

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ

«Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті»  
коммерциялық емес акционерлік қоғамы

Ө.А.Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

«Тау-кен ісі» кафедрасы

Шабаз Дін-Мұхаммед Маратұлы

«Ақжал» кенішінің шарттарында тау-кен қазбаларын өту кезінде бұрғылау жару  
жұмыстарының тиімді параметрлерін негіздеу

**МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ**

7М07203 «Тау-кен инженериясы»

Алматы 2025

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ

«Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті»  
коммерциялық емес акционерлік қоғамы

Ө.А.Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

ӘОЖ 622.26.(075)

Қолжазба құқығында

Шабаз Дін-Мұхаммед Маратұлы

Магистр академиялық дәрежесін алу үшін  
**МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ**

Диссертацияның атауы

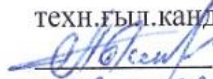
«Ақжал» кенішінің шарттарында тау-кен қазбаларын өту кезінде бұрғылау жару жұмыстарының тиімді параметрлерін негіздеу

Дайындау бағыты

7М07203- «Тау-кен инженериясы»

Ғылыми жетекші

техн.ғыл.канд., профессор

 Т.М.Алменов  
« 09 » 06 2025ж.

Рецензент,

Д.А.Қонаев атындағы

кен істері институты,

«Жер қойнауын кешенді игеру»

зертханасының меңгерушісі,

техн. ғыл. канд.

 Д.К.Бекбергенов

« 09 » 06 2025ж.

Норма бақылаушы

«Тау-кен ісі» кафедрасының

жетекші инженері

 Д.С.Мендекинова

« 09 » 06 2025ж.



**ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ**

«Тау-кен ісі» кафедрасы меңгерушісі,  
техн.ғыл.д-ры., профессор

 С.К.Молдабаев

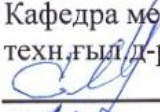
« 13 » 10 2025ж.

«Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті» коммерциялық емес акционерлік қоғамы

Ө.А.Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

«Тау-кен ісі» кафедрасы

**БЕКІТЕМІН**

Кафедра меңгерушісі,  
техн.ғыл.д-ры, профессор  
  
С.К.Молдабаев  
«13» 06 2025 ж.

Магистрлік диссертацияны орындауға арналған  
**ТАПСЫРМА**

Магистрант: Шабаз Дін-Мұхаммед Маратұлы

Тақырыбы: «Ақжал» кенішінің шарттарында тау-кен қазбаларын өту кезінде бұрғылау жару жұмыстарының тиімді параметрлерін негіздеу

Университет Ректорының 2023 жылғы «04» желтоқсан № 548-П/Ө бұйрығымен бекітілген. Аяқталған диссертацияны тапсыру мерзімі « » 202 ж.

Магистрлік диссертацияның бастапқы деректері: Ақжал кенішінің тау-кен геологиялық, гидрогеологиялық, тау-кен техникалық шарттарына және жерасты тау-кен қазбалары салынатын сілемдерінің физико-механикалық қасиеттері және т.б. көрсеткіштерді саралау; Ақжал кенішінің пайдалы қазбаларды өндіру мақсатындағы кенорнын ашу сұлбаларына, болашақта жоспарланған салынатын тау-кен қазбаларының салыну жобалары мен сұлбаларына зерттеулер жасау керек; Сонымен қатар, әртүрлі тау-геологиялық шарттарда басқа да тәжірибелерде қолданылған тау-кен қазбаларын өту технологияларына, тау-кен қазбаларын БЖЖ өту әдістеріне сараптамалар жасау керек; Штрек қазбасының өту технологиясын жобалуды қарастыру керек; Ақжал кенішінің нақтылы тау-кен геологиялық шарттарына байланысты қазбаны БЖЖ тиімді көрсеткіштерін негіздеу және сапалық және техникo-экономикалық көрсеткіштерін салыстырып, негіздеу қажет.

Магистерлік диссертацияда қарастырылатын мәселелер тізімі:

а) салынатын «Штрек» тау-кен қазбасы өтетін таужыныстары сілемінің тау-кен геологиялық, гидрогеологиялық, геомеханикалық және техникалық шарттарын зерттеу. Таужыныстары массивінің сипаттамалары: таужыныстарының бекемдік коэффициенті  $f=8÷16$ , таужыныстары орташа-жарықшақты, құрылымдық әлсіреу коэффициенті  $K_c=0,75$  көлемдік тығыздығы  $\gamma=2720\text{кг/м}^3$ , қопсу коэффициенті  $K_p=1,50$ , пуассон коэффициенті  $\mu=0,25$ .

ә) қазба жүргізілетін таужыныстарының массивінің құрылымдық ерекшеліктерін ескере отырып бұрғылау жару жұмыстарының тиімді параметрлерін анықтау керек;

б) Штрек қазбасының бұрғылау жару жұмыстарының қазіргі нақтылы жағдайда сараптамалар жасау және зерттеу;

в) Штрек қазбасының өту жұмыстарының өнімділігін жоғарлату;

г) Қазба өту жұмыстарының техникo-экономикалық көрсеткіштерін жетілдіру.

Сызбалық материалдардың тізімі (міндетті сызбалар дәл көрсетілуі тиіс):

а) «Ақжал» кенішін ашу сұлбалары;

ә) зерттеу нысанының сызбалары (геологиялық қималар мен шахтаны ашу сұлбалары және т.б.);

б) Кенорнның қазба өтуде қолданылатын бұрғылау жару жұмыстарының паспорты;

Ұсынылатын негізгі әдебиеттер: 37 атау.


Магистрлік диссертацияны дайындау

**КЕСТЕСІ**

| Бөлімдердің атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі   | Ғылыми жетекшіге ұсыну мерзімдері | Ескерту |
|--|-----------------------------------|---------|
| Ақжал кенішінің тау-кен геологиялық, гидрогеологиялық және техникалық шарттарын зерттеу.                   | 21.05.2023ж.                      |         |
| Ақжал кенішінің штрек жерасты тау-кен қазбасын бұрғылау жару жұмыстарының көмегімен өту жұмыстарын зерттеу | 21.11.2024ж.                      |         |
| Жерасты тау-кен қазбасын өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштерін оңтайландыру                 | 12.05.2025ж.                      |         |
| Ақжал кенішінің еңбекті қорғау шараларын талдау  | 30.05.2025ж.                      |         |

Аяқталған магистрлік диссертация үшін, оған қатысты бөлімдердегі диссертациялар кеңесшілері мен норма бақылаушысының қойған

**қолдары**

| Бөлімдердің атаулары   | Консультанттар, аты-жөні (ғылыми дәрежесі, атағы) | Қол қойылған күні | Қолы  |
|--|---|-------------------|---|
| Геологиялық бөлімі   | Т.М.Алменов, техн.ғыл.канд., профессор            | 21.05.2023ж.      |   |
| Арнайы бөлім (Штрек қазбасын БЖЖ-ның көмегімен өту жұмыстарын зерттеу) | Т.М.Алменов, техн.ғыл.канд., профессор            | 21.11.2024ж.      |  |
| Экономика бөлімі   | Т.М.Алменов, техн.ғыл.канд., профессор            | 12.05.2025ж.      |  |
| Норма бақылаушы  | Д.С.Мендекинова., жетекші инженер                 | 09.06.25          |  |

Ғылыми жетекші,



Т.М.Алменов

Білім алушы тапсырманы орындауға алды



Д.М. Шабаз

Күні

« 09 » 06 2025ж.

