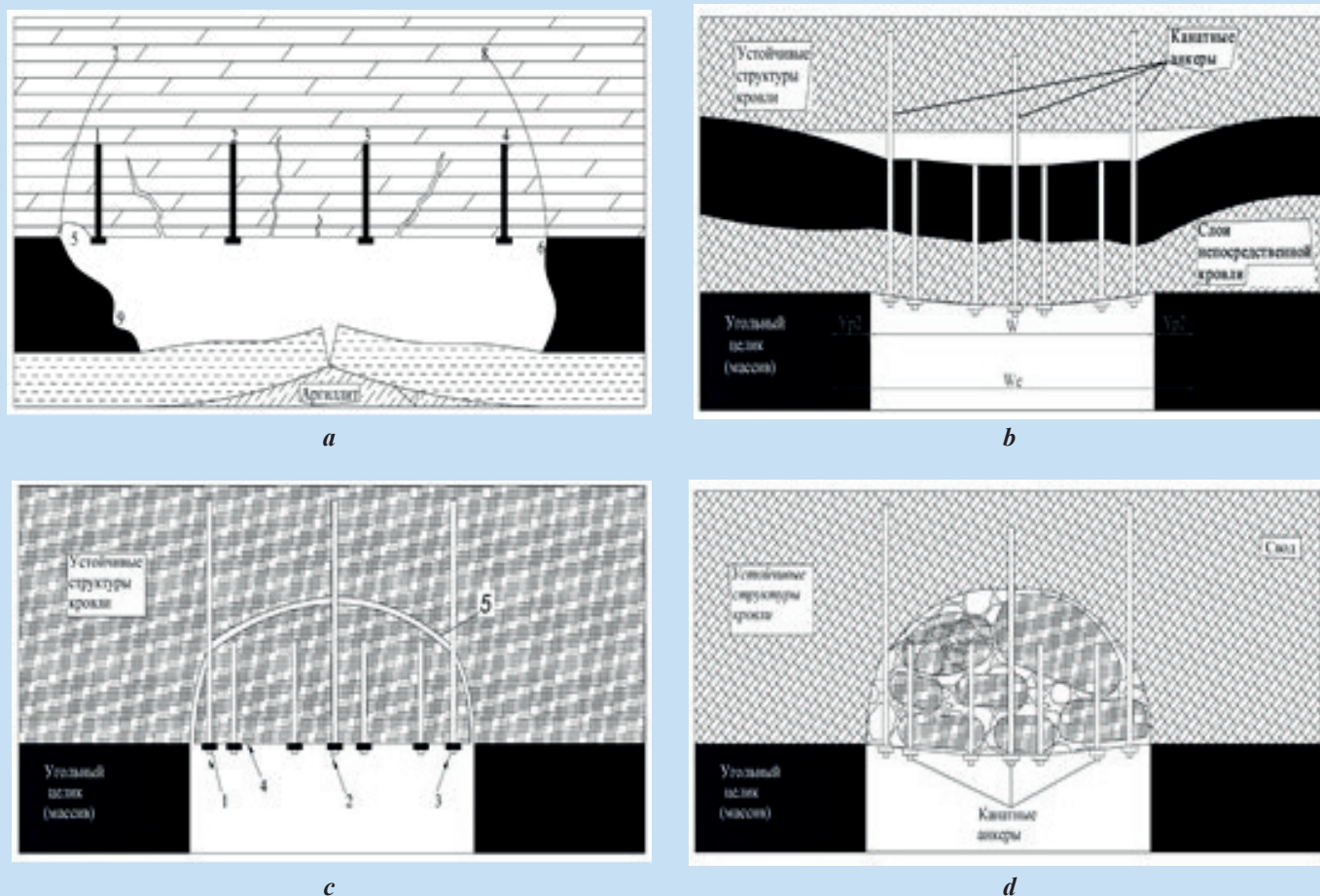


Figure 1. Schemes of interaction of anchor support with host rocks:

a) with multi-layered rock mass; b) with low-layered roof rocks; c) with strong rocks; d) for low-resistant rocks.

Сурет 1. Анкерлік тіректердің негізгі жыныстармен әрекеттесу схемалары: *a) көпқабатты тау массасы бар; б) төмен қабатты төбе жыныстарымен; в) күшті жыныстармен; г) төзімділігі төмен жыныстар үшін.*

Рис. 1. Схемы взаимодействия анкерной крепи с вмещающими породами:

a) при многослойной породной массе; б) при малослойных породах кровли; в) при прочных породах; г) при малоустойчивых породах.

anchors in the wells was determined by the PKA hydraulic device, and the change in tension in the anchors was determined by the DGA hydraulic dynamometer and the SPU recorder.

Results and discussion

The measurements were carried out in the conveyor drift $49K_{10}-Z$ of the mine named after Kuzembaev in the Karaganda coal basin, secured by various types of support. The deformation of the development working contours in a function of the distance from the working face (v – speed, m/day; U – absolute values of displacements, m) are presented in Figures 3, 4. The lowering of the roof Δh_p , the convergence of the sides Δl_s in the area of the coal seam and Δl_n in the area of undermining and delamination of the 1.5-meter layer of the roof Δh_p were established.

The research was carried out within 200 days from the moment of installation of the support in the untouched massif to determine the patterns of displacement of the host rocks in trapezoidal and arched workings secured with frame and combined (anchor-frame) and anchor support. The roof descends

most intensively in the immediate vicinity of the tunneling face. During the first day, the amount of roof subsidence in the area with anchor roofing was 20% during the entire observation period of 200 days, with arch-frame 30% and with frame-anchor – 5%, and for the first 10 days – 35, 45 and 25%, respectively. In the initial period, a significant thickness of rocks began to move: in 10 days, the benchmark at a depth of 1.5 m lowered in the area with arched support by 10 mm, or 80% of the total lowering of this benchmark in the untouched massif, with anchor support – 35 mm (50%) and with an anchor-frame – 14 mm or 20% (Figure 3) [8].

The period of observation of working stability was 20 months. The displacements of the roof rocks 20 m in front of the longwall, in the alignment with the longwall and 100 m behind it, respectively, were: frame support – 0.31, 0.49, 1.11 m; anchor-frame support – 0.07, 0.09, 0.21 m (or 3-4 times less).

The convergence of the roof and the soil in the workings was 750-800 mm, and 65% of the displacements were due to heaving of the soil rocks. Conveyor workings were driven through a narrow face and supported behind the face for reuse.

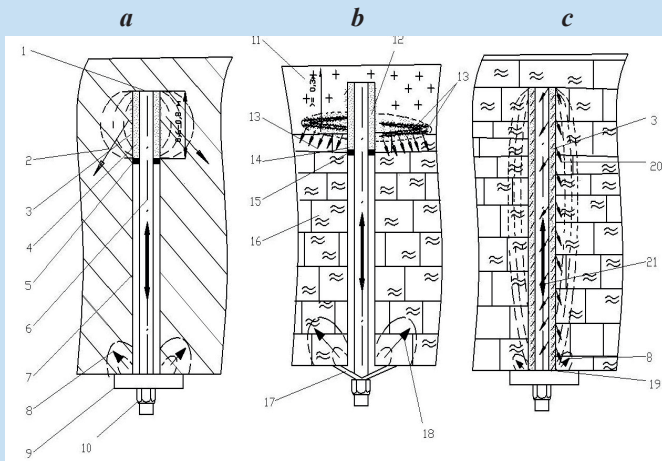


Figure 2. Diagrams of loading the «anchor-massif» system of steel-polymer anchors:

a) in the hard monolithic massif; b) in a fractured massif weakened by a system of cracks sealed in a massive rock layer; c) in a highly fractured weakened massif; 1, 19 – point; 2, 13, 20 – effect from securing the anchor with fastening compound in the point; 3, 14 – part of the blast hole filled with fastening composition; 4 – fastening composition; 5, 15 – fastener spread limiters; 6 – anchor; 7 – part of the blast hole not filled with fastening composition; 8 – effect from fixing the anchor in the point; 9 – base plate and anchor nut; 10 – helical surface of the anchor; 11 – hard monolithic massif; 12 – fastener distribution zone; 16 – highly fractured weakened massif; 17 – elastic active crown runner; 18 – effect from active crown runner; 21 – anchor rod reaction.

Сурет 2. Болат-полимерлі анкерлердің «зәкірлік массив» жүйесінің жүктелу диаграммалары:

a) төзімді монолитті массада; б) массивтік жыныс қабатында тығыздалған жарықтар жүйесімен әлсіреген жарықшақ массивінде; в) қатты жарылған әлсіреген массивте; 1, 19 – тесік түбі; 2, 13, 20 – саңылау түбіндегі бекіткіш қоспамен якорьді бекіту реакциясы; 3, 14 – бекіту құрамымен толтырылған тесік бөлігі; 4 – бекіту құрамы; 5, 15 – бекіту құрамының таралуына арналған шектегіштер; 6 – якорь; 7 – бекіту құрамымен толтырылмаған тесік бөлігі; 8 – зәкірді тесік түбіне бекіту реакциясы; 9 – тірек пластинасы мен анкерлік гайка; 10 – якорьдің бұрандалы беті; 11 – төзімді монолитті массив; 12 – бекіту құрамының таралу аймағы; 16 – қатты жарылған әлсіреген массив; 17 – серпімді белсенді жинау; 18 – белсенді қабылдау реакциясы; 21 – анкерлік штанганың реакциясы.