## АНДАТПА

Магистрлік диссертациялық жұмыста «Ақжал» полиметалл кенішінің нақты тау-геологиялық, гидрогеологиялық және техникалық жағдайларында тау-кен қазбаларын жүргізу кезінде бұрғылау-жару жұмыстарының тиімді көрсеткіштерін ғылыми тұрғыдан негіздеу мәселесі қарастырылады. Бұл зерттеу қазіргі тау-кен өндірісінде жерасты қазбаларын қауіпсіз әрі тиімді жүргізу үшін маңызды практикалық маңызға ие.

Зерттеу жұмысының негізгі мақсаты – бұрғылау-жару жұмыстарының технико-экономикалық және технологиялық параметрлерін оңтайландыру арқылы тау-кен қазбасын (штректі) жүргізу процесінің тиімділігін арттыру. Атап айтқанда, қазба контурының дәл сақталуын, таужыныстарының біркелкі және ұсақ бөлшектерге қопарылуын, шпурлардың пайдалану коэффициентін тиімділігінің жоғары болуын, жару нәтижесінде пайда болатын кері әсерлердің (жыныс түсуі, артық қопарылу және т.б.) азайтылуын қамтамасыз ету көзделеді. Сонымен қатар, қазба жүргізу үдерісін толық механикаландыру мүмкіндіктері қарастырылды.

Зерттеу аясында өндірістік жағдайларда нақты сынақтар жүргізіліп, олардың нәтижелері негізінде бұрғылау-жару жұмыстарының оңтайлы паспорты жасалды. Ұсынылған технологиялық шешімдер жарылыс жұмыстарының қауіпсіздігін, өнімділігін арттыруға, сондай-ақ өндірістік шығындарды төмендетуге мүмкіндік береді. Сонымен қатар, бұрғылау-жару жұмыстарының тиімділігін бағалау үшін негізгі технико-экономикалық көрсеткіштерге талдау жасалып, оларды жетілдіру жолдары ұсынылды.

Жалпы алғанда, диссертациялық жұмыс «Ақжал» кенішінің жағдайында жерасты тау-кен қазбаларын тиімді жүргізу үшін бұрғылау-жару технологияларын жетілдіруге бағытталған ғылыми-тәжірибелік зерттеу нәтижелерін қамтиды.

## АННОТАЦИЯ

В магистерской диссертационной работе рассматривается научное обоснование эффективных параметров буровзрывных работ, выполняемых в условиях конкретных геолого-технических и гидрогеологических особенностей полиметаллического месторождения «Ақжал» при проведении подземных горных выработок. Исследование имеет важное практическое значение для обеспечения безопасной и эффективной добычи подземных полезных ископаемых в современных горнодобывающих предприятиях.

Основная цель исследования – повышение эффективности процесса проведения горных выработок (штреков) путем оптимизации технико-экономических и технологических параметров буровзрывных работ. В частности, обеспечивается точное соблюдение контура выработки, равномерное и мелкое дробление горных пород, высокий коэффициент использования шпуров, а также снижение негативных последствий взрывных работ, таких как осыпание горных пород и избыточное дробление. Кроме того, рассматриваются возможности полной механизации процесса разработки.

В производственных условиях проведены натурные испытания, на основании которых разработан оптимальный паспорт буровзрывных работ. Предложенные технологические решения способствуют повышению безопасности и производительности взрывных работ, а также снижению производственных затрат. Кроме того, проведен анализ основных технико-экономических показателей эффективности буровзрывных работ и предложены пути их совершенствования.

В целом, диссертационная работа представляет собой научно-практическое исследование, направленное на совершенствование технологий буровзрывных работ для повышения эффективности проведения горных выработок на месторождении «Ақжал».

## ABSTRACT

The master's thesis addresses the scientific substantiation of effective parameters for drilling and blasting operations conducted under the specific geological, hydrogeological, and technical conditions of the "Akzhal" polymetallic deposit during underground mining. This study holds significant practical importance for ensuring the safe and efficient extraction of underground mineral resources in modern mining operations.

The primary objective of the research is to enhance the efficiency of the underground excavation (drift) process by optimizing the techno-economic and technological parameters of drilling and blasting operations. Specifically, the study aims to ensure precise maintenance of excavation contours, uniform and fine fragmentation of rock mass, high utilization coefficients of boreholes, and reduction of adverse effects resulting from blasting such as rock falls and excessive fragmentation. Additionally, the possibilities for full mechanization of the excavation process were explored.

Industrial-scale tests were carried out under real production conditions, based on which an optimal operational framework for drilling and blasting was developed. The proposed technological solutions contribute to increasing blasting safety and productivity, while simultaneously reducing production costs. Furthermore, a detailed analysis of key techno-economic indicators was conducted to evaluate the efficiency of drilling and blasting, and recommendations for their improvement were provided.

In summary, this dissertation presents scientific and practical research results aimed at improving drilling and blasting technologies to enhance the effectiveness of conducting of underground mining workings at the "Akzhal" deposit.

## МАЗМҰНЫ

|   |    |
|---|----|
| Кіріспе   | 7  |
| 1 Ақжал кеніші туралы жалпы мәліметтер  | 12 |
| 1.1 Ақжал кенішінің тау-кен геологиялық және гидрогеологиялық шарттарын зерттеу   | 13 |
| 1.2 Кеніштегі кен мен таужыныстарының физико-механикалық қасиеттерін саралау  | 15 |
| 1.3 Ақжал кенішінің ашылу жұмыстары және қазіргі тау-кен жұмыстарын шарттарын саралау                                   | 17 |
| 1.4 Бірінші бөлім бойынша қорытынды   | 21 |
| 2 Ақжал кенішінің «Штрек» тау-кен қазбасын өту жұмыстарының оңтайландыру  | 23 |
| 2.1 Ақжал кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу жұмыстарының технологиялық және техникалық ерекшеліктері зерттеу | 23 |
| 2.2 Бұрғылау жару жұмыстарына тиімділігіне әсер ететін факторларды саралау жұмыстары                                    | 24 |
| 2.2.2 Таужыныстарының физико-механикалық қасиеттерінің (беріктік, тұтқырлық) жарылыс процесіне әсері                    | 25 |
| 2.2.3 Массивтің құрылымдық ерекшеліктерінің жарылыс сапасына тигізетін әсерін талдау                                    | 26 |
| 2.2.4 Жарылғыш зат түрлері мен детаноциялану жылдамдығының жарылыс жұмыстарының тиімділігіне әсерін талдау              | 28 |
| 2.2.5 Тығын (Забойка) тереңдігі мен тығыздалу сапасының жарылыс жұмыстарының тиімділігіне әсерін зерттеу                | 29 |
| 2.2.6 Үңгіме шпурларының параметрлерінің жарылыс жұмыстарына тигізетін әсерін зерттеу                                   | 30 |
| 2.3 Бұрғылау жару жұмыстарының оңтайландырылған параметрлерін есептеу   | 31 |
| 2.3.1 Жарылғыш заттардың түрін таңдау, жару әдістері мен құралдары  | 31 |
| 2.3.2 Шпур тереңдігін анықтау   | 34 |
| 2.3.3 Шпурлар санын анықтау   | 36 |
| 2.3.4 Шпурлардың забойда орналасуы  | 37 |
| 2.3.5 Қысқа кешіктіру интервалын мен жарылыс желілерін есептеу  | 39 |
| 2.3.6 Бұрғылау жару жұмыстарының паспортын әзірлеу  | 42 |
| 2.4 Штрек қазбасын желдету жұмыстарының параметрлерін саралау   | 50 |
| 2.5 Қопарылған таужыныстарын тасымалдау жұмыстары зерттеу   | 52 |
| 2.6 Штрек қазбасын бекіту жұмыстарын саралау  | 52 |
| 2.7 Ақжал кенішіндегі сутөкпе жұмыстарын зерттеу  | 58 |
| 2.8 Штрек қазбасының өту жұмыстарының циклдық графигін есептеу және құрау   | 58 |
| 2.9 Екінші бөлім бойынша қорытынды  | 63 |
| 3. Қазба өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштерін есептеу   | 65 |
| 3.1 Штрек қазбасын өту жұмыстарындағы жұмыскерлердің жалақы шығындарын анықтау  | 65 |
| 3.2 Өту жұмыстарына қолданылатын материалдар шығындарын есептеу   | 66 |
| 3.3 Қазба өту жұмыстарындағы энергия шығындарын есептеу жолдары   | 67 |
| 3.4 Қазба өту барысындағы амортизациялық шығындарды есептеу жолдары   | 68 |
| 3.5 Қазба өту жұмыстарына жұмсалатын жалпы шығындарды анықтау   | 69 |
| 4 «Ақжал» кенішінің еңбекті қорғау және қауіпсіздік ережелерін зерттеу  | 71 |
| 4.1 Ғимараттар мен құрылыстарды жерасты қазбаларының зиянды әсерінен қорғау шаралары                                    | 71 |
| 4.2 Өндірістік еңбекті қорғау және қауіпсіздік жұмыстары  | 71 |
| 4.3 Ақжал кенішінің өртке қарсы алдын алу жұмыстары   | 73 |
| Қорытынды   |    |
| Пайдаланылған әдебиеттер тізімі   |    |