Рис. 2. Эпюры нагружения системы «анкер-массив» сталеполимерных анкеров:

a) в прочном монолитном массиве; б) в трещиноватом массиве, ослабленном системой трещин с заделкой в массивном слое породы; в) в сильно трещиноватом ослабленном массиве; 1, 19 – забой шура; 2, 13, 20 – реакция от закрепления анкера крепежным составом в забое шура; 3, 14 – заполненная крепежным составом часть шура; 4 – крепежный состав; 5, 15 – ограничители распространения крепежного состава; 6 – анкер; 7 – незаполненная крепежным составом часть шура; 8 – реакция от закрепления анкера в забое шура; 9 – опорная плита и гайка анкера; 10 – винтовая поверхность анкера; 11 – прочный монолитный массив; 12 – зона распространения крепежного состава; 16 – сильно трещиноватый ослабленный массив; 17 – упругий активный подхват; 18 – реакция от активного подхвата; 21 – реакция анкерного стержня.

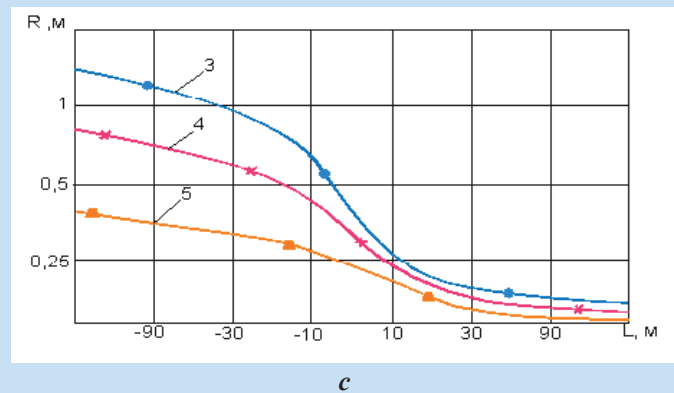
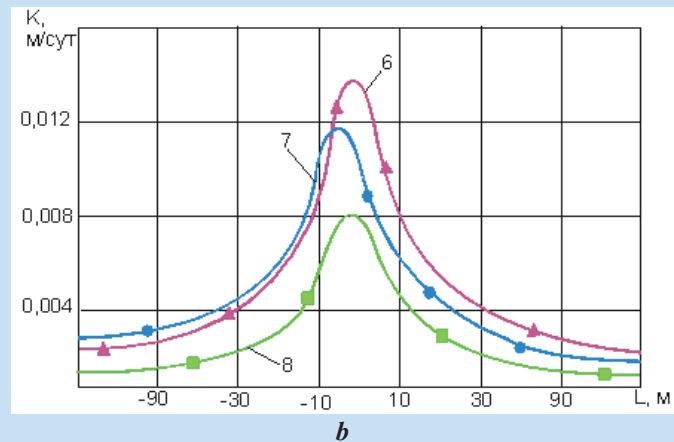
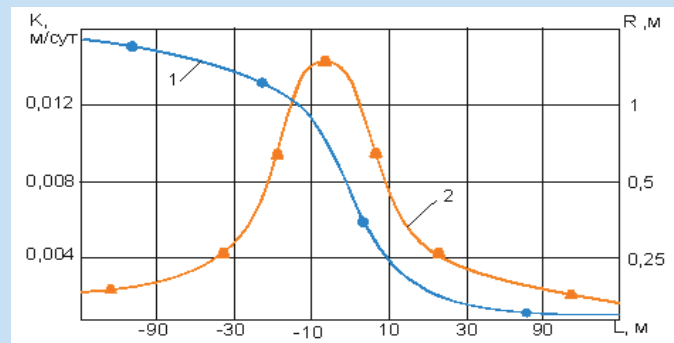


Figure 3. Deformation of the contours of the development working depending on the distance to the working face:

a) 1 & 2 – convergence (R) and intensity of deformation (K) of roof rocks and soil; b) 3, 4 & 5 – lowering of the roof, bringing the sides closer together and heaving of the soil; c) 6, 7 & 8 – rate of deformation of the roof, sides and soil.

Сурет 3. Жұмыс бетінің қашықтығына байланысты жұмыс контурларының деформациясы: а) 1 және 2 – төбе жыныстары мен топырақтың конвергенциясы (R) және деформациясының қарқындылығы (K); б) 3, 4 және 5 – шатырды түсіру, жақтарын жақындату және топырақты көтеру; в) 6, 7 және 8 – шатырдың, бүйірлердің және топырақтың деформация жылдамдығы.

Рис. 3. Деформация контуров подготовительной выработки в зависимости от расстояния до очистного забоя: а) 1 и 2 – сближение (R) и интенсивность деформации (K) пород кровли и почвы; б) 3, 4 и 5 – опускание кровли, сближение боков и пучение почвы; в) 6, 7 и 8 – скорость деформации кровли, боков и почвы.