## КІРІСПЕ

*Жұмыс тақырыбының маңыздылығы.* Қазақстан Республикасының экономикалық тұрақтылығы мен индустриялық-инновациялық дамуының негізі болып табылатын тау-кен металлургия саласы ел экономикасында жетекші рөл атқарады. Пайдалы қазбалар қоры бойынша Қазақстан әлемдегі алдыңғы қатарлы елдердің қатарына кіреді, бұл өз кезегінде минералдық ресурстарды тиімді өндіру мен ұтымды пайдалануға деген сұранысты арттырады.

Қазіргі таңда пайдалы қазбаларды өндірудің басым бөлігі жерасты әдісімен жүзеге асырылады. Мұндағы әдістер күрделі тау-кен-геологиялық және гидрогеологиялық жағдайларда орындалады және жоғары технологиялық деңгей мен ғылыми негізделген ұйымдастыруды талап етеді. Жерасты тау-кен өндірісі кезінде негізгі назар пайдалы қазба өндіру үшін жүргізілетін дайындық, тазартпа және көлік тау-кен қазбаларының тиімді әрі қауіпсіз жүргізілуіне аударылады.

Осы диссертациялық жұмыста Ақжал кенішінің шарттарында жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылау-жару жұмыстары арқылы жүргізудің тиімді параметрлерін негіздеу мәселесі қарастырылады. Жобаланатын қазбалардың жүргізу өнімділігін арттыру, қазба орнықтылығын және қауіпсіздігін қамтамасыз ету – зерттеу жұмысының негізгі бағыттары болып табылады.

Бұрғылау-жару жұмыстары жерасты қазбаларын жүргізудің негізгі технологиялық әдістерінің бірі болып табылады. Оның тиімділігін арттыру арқылы кен орнының тау-кен геологиялық ерекшеліктерін ескере отырып, таужыныстарының физико-механикалық қасиеттеріне байланысты жару параметрлерін оңтайландыру, қазбалардың сапалы орындалуына және қауіпсіздігіне қол жеткізуге болады.

Сондай-ақ, қазбалардың тұрақтылығын қамтамасыз ету үшін бекітпе құрылымдарының тиімді түрін таңдау маңызды болып табылады. Бұл ретте, жыныс массивінің орнықтылық көрсеткіштерін әртүрлі әдістемелер арқылы бағалап, ұзақ мерзімді беріктік пен технологиялық ыңғайлылықты қамтамасыз ететін шешім қабылдау қажет.

Осыған байланысты, диссертациялық зерттеу – Ақжал кенішінің тау-кен геологиялық шарттарында жерасты қазбаларын бұрғылап жару арқылы жүргізу параметрлерін кешенді түрде зерттеп, рационалды технологиялық шешімдерді ұсынуға бағытталған. Бұл зерттеу жұмысы өндірістік процестің тиімділігін арттыруға, шығындарды азайтуға және тау-кен жұмыстарының қауіпсіздігін қамтамасыз етуге елеулі үлес қосады.

*Жұмыстың мақсаты.* Диссертациялық жұмыстың негізгі мақсаты – Ақжал кенішінің +300 м горизонты деңгейінде орналасқан жазық жерасты тау-кен қазбасын бұрғылау-жару жұмыстарының көмегімен өту жұмыстарын оңтайландыру. Бұл мақсатқа қол жеткізу үшін қазба өтетін таужыныстары массивінің тау-кен-геологиялық, гидрогеологиялық және техникалық жағдайлары кешенді түрде зерттеледі. Зерттеу барысында жарылғыш



заттардың тиімді түрін таңдау, шпурлардың орналасу сұлбасын жобалау, заряд құрылымын анықтау, шпурларды пайдалану коэффициентін арттыру, қазбаның жобалық контурын сақтау, таужыныстарын біркелкі ұсатылуын қамтамасыз ету секілді және т.б. негізгі көрсеткіштер жетілдіріледі. Сондай-ақ, әртүрлі әдістемелік тәсілдер мен инженерлік есептеулерді, бағдарламалық жасақтамалар қолдана отырып, қазбаны жүргізу жұмыстарының өнімділігі мен сапасын арттыру көзделеді. Сонымен қоса, өндірістік сынақтар өткізулер жүргізіліп. Нәтижесінде, жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылау-жару әдісімен тиімді жүргізудің ғылыми негізделген технологиялық шешімдері ұсынылады.

*Жұмыстың негізгі идеясы.* Ақжал кенішінің нақты тау-кен-геологиялық шарттарында жерасты жазық қазбаларын жүргізу кезінде бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру арқылы қазба өтудің өнімділігін, қауіпсіздігін және экономикалық тиімділігін арттыру.

*Зерттеу нысаны.* Қазақстан Республикасындағы Қарағанды облысында, Шет ауданында облыстан оңтүстік-шығысқа қарай 240 км жерде Ақжал кентінде орналасқан, Ақжал кеніші болып саналады.

*Зерттеу әдістері.* Зерттеу барысында Ақжал кенішінің өндірістік мәліметтері мен қазба өту кезінде қолданылатын технологиялық шешімдер мен әдістемелер талданады. ҚНЖЕ нормативтік құжаттары және салалық әдістемелік нұсқаулықтар негізінде бұрғылау-жару жұмыстарының тиімді паспортын құру әдістемесі қолданылды. Әртүрлі әдістемелер бойынша алынған параметрлер салыстырмалы талдау арқылы бағаланып, өндірістік шарттарда тәжірибелік сынақтар жүргізілді. Зерттеу нәтижесінде тиімді болып табылатын бұрғылау-жару жұмыстарының паспорты ұсынылды.