The zone size of the longwall advanced support pressure was 120-130 m, and intense soil heaving and deformation of the support were observed in the workings. 20-30 m ahead of the longwall face the soil rocks were undermined to a depth of 0.8-1.0 m, the convergence of the roof and soil in the workings at the longwall face line was 0.126 m. Behind the longwall, the intensity of the displacements remained quite high, and at 100-150 m, reconsolidation and secondary demolition of the working soil were carried out.

To assess the load characteristics of anchor fastening of mine workings in the conditions of the mine named after Kuzembaev of the Karaganda coal basin during the preparation of longwall 19K7-Z, a conveyor drift secured with anchor bolts was examined over 288 m. The working was secured by installing anchors with a diameter of 22 mm, a length of 1.8 m, 5 pieces in a row, with a distance between rows of 0.7 m [11].

At the 10-20 m from the longwall the maximum vertical displacement of the roof rocks in front of the line of the working face was 0.025-0.03 m with following attenuation at 30-35 m. The displacement of the roof rocks in the supported part reached a value of 0.52-0.55 m. The magnitude of vertical displacements at the junction of the conveyor drift with the longwall was 0.025-0.045 m [11].

The calculations show that during the maintenance period of 3-5 years displacements of roof rocks increase (0.3-0.5 m and more) with deepening the development depth (up to 750-800 m) and increasing the cross-section of mine workings (up to 18-20 m²), as well as displacements of soil (0.4-0.6 m or more) on their contour with a load on the support (up to 800-900 kN), which requires an increased density of frame support (2.6-2.7 frames/linear meter) and higher costs for mining operations.

Conducted comparative studies of rock pressure appearance in workings with various types of fastening allowed to establish the nature of their operational performance. At the same time, the deformation of mine workings with combined anchor-frame support is 4-5 times less than with metal frame support.

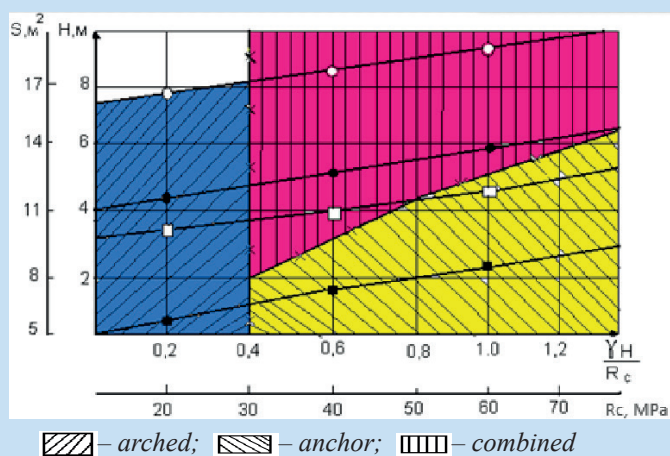


Figure 4. Dependence of maximum and minimum displacement propagation.

Сурет 4. Жылжулардың максималды және минималды таралуына тәуелділік.

Рис. 4. Зависимость максимального и минимального распространения смещений.

It is important to combine the operating modes of flexible anchors and metal frame support (MFS) in order to ensure high load-bearing capacity with the transition from the limited compliant mode of fixed anchors to a joint hard mode of operation using self-support of the surrounding rock mass [6, 7].

Figure 4 shows the dependence of the maximum and minimum distribution of displacements (C, m), zones of discontinuity of the host rocks on the operating parameters and area of application for arch, anchor and combined lining.

Empirical dependencies of crack propagation zones have the following functional form (the coefficients change):

$$H = -0,41 + 0,07S + 0,01R_s - 0,0004 \frac{y_H}{R_s}, \quad (1)$$

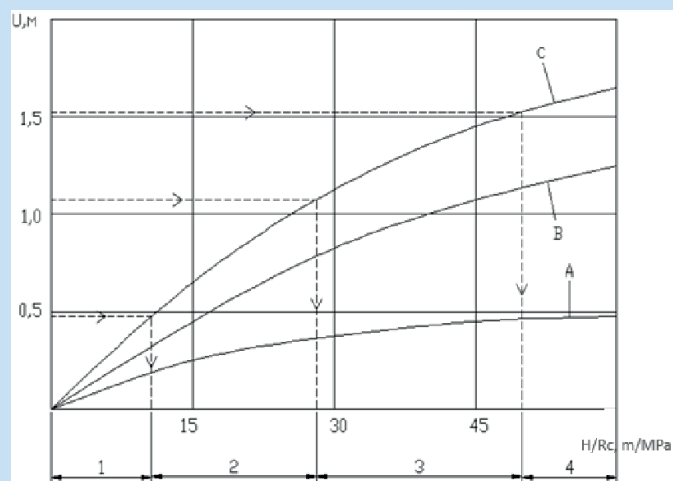


Figure 5. Geomechanical justification for securing mine workings to ensure their stability depending on the manifestations of rock pressure: A, B – outside and inside the zone of excavation works influence; C – influence of excavation work in front of and behind the longwall; 1 – metal arch support; 2 – metal arch and anchor support; 3 – metal arch, anchor and reinforcement support; 4 – metal arch, reinforcement support and flexible anchor support.