*Зерттеулердің негізгі міндеттері:*

- Ақжал кенішінің тау-кен-геологиялық, гидрогеологиялық және техникалық шарттары кешенді түрде зерттеу;
- бұрғылау-жару жұмыстарына әсер етуші факторларды талдау жұмыстарын жүргізу;
- қазба өту жұмыстарын оңтайландыру мақсатында бағдарламалық жасақтамалар қолдану;
- өндірістік сынақтар жүргізіліп, алынған нәтижелер негізінде бұрғылау-жару жұмыстарының оңтайландырылған паспорты әзірлеу;
- шпурларды пайдалану коэффициентін жоғарлату;
- қазба өту жұмыстарының өнімділігін жоғарлату;
- жүргізілетін қазбаның техникалық, ұйымдастырушылық және экономикалық көрсеткіштерін жүйелі түрде негіздеп, олардың тиімділігін ғылыми тұрғыда дәлелдеу.

*Алынған нәтижелердің ғылыми жаңалықтары:*

- Ақжал кенішінің тау-кен-геологиялық, гидрогеологиялық және техникалық шарттары кешенді түрде зерттелді;
- бұрғылау-жару жұмыстарына әсер етуші факторларды талданып анықталды (жарылғыш зат түрлері; тығын материалдары және т.б.);

- бұрғылау-жару жұмыстарының сапасын арттыру және техникалық-экономикалық көрсеткіштерін оңтайландыру мақсатында заманауи Holset бағдарламалық жасақтамасы негізінде арнайы жетілдірілген жару паспорттары әзірленді;

- өндірістік-тәжірибелік сынақтар негізінде бұрғылау-жару жұмыстарының сапалық, өнімділік, экономикалық және т.б. параметрлері жетілдіріліп, соның негізінде оңтайландырылған паспорттар жасалынды.

*Жұмыстың ғылыми құндылығы.* Зерттеу барысында Ақжал кен орнының тау-кен-геологиялық және техникалық жағдайлары негізінде жерасты қазбаларын жүргізуге арналған бұрғылау-жару жұмыстарының тиімді параметрлері ғылыми тұрғыда негізделді. Бұрғылау-жару жұмыстарының сапалық, өндірістік және техникалық-экономикалық көрсеткіштерін жақсартуға бағытталған жетілдірілген паспорт әзірленді.

Ұсынылған жаңа технологияны пайдалану арқылы жобалық ұзындықтағы қазбаны жүргізу тиімділігі дәстүрлі әдістермен салыстырғанда 17,2%-ға артты. Бұл жалпы өндірістік уақыт пен шығындарды едәуір қысқартуға мүмкіндік берді. Сонымен қатар, шпурларды пайдалану коэффициенті 0,85-тен 0,95-ке дейін жоғарылатылып, жарылғыш заттардың ұтымды қолданылуы мен таужыныстарының біркелкі бұзылуы қамтамасыз етілді. Жарылыс нәтижесінде алынған қазба контурлары жобалық өлшемдерге толық сәйкес келді, бұл әдістің нақтылығын және сенімділігін көрсетеді.

*Жұмыстың тәжірибелік құндылығы.* Бұрғылау-жару жұмыстарының оңтайландырылған параметрлерін ғылыми негізде әзірлеп, оларды «Ақжал» кенішінің нақты тау-кен-геологиялық және техникалық жағдайларында қолдану мүмкіндігімен айқындалады. Ұсынылған әдістеме жерасты қазбаларын жүргізудің технико-экономикалық көрсеткіштерін 23,4%-ға дейін арттыруға мүмкіндік беріп, олардың жоғары тиімділігін көрсетті. Зерттеу нәтижелерін өндіріске енгізу арқылы жұмыс уақыты мен өндірістік шығындарды азайту, тау жыныстарының біркелкі бұзылу сапасын жақсарту және жарылғыш заттарды ұтымды пайдалану қамтамасыз етіледі. Бұл, өз кезегінде, тау-кен өндірісінің технологиялық үдерістерін жетілдіруге, қауіпсіздік деңгейін көтеруге және өндірістік тұрақтылықты арттыруға ықпал етеді. Ұсынылған бұрғылау жару жұмыстарының нәтижелері тек «Ақжал» кенішінде ғана емес, сондай-ақ ұқсас тау-кен-геологиялық жағдайларда орналасқан басқа кен орындарында да қолдануға ғылыми-практикалық негіз қалыптастырады.

*Диссертация тақырыбы бойынша басылымдар.*

Жұмыстың негізгі ғылыми нәтижелері мен ұсыныстары келесі төрт ғылыми еңбекте жарияланған:

1. «*Экономиканың тұрақты дамуы жағдайындағы минералдық-индустриялық мегакешендегі ресурс үнемдеуші технологиялар*» атты халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференция материалдарында «Жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу кезіндегі бұрғылау-жару жұмыстарының

параметрлерін оңтайландыру» тақырыбындағы мақала жарияланды (ҚазҰТЗУ, 2024 жылғы 14–15 наурыз, 282–287-беттер).

2. *Satbayev International Conference 2024* халықаралық ғылыми конференциясында «Ғылым мен технология интеграциясы: тұрақты даму жолы» секциясында «Ақжал кенішінің жағдайында жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін жетілдіру» тақырыбындағы мақала жарық көрді.

3. *Geotechnical Problems of Mining of Mineral Deposits: Proceedings of the XXII International Conference of Young Scientists* (24 қазан 2024 ж., Днепр қ., Украина). – М.С. Поляков атындағы Геомеханика институты, Ұлттық ғылым академиясы, Украина. Бұл жинақта «Scientific Substantiation of Rational Drilling and Blasting Technologies in Underground Mine Workings» атты мақала жарияланған (12–16-беттер).

4. *Civil Engineering Journal* (Scopus базасында индекстелген, Q1 санатындағы, 81-перцентиль) басылымында «A Novel Approach to Selecting Rational Supports for Underground Mining Workings» атты мақала жарияланды. DOI: 10.28991/CEJ-2025-011-03-022, 1217–1241-беттер.

Алғыс: Диссертация 2024-2026 жылдарға арналған гранттық қаржыландыру шеңберінде AP23489198 «Тау жыныстары массивінің кернеулі-деформацияланған жай-күйі мен тұрақтылығын терең зерттеу жолымен жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу мен бекітудің ұтымды технологиясын әзірлеу» жобасы аясындағы ғылыми-зерттеу жұмыстарының нәтижелері бойынша жазылған, жоба жетекшісі Т.ғ.к., профессор Т.М.Алменов. Зерттеу жұмыстары Қазақстан Республикасы Ғылым және жоғары білім министрлігінің Ғылым комитетімен қаржыландырылған.

## 1 Ақжал кеніші туралы жалпы мәліметтер

Ақжал кенорны Қарағанды облысының Шет ауданында, Ақжал кентінде, облыс орталығынан 240 км оңтүстік-шығыс бағытта орналасқан (1.1-сурет). Ең жақын теміржол станциялары тиісінше 80 км оңтүстік-батыста (Мойынты) және 110 км солтүстік-батыста (Ағадыр) орналасқан. 12 км шығыста Алматы-Астана автожолы өтеді. Жұмыс аймағы халықаралық 1:200 000 масштабтағы L-43-III парағының аумағында орналасқан және келесі координаттармен шектеледі: 47° 44' солтүстік ендік және 74°01' шығыс бойлық [1].