Сурет 5. Тау жыныстарының қысымының көріністеріне байланысты олардың тұрақтылығын қамтамасыз ету үшін кен қазбаларын бекітудің геомеханикалық негіздемесі: А және В – тазарту жұмыстарының әсер ету аймағында және сыртында; В – ұзын қабырға алдындағы және артындағы тазалау жұмыстарының әсері; техникалық қызмет көрсету: 1 – металл арка тіреуіш; 2 – металл арка және якорь тірегі; 3 – металл арка, якорь тірегі және арматуралық тірек; 4 – металл арка, арматуралық тірек және икемді якорь тірегі.

Рис. 5. Геомеханическое обоснование по креплению горных выработок для обеспечения их устойчивости в зависимости от проявлений горного давления: А и В – вне и в зоне влияния очистных работ; В – влияния очистных работ перед и за лавой; поддержание: 1 – металлоарочной крепью; 2 – металлоарочной и анкерной крепью; 3 – металлоарочной, анкерной крепью и крепью усиления; 4 – металлоарочной, крепью усиления и податливой анкерной крепью.

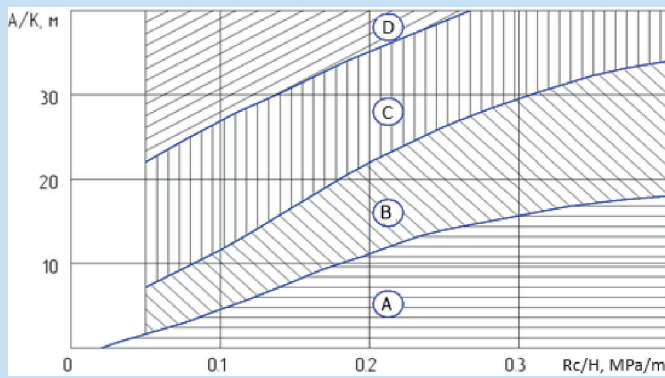


Figure 6. Choosing a method for securing a mine working: A – anchorage; B – flexible anchorage; C – pliable anchorage in combination with metal arch; D – pliable anchorage in combination with metal arch in the zone of excavation works influence; A – working width, m; K – coefficient depending on the purpose of the working: excavation – 5.0, preparatory – 4.0, permanent – 1.4-1.6 [9, 11]; H – working depth, m.

Сурет 6. Шахтаның жұмысын қамтамасыз ету әдісін таңдау: А – якорьді бекіту; В – икемді якорь тірегі; В – металл аркамен біріктірілген иілгіш анкер; С – бірдей, бірақ тазалау жұмыстарының әсер ету аймағында күшейтілген тірекпен; А – жұмыс ені, м; К – қазу мақсатына байланысты коэффициент, қалдықтарды өңдеу үшін – 5,0, дайындық үшін – 4,0, күрделі – 1,4-1,6 [8,9]; Н – қазба тереңдігі, м.

Рис. 6. Выбор способа крепления горной выработки: А – анкерное крепление; В – податливая анкерная крепь; В – податливая анкерная крепь в сочетании с металлоарочной; Г – то же, но с крепью усиления в зоне влияния очистных работ; А – ширина выработки, м; К – коэффициент, зависящий от назначения выработки, для очистных – 5,0, для подготовительных – 4,0, для капитальных – 1,4-1,6 [9, 11]; Н – глубина заложения выработки, м.

where: S – working cross-section, m²;

R_c – compressive strength of rocks, MPa;

y – rock density, t/m²;

H – depth of development, m.

Figure 5 shows an integrated approach to reduce the negative impact of rock pressure and to ensure the operational condition of excavation workings with a gravity coefficient for maintaining workings $K_t = H/R_c$ (R_c is the average calculated resistance of rocks to compression, MPa).

The safety of workings is ensured by the main metal arch support ($N_c = 200 \text{ kN}$) in pillarless mining systems with $K_t < 13$.

A diagram (fig. 6) is recommended to select a fastening method using the characteristics of the mine opening and the surrounding rock mass.

Diagram recommended in boundary conditions [9]:

$$\begin{cases} 1 \leq \frac{h}{A} \leq 2,5 \\ 0,5 \leq \frac{r}{A} \leq 2,5 \end{cases}, \quad (2)$$

where: h, r – respectively, the height and radius of the working's arch.

The use of limitedly pliable support regulates the operating modes of anchors with a decrease in vertical displacements and influence on the formation of a reduced tension zone: to a greater extent – in the roof, to a lesser extent – in the sides of the workings.