1.1 – сурет – Аймақтың шолулық картасы. 1:2000 000 Масштаб

«Nova-Цинк» ЖШС 1997 жылы Ақжал кенорнындағы қорғасын-мырыш рудаларын өндіру және байыту үшін құрылған тау-кен компаниясы болып

табылады. 2006 жылдың тамыз айынан бастап «Nova-Цинк» ЖШС-нің 100% үлесі Ресей Федерациясының "Челябі мырыш зауыты" ААҚ-на (ЧМЗ) тиесілі.

Ең жақын тау-кен өндірісі орталығы – Балқаш қаласы, ол кен орнынан 130 км оңтүстік-шығыста орналасқан.

Орография жағынан бұл аудан – күрделі пішінді, беткейлері тік (30-40°) және биік емес жоталардан тұратын рельефі айқын аймақ.

## **1.1 Ақжал кенішінің тау-кен геологиялық және гидрогеологиялық шарттарын зерттеу**

Ақжал кеніші Ақжал-Ақсоран сығылымдалу зонасының шығыс бөлігінде үлкен антиклиндық қатпар оңтүстік қапталының шегінде эффузивтік – пирокластикалық қалыңдықтағы франстық яруста қалыптасқан ядро, ал қапталы – терригендік-карбонаттық төменгі фамендік таужыныстары.

Қатпарлар ішінде оңтүстік антиклинді екіінші, үшінші және одан жоғары қатпарға қарағанда күрделігімен ерекшеленеді. Ақжал, Орталық және Шығыс антиклиндері ең үлкендері болып саналады [1, 2].

«Ақжал» кенорнының геологиялық құрылымына жоғарғы девон мен төменгі көміртектің стратификацияланған шөгінділері, сондай-ақ интрузивті және тамырлы жыныстардан тұрады.

Фран ярусының шөгінділері шығыс бөлігіндегі рудалы аланды құрайтын риолиттік қалың қабатпен ( $D_{3r}$ ) ұсынылған. Қиманың түбінде риолиттер мен дациттердің туфтары жатады. Туфты шөгінділерді құмтастар алмастырады. Туфтар мен құмтастарда әктасты қабаттар табылған. Қалыңдығы шамамен 1000 м (кен орнының учаскесінде – 250 м).

Фамен ярусының Мейстер свитасы ( $D_{3ms}$ ) литологиялық ерекшеліктеріне қарай үш горизонтқа (кіші свитаға) бөлінеді: төменгі, ортаңғы және жоғарғы.

Төменгі горизонт ( $D_{3ms_1}$ ) – мергельді. Фамендік шөгінділердің негізінде мергельді әктастар горизонты жатыр, олар әктасты құмтастар мен тақтатастардың қабаттарымен алмасады. Горизонттың қалыңдығы 120-130 м аспайды.

Ортаңғы горизонт ( $D_{3ms_2}$ ) – төменгі кремнийлі-сазды әктастар горизонты. Жекелеген жыныстар кремнеземмен қарқынды сіндірілген. Горизонттың қалыңдығы рудалы алаң шегінде 100-125 м аралығында.

Жоғарғы горизонт ( $D_{3ms_3}$ ) – массивті әктастар горизонты (руданы қабылдаушы). Әктастар таза карбонатты құрамға ие, сазды және кремнийлі қоспалар өте аз. Қалыңдығы 250 м.

Сульцифер свитасы ( $D_{3sl}$ ) – жоғарғы кремнийлі-сазды әктастар шектеулі таралған. Свитаның қалыңдығы 50-150 м аралығында.

Симорин свитасы ( $D_{3sm}$ ) – «бұдырлы әктастар» жоғарғы кремнийлі-сазды әктастардың үстінде жатады. Әктастарда кремнийлі қабаттар кеңінен дамыған, олар қабаттаудың бұдырлы беткейін қалыптастырады. Кремнийлі стяжениялар жыныс массасының 50-70 % құрайды. Қалыңдығы 70-80 м.

Төменгі карбон шөгінділері Акжал рудалы алаңының оңтүстік бөлігін құрайды. Литологиялық белгілері бойынша олар екі свитаға бөлінеді: әктасты және құмтасты, олар бедерде жақсы байқалады: әктастар – тар созылған жоталар, құмтастар – кең еңісті аңғарлар түзеді.

Әктасты свита ( $C_{1t_1^1}$ ) литологиялық белгілеріне қарай екі горизонтқа бөлінеді: жұқа плиткалы әктастар (қалыңдығы 20-30 м) және құмдақ әктастар (қалыңдығы 100 м).

Құмтасты свита ( $C_{1t_1^2}$ ) жеке горизонттарының простиране мен құлау бойынша тұрақтылығымен сипатталады. Свита құрамында келесі жыныс түрлері бөлінеді: әктасты, кварцты, кварц-далашпатты құмтастар, туфты құмтастар, диабаз порфирит туфтары, алевролиттер, конгломератты құмтастар және сазды тақтатастар. Свитаның қалыңдығы 100-150 м.

Неоген жүйесінің шөгінділері ( $N_1$ ) қызыл және ала түсті гипсті саздармен ұсынылған. Олар палеозойлық фундаменттің шайылған бетінде жатыр. Қалыңдығы 30-50 м.

Төрттік дәуір шөгінділері ( $Q_{2-3}$ ) барлық жерде кездеседі және делювиальды-пролювиальды шөгінділермен ұсынылған, қалыңдығы 5 м дейін.

Акжал рудалы алаңында интрузивті жыныстар кең таралмаған. Кен орны ауданының оңтүстік-батыс бөлігінде Акжал массивінің гранодиориттері ашылады, ал рудалы алаңның орталық және шығыс бөліктерінде – Тарангалықтың кеш-перм интрузивтік кешеніне ( $P_{2tr}$ ) жататын шағын шток тәрізді денелер кездеседі. Акжал рудалы алаңында мұндағы денелер төртеу: үшеуі Батыс учаскеде, біреуі – Шығыс учаскеде орналасқан. Петрографиялық құрамы: диориттер, кварц-диорит порфириттер, габбро-диорит порфириттер, монзонит порфириттер.

Солтүстік бағаналы дене батыс бөліктің орталық бөлігінде орналасқан. Шығу өлшемдері 75-300×500 м. Жоспарда дене изометриялық қима пішініне ие, сәл ұзартылған суб-ендік бағытта, көп мөлшерде жүреді апофиз. Контактілер салқын - 70-тен 90 градусқа дейін.

Солтүстік интрузивті денеден оңтүстікке қарай 120-150 м – де шығыс-оңтүстік-шығыс кеңеюі бар Алғашқы Оңтүстік дене орналасқан. Оның ұзындығы 500-ден 600 м-ге дейін, ені 75-тен 100 м-ге дейін, контактілердің төмендеуі 65-тен 75 градусқа дейін.

54-62 профильдер ауданында Акжал кен алқабының солтүстік-шығысында орналасқан Шығыс өзек тәрізді денесі жоспарда күрделі пішінге ие. Дене ұзындығы 400-ден 500 м-ге дейін, ені 250-ден 300 м-ге дейін.