Conclusion

Conducted comparative studies of the rock pressure appearance in workings with various types of fastening allowed to establish the nature of their operational performance. At the same time, the deformation of mine workings with combined anchor-frame support is 4-5 times less than with metal frame support. The use of limitedly pliable anchor support, which acts as a stress compensator, will make it possible to remove critical loads and unload the support through the arch of the host rocks onto its supporting heels.

The revealed patterns of changes in the stress-strain state of coal in the host rock masses, depending on mining and geological factors, will allow, under specific operating conditions, to establish rational parameters for securing side rocks to increase the stability of development mine workings.

REFERENCES

1. Nesterova S.Ju. Gornaja krep' podzemnyh vyrabotok shaht i rudnikov [Mining support of underground workings of mines and mines]. // Uchebnoe posobie / S.Ju. Nesterova. – Izd-vo Perm. nac. issled. politehn. un-ta. = Textbook / S.Ju. Nesterova. – Perm publishing house. national research Polytechnic un-ta. – 2018. – P. 55 (in Russian)
2. Zejnnullin A.A., Abeuov E.A., Demin V.F. i dr. Ocenka sposobov podderzhaniya gornyh vyrabotok na osnove primeneniya ankernoj krep'i na shahtah karagandinskogo ugol'nogo bassejna [Assessment of methods for maintaining mine workings based on the use of roof bolts in the mines of the Karaganda coal basin]. // Ugol' = Coal. – 2021. – №2. – P. 4-9 (in Russian)
3. Zhanabaeva A.T. Povyshenie jeffektivnosti provedeniya i krep'leniya gornyh vyrabotok v uslovijah rudnika «Voshod» [Increasing the efficiency of carrying out and securing mine workings in the conditions of the Voshod mine]. // Magist. disser. «Gornaja inzhenerija», 12.06.2021, KazNITU im. K.I.Satpaeva = Master. dissertation «Mining Engineering», 12.06.2021, KazNRTU named after. K.I. Satpaeva. – 2021 (in Russian)
4. Demin V.F., Bajmul'din M.M., Demina T.V., Surov E.G., Kushekov K.K. Faktory, opredelajushhie jeffektivnost' vedeniya podzemnyh gornyh rabot [Factors determining the efficiency of underground

- mining]. // «Trudy universiteta» = «Proceedings of the University». – 2012. – №2. – P. 34-38 (in Russian)
5. Demin V.F., Javorskij V.V., Demina T.V. Chvanova A.O. Obosnovanie tehnologicheskikh shem ankernogo krepneniya pri provedenii gornyh vyrabotok [Justification of technological schemes for anchoring during mining operations]. // Mezhdunarodnyy zhurnal prikladnyh i fundamental'nyh issledovaniy = International Journal of Applied and Basic Research. – 2017. – №6. – Part 1. – P. 27-32 (in Russian)
 6. Bahtybaev N.B., Kydrashov A.B., Muratuly B. i dr. Issledovanie po ustanovke pripochvennyh zakonturnykh ankerov na shahte «Kazhstanskaja» UD AO «ArselorMittal Temirtau» [Research on the installation of ground-level boundary anchors at the Kazakhstan mine of ArcelorMittal Temirtau JSC]. // Ugol' = Coal. – 2021. – №4. – P. 4-8 (in Russian)
 7. Chetverik M.S., Sinenko M.A. Izmenenie proyavleniya gornogo davleniya pri podzemnoj vyemke uglja vsledstvie sdvizheniya massiva gornyh porod [Changes in the manifestation of rock pressure during underground coal mining due to the displacement of the rock mass]. // MGGU, seminar = MGSU, seminar. – 2012. – №2 (in Russian)
 8. Demin V.F., Aliev S.B., Razumnjak N.L., Bahtybaev N.B., Demina T.V. Prognozirovaniye smeshheniy prikornogo massiva porod gornyh vyrabotok [Forecasting displacements of the boundary massifs of rocks in mine workings]. // Materialy Mezhd. nauchno-prakt. konf., UNPC «StroyGorMash» = Materials of the International Scientific and Practical Conference, UNPC «StroyGorMash». – 2012 (in Russian)
 9. Demin V.F., Zhumabekov M.N., Mal'chenko T.D., Zhumabekov I.M. Opredeleniye parametrov deformatsionnykh protsessov vokrug vyrabotok pri raspolozhenii ih v zone vliyaniya ochistnykh rabot [Determination of parameters of deformation processes around workings when they are located in the zone of influence of mining operations]. // «Trudy universiteta» = «Proceedings of the University». – 2020. – №4(81). – P. 68-73 (in Russian)
 10. Tao M., Cheng W., Nie K., Zhang X. & Cao W. Life cycle assessment of underground coal mining in China. // Science of The Total Environment. – 2022. – (805). – 150231 (in English)
 11. Budi G., Rao K.N. & Mohanty P. Field and numerical modelling on the stability of underground strata in longwall workings. // Energy Geoscience. – 2023. – Vol. 4. – №1. – P. 1-12 (in English)
 12. Xiong Y., Kong D., Wen Z., Wu G. & Liu Q. Analysis of coal face stability of lower coal seam under repeated mining in close coal seams group. // Scientific Reports. – 2022. – Vol. 12. – №1. – P. 1-14 (in English)