Орталық учаскенің батыс бөлігінде (Т – I профильдері) өзек тәрізді интрузивті денелерді орналастыратын шөгінді жыныстар қарқынды байланыс-метасоматикалық өзгерістерге ұшырайды. Олар мәрмәр, мәрмәрмен қапталған әктас, Гранат-волластонит скарналарына айналады. Ең айқын метасоматикалық өзгерістер Карбонат құрамындағы жыныстарда, ең аз қарқынды – кластикалық жыныстарда (құмтастар, әктас құмтастар және т.б.) пайда болды.

Ақжал кен алаңында интрузиямен бірге жүретін тамырлы жыныстар кеңінен дамыған. Тау жыныстары кешені екінші сатыдағы дайкаларға сәйкес келеді және диорит, диабаз, кварц диорит порфириттері, граносиенит-порфириттермен ұсынылған.

Өнеркәсіптік кендеу жаппай әктастардың қаптамасында локализацияланған, тар лента суб-ендік бағытта 5-5,5 км созылып жатыр. кенді орналастыратын «таспаның» (жолақтың) ені 50-100-ден 300-350 м-ге дейін өзгереді.

Кен орнындағы тотығу аймағы салыстырмалы түрде әлсіз, сульфидті минералдардың ішінара тотығуы 20-40 м тереңдікке дейін байқалады. қазіргі уақытта жер бетіне жақын бөліктің кендері іс жүзінде өңделді және гипергенді минералдану қарастырылмайды.

«Ақжал» қорғасын-мырыш кенорны кен орындарының стратиформды өнеркәсіптік түріне жатады.

«Ақжал» кенорнының Шығыс және Орталық учаскелерінің минералдық және химиялық құрамы жағынан іс жүзінде бірдей. Кендер күрделі, негізгі компоненттері: мырыш және қорғасын; ілеспе - күміс және кадмий. Барлық жерде кендерде барит бар, бірақ оның құрамы төмен, бұл баритті өнеркәсіптік маңызы бар тағы бір ілеспе компонент ретінде қарастыруға мүмкіндік бермейді.

Негізгі кен минералдары-сфалерит және Галена, пирит, халькопирит және сурьма, сурьма-мышьяк сульфосолдар тобындағы минералдар күрт бағынышты рөл атқарады.

Орталық учаске бойынша жобалау үшін қабылданған қорлардағы негізгі пайдалы компоненттердің орташа мөлшері: Zn - 4,44%, Pb - 1,24%, Ag - 32,72 %; Шығыс бойынша: Zn - 3,67%, Pb - 2,09%, Ag-43,59 %.

## **1.2 Кеніштегі кен мен таужыныстарының физико-механикалық қасиеттерін саралау**

Орографиялық тұрғыдан алғанда, кен орны төмен, бірақ Ақсоран-Ақжал жотасының рельефінде айқын көрсетілген, бірқатар шағын шоқыларға бөлінген.

Саздар келесі қасиеттер көрсеткіштерімен сипатталады: тығыздығы орта есеппен 1,9 т / м<sup>3</sup>, табиғи ылғалдылығы – 20,4 %, меншікті адгезиясы – 0,043 МПа, ішкі үйкеліс бұрышы – 23°, қопсыту коэффициенті – 1,3, М.М. Протодяконов бойынша беріктік коэффициенті – 1,5-тен 2,0-ге дейін.

Саздар негізінен қатты және жартылай қатты консистенциямен сипатталады. Карьерлердің бүйірлеріндегі табиғи құрылыста саздар тұрақты.

Орташа тығыздығы (көлемдік массасы): кен орналастыратын тау жыныстары үшін 2,7 т/м<sup>3</sup>; Орталық учаскесінің кендері үшін 2,86 т/м<sup>3</sup>; Шығыс учаскесінің кендері үшін 2,92 т/м<sup>3</sup> құрайды.

Массивтегі кендердің табиғи ылғалдылығы 0,1-ден 1,14% - ға дейін өзгереді және орташа есеппен 0,87% құрайды. Кендер кеуіп кетуге бейім емес.

Кен орындарының жыныстары мен кендері негізінен орташа жарылған және қатты жарылған, бірақ көбінесе жарықтар кальцитпен реттелген, сондықтан тау-кен қазбаларын қазу кезінде таужыныстары мен кендері көбінесе орташа тұрақты және тұрақты деп сипатталады, бұл кен орнын ашық әдіспен өңдеу кезінде тау жыныстарының жиектерінің тұрақты күйімен расталады.

Ерекшелік-Тектоникалық бұзылулар аймақтарында және гидротермиялық өзгерістер аймағында (периодтық аймақта) дамыған жыныстар, мұндағы жыныстар тұрақсыздан өте тұрақсызға дейін.

Кен орнында интрузивті жыныстар кең таралған. Тау жыныстарының негізгі түрлері келесі беріктік коэффициенттерімен сипатталады: диорит-порфирит, күмбезді әктас - 8-10, мәрмәр әктас - 10-12, ашық сұр ірі түйіршікті әктас - 10-14, сұрланған әктас - 14-16.

Кендердегі күкірт мөлшері 0,3-тен 13% - ға дейін, кендер мен тау жыныстары өздігінен жануға бейім емес.

Ауданның сейсмикалығы 6 балдан аз, бұл құрылыс құрылымдарына қойылатын қосымша талаптарды болдырмайды.

Кенорнының кендері мен жыныстарының радиоактивтілігі төмен, аудан үшін фондық мәндерден аспайды, сондықтан радиациялық тұрғыдан қандай да бір қосымша талаптар қойылмайды және радиоактивті әсерден қорғау жөніндегі іс-шаралар талап етілмейді.

Кен орындары мен тау жыныстары 2006 жылы "Экоэксперт" ЖШС ат-да радиологиялық сынақтарға ұшырады.

300 БК/кг кем радионуклидтердің белсенділігі бар кен орындарының аршылған жыныстары мен кендерінің қауіпсіздігі туралы Қарағанды облысы СЭҚ ДГ гигиеналық қорытындысы бойынша олар радиациялық фон бойынша қауіпті емес материалдарға жатқызылған.

Қазақстан Республикасының мыс шайқалған кеніштерінде жерасты эндогендік өрттерін профилактикалық Тұндыру және сөндіру жөніндегі әдістемелік нұсқауларға сәйкес кен орны 3-типке, өрт қауіпті емес кен орындарына жатады. Кен орны жерасты қазбаларындағы сульфидті шаңның жарылыстары бойынша қауіпті емес.

Тау жыныстарының динамикалық жүктемелер кезіндегі мінез-құлқын сипаттайтын негізгі қасиеттеріне мыналар жатады: тығыздық, бойлық және көлденең толқындардың жылдамдықтары, серпімділік модулі, Пуассон қатынасы және қысу, созылу және ығысу беріктігі. Белгілі әдістермен анықталған Ақжал кен орны тау жыныстарының негізгі серпімділік және беріктік қасиеттері 1.1-кестеде келтірілген.

2009 жылы барлау бұрғылауға берілген материалдар бойынша рудалар мен негізгі жыныстардағы бос кремнеземнің мөлшері 0,43-6,02% (орта есеппен 2,33%), ал ауадағы шаң мөлшері 4 мг/м<sup>3</sup> жоғары болса, жұмыс. кремний диоксиді үшін қауіпті болады.

Сульфидті кендердің табиғи ылғалдылығы 0,1-1,14% (орта есеппен 0,87%) ауытқиды [1,2].



Кесте 1.1 – Ақжал кен орны тау жыныстарының негізгі қасиеттері

| Көрсеткіштер                          | Өлш. бір             | Таужыныстары мен кендердің (орташа мәні) |                       |                          |              |                        |                        |
|---------------------------------------|----------------------|--|-----------------------|--------------------------|--------------|------------------------|------------------------|
|                                       |                      | Массив тегі әктас                        | Кремнийлі сазды әктас | Қышқыл құрамы бар туфтар | Алевролиттер | Ұсақ түйіршікті құмтас | Қорғасын-мырыш кендері |
| Протодьяконов шкала бойынша бекемдігі | -                    | 10                                       | 10                    | 12                       | 10           | 11                     | 8                      |
| Беріктігі                             | -                    | -  | -                     | -                        | -            | -                      | -                      |
| -сығылу                               | МПа                  | 78,45                                    | 78,45                 | 83,36                    | 80,41        | 81,39                  | 58,84                  |
| -созылу                               | МПа                  | 7,84                                     | 7,84                  | 6,67                     | 5,1          | 5,59                   | 3,33                   |
| Үлгідегі ілінісу                      | МПа                  | 22,06                                    | 23,53                 | 25,69                    | 16,67        | 19,12                  | 11,57                  |
| Ішкі үйкеліс бұрышы                   | градус               | 34                                       | 37                    | 31                       | 33           | 34                     | 48                     |
| Байланыс күші                         | МПа                  | 14,91                                    | 14,91                 | 14,22                    | 13,24        | 12,94                  | -                      |
| Абразивтілік көрсеткіші               | мг                   | 0,6                                      | 0,6                   | 14                       | 17           | 11                     | 0,7                    |
| Бойлық толқынның жылдамдығы           | м/с                  | 6055                                     | 6055                  | 5080                     | 5390         | 5580                   | -                      |
| Акустикалық қаттылық                  | МПах10 <sup>-6</sup> | 1,6                                      | 1,6                   | 1,39                     | 1,42         | 1,48                   | -                      |
| Серпімділік модульдері:               | -                    | -  | -                     | -                        | -            | -                      | -                      |
| -Пуассон коэффициенті                 | -                    | 0,26                                     | 0,26                  | 0,24                     | 0,25         | 0,25                   | -                      |
| -Юнг модулі                           | МПах10 <sup>-5</sup> | 0,79                                     | 0,79                  | 0,61                     | 0,64         | 0,66                   | -                      |
| -жылжу модулі                         | МПах10 <sup>-5</sup> | 0,31                                     | 0,31                  | 0,24                     | 0,25         | 0,26                   | -                      |
| Көлемдік массасы                      | г/см <sup>3</sup>    | 2,70                                     | 2,66                  | 2,68                     | 2,70         | 2,69                   | 3,10                   |
| Тығыздығы                             | г/см <sup>3</sup>    | 2,75                                     | 2,71                  | 2,72                     | 2,76         | 2,74                   | 3,20                   |

### 1.3 Ақжал кенінің ашылу жұмыстары және қазіргі тау-кен жұмыстарын шарттарын саралау

Орталық учаскені бірінші кезектегі қорларын карьердің шығыс бортынан штольнялармен және 12,0 м<sup>2</sup> болатын механикаландырылған өрлеме арқылы ашылған.

Қолданыстағы карьердің жиектерінен өткен штольнялар жерасты кенішінің жоғарғы (плюс 545 м, плюс 505 м, плюс 465 м, плюс 425 м, плюс 345 м) горизонттарын ашуға арналған.

№ 1 механикаландырылған Өрлеме таза ауаны беруге арналған, жерасты кенішінің апаттық жұмыс режимі кезінде механикаландырылған қосалқы шығу болып табылады.

Учаскенің горизонттарын штректермен, квершлагтармен және орттармен ашылады.

Шахта суы штольнялар бойынша карьерге беріледі және «Батыс» оқпаны іске қосылғанға дейін карьер дренажымен сорылады. Оқпан іске қосылғаннан кейін су ағызу «Батыс» оқпанында төселген Су ағызу ставалары бойынша жүзеге асырылатын болады.

Орталық учаскенің екінші кезегінің қорлары «Западный» тік оқпанымен, № 3 механикаландырылған, № 4 желдету № 1 - 5 және №4, №5 және №7 желдету жүрісті өрлеменен ашылады.

Сәулелі диаметрі 6,5 м «Батыс» оқпаны жер бетінен (плюс 650 м белгісі) 185 м көкжиекке дейін өтті. Оқпан кен мен жынысты беруге, адамдарды, материалдар мен жабдықтарды түсіруге-көтеруге арналған екі бір клеткалы көтергішпен жабдықталады.

Горизонттардың штольняларынан 465 м, 425 м және 345 м Батыс капталын, сондай-ақ №4 желдету өрлемесіні, №4 механикаландырылған өрлемесіні және №6 желдету жүрісті өрлемесі ашу.

Шығыс учаскесінің қорларын ашу екі кезекте қарастырылған: бірінші кезек – жер бетінен плюс 300 м белгісіне дейін, екінші кезек-плюс 300 м белгіден 0 м белгісіне дейін.

Бірінші кезектегі қорларды ашу - 500 м, 450 м, 400 м горизонттар 50 метр биіктікте, Шығыс карьерінің бортындағы штольнямен (526,7 м белгі), № 1 желдеткіш өрлемесінің, № 2 механикаландырылған өрлемесінің және автокөлік көлбеуімен жүзеге асырылды.

Учаскелік сорғы 400 м көкжиекте орналасқан. Шығыс учаскесінің екінші кезегінің қорлары механикаландырылған және желдеткіш өрлемелер каскадымен, сондай-ақ автокөлік еңісімен ашылады.

Шығыс учаскесінің екінші кезегінің қорлары механикаландырылған және желдеткіш өрлемелер каскадымен, сондай-ақ автокөлік еңісімен ашылады.