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Нестерова С.Ю. Шахталар мен шахталардың жерасты қазбаларын тау-кен қамтамасыз ету. // Оқу құралы / С.Ю. Нестерова. – Пермь баспасы. ұлттық зерттеу Политехникалық Университет. – 2018. – Б. 55 (орыс тілінде)
2. Зейнуллин А.А., Әбеуов Е.А., Демин В.Ф. және т.б. Қарағанды көмір бассейнінің шахталарында шатыр болттары қолдану негізінде кен қазбаларын күтіп ұстау әдістерін бағалау. // «Көмір». – 2021. – №2. – Б. 4-9 (орыс тілінде)
3. Жаңабаева А.Т. «Восход» кеніші жағдайында тау-кен жұмыстарын жүргізу және қамтамасыз ету тиімділігін арттыру. // Магистр деңгейі диссертация «Тау-кен инженериясы», 12.06.2021 ж., атындағы ҚазҰТЗУ. Сәтбаева Қ.И. – 2021 (орыс тілінде)
4. Демин В.Ф., Баймулдин М.М., Демина Т.В., Суоров Е.Г., Кушеков Қ.Қ. Жер асты қазбаларының тиімділігін анықтайтын факторлар. // «Университет еңбектері». – 2012. – №2. – Б. 34-38 (орыс тілінде)
5. Демин В.Ф., Яворский В.В., Демина Т.В. Чванова А.О. Тау-кен жұмыстары кезінде якорь бекітудің технологиялық сұлбаларын негіздеу. // Қолданбалы және іргелі зерттеулердің халықаралық журналы. – 2017. – №6. – Ч. 1. – Б. 27-32 (орыс тілінде)
6. Бақтыбаев Н.Б., Қыдрашов А.Б. Мұратұлы Б. және т.б. «АрселорМиттал Теміртау» АҚ «Казхстанская» кенішінде топыраққа жақын шекаралық анкерлерді орнатуды зерттеу. // «Көмір». – 2021. – №4. – Б. 4-8 (орыс тілінде)
7. Четверик М.С., Сinenko M.A. Тау-кен массасының ығысуына байланысты көмірді жерасты өндіру кезінде тау жыныстарының қысымының көрінісінің өзгеруі. // Мәскеу мемлекеттік гуманитарлық университеті, семинар. – 2012. – №2 (орыс тілінде)
8. Демин В.Ф., Әлиев С.Б., Разумняк Н.Л., Бақтыбаев Н.Б., Демина Т.В. Кен қазбаларында тау жыныстарының шекаралық массивінің жылжуын болжау. // Халықаралық ғылыми-практикалық конференция материалдары, УНПЦ «СтройГорМаш». – 2012 (орыс тілінде)
9. Демин В.Ф., Жұмабеков М.Н., Мальченко Т.Д., Жұмабеков И.М. Тау-кен жұмыстарының әсер ету аймағында орналасқан кен орындарының айналасындағы деформация процестерінің

параметрлерін анықтау. // «Университет материалдары». – 2020. – №4(81). – Б. 68-73 (орыс тілінде)

10. Тао М., Ченг Щ., Ние К., Жанг Х. және Цао Щ. Қытайдағы жерасты көмір өндірудің өмірлік циклін бағалау. // Жалпы қоршаған орта туралы ғылым. – 2022. – (805). – 150231 (ағылшын тілінде)
11. Буди Г., Рао К.Н. және Моханты. Р. Ұзын қабырғаларды өңдеудегі жер асты қабаттарының тұрақтылығын далалық және сандық модельдеу. // Энергетикалық геоғылым. – 2023. – Т. 4. – Шығ. 1. – Б. 1-12 (ағылшын тілінде)
12. Сионг Ю., Конг Д., Вэн З., Ву Г. және Лю К. Жақын көмір қабаттары тобындағы қайталап өндіру кезінде төменгі көмір қабатының көмір қабатының тұрақтылығын талдау. // Ғылыми есептер. – 2022. – Т. 12. – Шығ. 1. – Б. 1-14 (ағылшын тілінде)

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Нестерова С.Ю. Горная крепь подземных выработок шахт и рудников. // Учебное пособие / С.Ю. Нестерова. – Изд-во Перм. нац. исслед. политехн. ун-та. – 2018. – С. 55 (на русском языке)
2. Зейнуллин А.А., Абеуов Е.А., Демин В.Ф. и др. Оценка способов поддержания горных выработок на основе применения анкерной крепи на шахтах карагинского угольного бассейна. // «Уголь». – 2021. – №2. – С. 4-9 (на русском языке)
3. Жанабаева А.Т. Повышение эффективности проведения и крепления горных выработок в условиях рудника «Восход». // Магистр. диссер. «Горная инженерия», 12.06.2021, КазННТУ им. К.И. Сатпаева. – 2021 (на русском языке)
4. Демин В.Ф., Баймульдин М.М., Демина Т.В., Суров Е.Г., Кушеков К.К. Факторы, определяющие эффективность ведения подземных горных работ. // «Труды университета». – 2012. – №2. – С. 34-38 (на русском языке)
5. Демин В.Ф., Яворский В.В., Демина Т.В. Чванова А.О. Обоснование технологических схем анкерного крепления при проведении горных выработок. // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2017. – №6. – Ч. 1. – С. 27-32 (на русском языке)
6. Бахтыбаев Н.Б., Кыдрашов А.Б., Муратулы Б. и др. Исследование по установке припочвенных законтурных анкеров на шахте «Казахстанская» УД АО «АрселорМиттал Темиртау». // «Уголь». – 2021. – №4. – С. 4-8 (на русском языке)
7. Четверик М.С., Синенко М.А. Изменение проявления горного давления при подземной выемке угля вследствие сдвижения массива горных пород. // МГГУ, семинар. – 2012. – №2 (на русском языке)
8. Демин В.Ф., Алиев С.Б., Разумняк Н.Л., Бахтыбаев Н.Б., Демина Т.В. Прогнозирование смещений приконтурного массива пород горных выработок. // Материалы Международной научно-практической конференции, УНПЦ «СтройГорМаш». – 2012 (на русском языке)
9. Демин В.Ф., Жумабеков М.Н., Мальченко Т.Д., Жумабеков И.М. Определение параметров деформационных процессов вокруг выработок при расположении их в зоне влияния очистных работ. // «Труды университета». – 2020. – №4(81). – С. 68-73 (на русском языке)
10. Тао М., Ченг Щ., Ние К., Жанг Х. и Цао Щ. Анализ жизненного цикла подземной добычи угля в Китае. // Наука об окружающей среде. – 2022. – (805). – 150231 (на английском языке)
11. Буди Г., Рао К.Н. и Моханты. Р. Полевое и численное моделирование устойчивости подземного массива в длинных очистных забоях. // Энергетические геонауки. перевод – 2023. – Т. 4. – Вып.1 – С. 1-12 (на английском языке)
12. Сионг Ю., Конг Д., Вэн З., Ву Г. и Лю К. Анализ устойчивости забоя нижнего угольного пласта при повторной отработке в сожкнутой группе угольных пластов. // Научный отчет – 2022. – Т. 12. – Вып. 1. – С. 1-14 (на английском языке)

Information about the authors:

Demin V.F., Doctor of Technical Sciences, Professor, Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda, Kazakhstan), vladfdemin@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1718-856X>

Akhmaturov D.R., PhD, Head of the Laboratory, Karaganda Technical University named after Abylkas Saginov (Karaganda, Kazakhstan), d.akhmaturov@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0001-9485-3669>

Zamaliyev N.M., PhD, acting associate professor, Karaganda Technical University named after Abylkas Saginov (Karaganda, Kazakhstan), nailzamaliyev@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0003-0628-2654>

Syzdykbaeva D.S., Doctoral student, Karaganda Technical University named after Abylkas Saginov (Karaganda, Kazakhstan), ds_syzdykbaeva@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-0673-0384>

Авторлар туралы мәліметтер:

Демин В.Ф., техника ғылымдарының докторы, профессор, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті (Қарағанды қ., Қазақстан)

Ахматнуров Д.Р., PhD докторы, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университетінің зертхана меңгерушісі (Қарағанды қ., Қазақстан)

Замалиев Н.М., PhD докторы, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университетінің зертхана меңгерушісі (Қарағанды қ., Қазақстан)

Сыздықбаева Д.С., докторант, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті (Қарағанды қ., Қазақстан)

Сведения об авторах:

Демин В.Ф., доктор технических наук, профессор, Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)

Ахматнуров Д.Р., доктор PhD, руководитель лаборатории, Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)

Замалиев Н.М., доктор PhD, и.о. доцента, Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)

Сыздықбаева Д.С., докторант, Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова (г. Караганда, Казахстан)



ВЫСТАВКА «ГАЗ. НЕФТЬ. НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ – КРАЙНЕМУ СЕВЕРУ»

в рамках
ЯМАЛЬСКОГО
НЕФТЕГАЗОВОГО
ФОРУМА

СИБЭКС SERVICE

ООО «Выставочная компания Сибэкспосервис», г. Новосибирск

Тел.: +7 (383) 335-63-50, e-mail: vk ses@yandex.ru, www.ses.net.ru

27-28 МАРТА

г. Новый Уренгой
2024