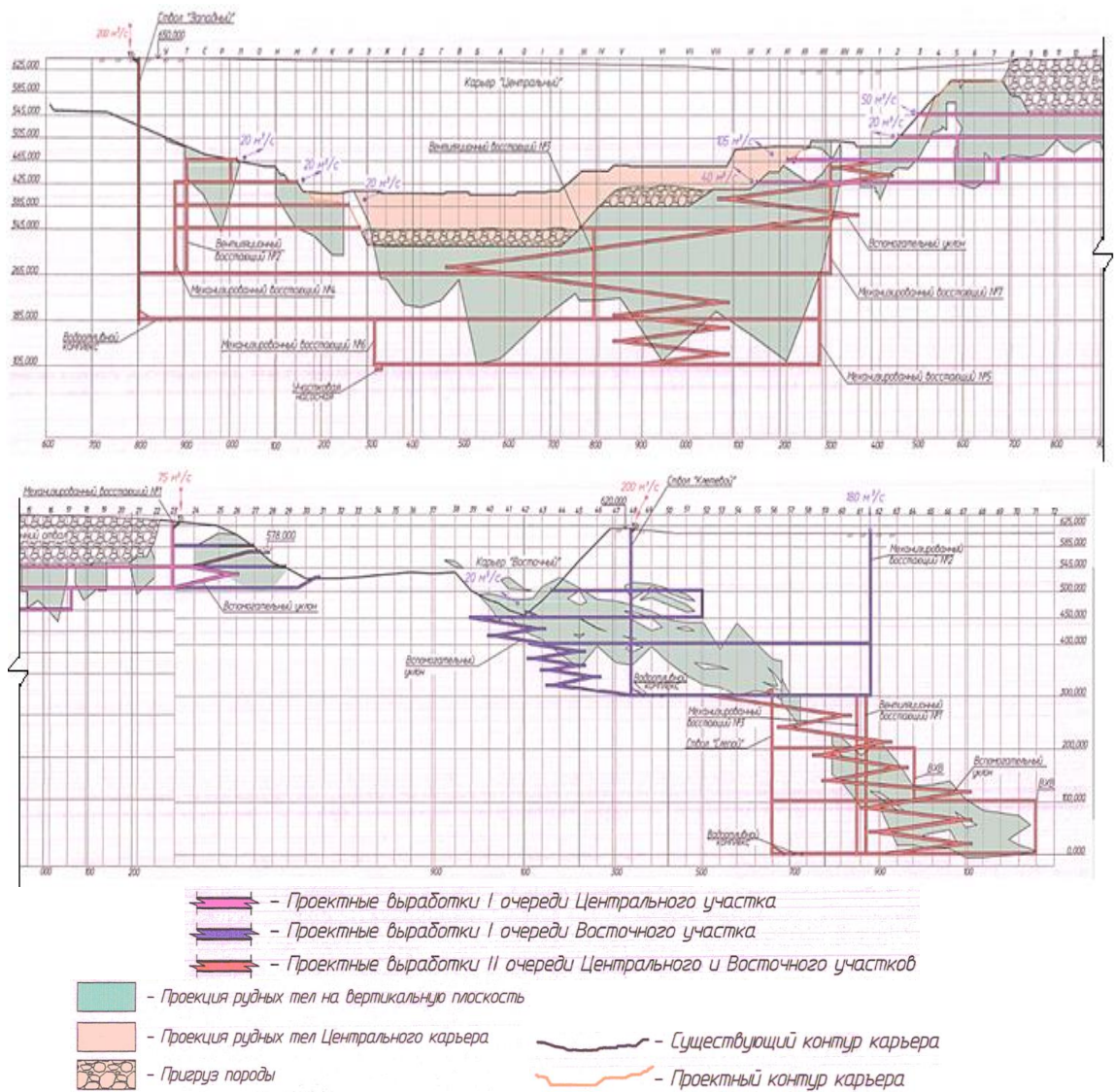
№4-7 желдеткіш өрлемелері 200м, 100м, 0м горизонттарға таза ауаны қамтамасыз етуге арналған. Ақжал кенішінің ашылу сұлбасы 1.2-суретте келтірілген.

Қазіргі уақытта тау – кен жұмыстары ашық тәсілмен - Орталық карьерімен және жер асты тәсілмен-Ақжал кенішімен жүргізілуде.

Ашу қазбаларының арқасында жерасты жұмысы жеңілдетіліп сонымен қатар сыртпен көлік қатынасы қамтамасыз етіледі. Кеніш басты және қосалқы қазбалар арқылы ашылады. Басты күрделі қазбаларға жер бетінен бастап жүргізілетін оқпан мен қабаттағы кен сілеміне дейін жүргізілетін квершлаг қазбаларын жатқызады.

Бүгінгі таңда, кеніш қорларын өңдеу "Орталық" карьерім көмегімен жүргізілуде. Оның ең жоғары тереңдігі 275 метрден 280 метрге дейін барады.

Кенорнын 2011 жылы ҚМЦМ ашумен жерасты әдісімен өңдеудің технико-экономикалық негіздемесін әзірлеген. Ақжал кенішінің қорын өнеркәсіптік игеру жобасын жобалау үшін техникалық тапсырма "Казгипроцветмет" институтында жерасты әдісімен тапсырылды.



1.2 - сурет – «Акжал» кенішінің ашылу сұлбасы

### Орталық учаскеде

505 м, 465 м, 425 м көкжиектер толық көлемде өтіп, 2019 жылы пайдалануға берілді. 345 м көкжиекте барлық тау-кен-күрделі қазбалар және іс жүзінде барлық тау-кен дайындық қазбалары өтті. 2021 жылы "Западный" оқпанымен 265м горизонтында түйіспе қазба салынды.

2020 жылдан бастап Қарағанды облысындағы «Ақжал» кенорнында «Западный» шахта оқпанның жерүстілік ғимараттар кешенің салу басталды.

### Шығыс бөлігі

Шығыс бөлігінде 500 м және 450 м горизонттар толық көлемде өтті.

Шығыс учаскесінде карьер бортынан автокөлік еңісі 526,7 м белгісімен өтіп, 400 м көкжиекпен құлатылды.

400 м горизонт пайдалануға 2022 жылдың соңында пайдалануға берілді.

2020 жылғы есептік кезеңде Орталық карьерде тау-кен жұмыстары 325–305м горизонттарында жүргізілді.

Карьердің солтүстік және оңтүстік жақтарының жоғарғы горизонттары 305 м деңгейінде карьердің жобалық контурына жеткізілді.

2020 жылға жоспарланған жалаңаштау жұмыстарының көлемі 70 мың м<sup>3</sup> құрап, 100,0% орындалуы күтілуде.

Шығыс карьерінде тау-кен жұмыстары ашық тәсілмен өндеудің жобалық тереңдігіне жетуіне байланысты аяқталды. Кен өндіру жұмыстары Орталық карьердің 325–305 м горизонттарында жүргізілді.

2020 жылға баланстық кен өндірудің жоспарланған көлемі 420,0 мың тоннаны құрады. Кеннің орташа құрамында қорғасын – 0,87%, мырыш – 3,92% болды. Сонымен қатар, 60,0 мың тонна баланстан тыс кен өндіру жоспарланды, құрамында қорғасын – 0,06%, мырыш – 1,20% болды. Бұл кен қоры негізгі қорларды ашу кезінде қосымша өндірілді.

Нақты алынған баланстық кеннің күтілетін көлемі 447,5 мың тоннаны құрады, құрамында қорғасын – 0,86%, мырыш – 3,53%. Балансқа кірмейтін кеннің нақты алынған көлемі 46,5 мың тоннаны құрады, құрамында қорғасын – 0,09%, мырыш – 1,26%.

*Жерасты тау-кен жұмыстары.* 2020 жылы Орталық учаскенің 465 м, 425 м, 405 м және 355 м горизонттарындағы қорлар жерасты қазбаларымен ашылды. 425 м, 365 м және 265 м горизонттарында тау-кен капиталды және тау-кен дайындық жұмыстары мердігер ұйымның күшімен жүргізілді.

Шығыс учаскесінде 450 м горизонтының қорлары көлік және желдету штректерін жүргізу арқылы ашылды, ВХВ №1 және механикалық желдеткіш қалпына келтіру қазбасы №2 жүргізілді. 400 м горизонтқа автокөлік уклонь жүргізілді.

2020 жылы "Батыс" оқпанының қазу жұмыстары аяқталды. Сондай-ақ, 2020 жылы 525 м, 505 м, 485 м, 465 м, 425 м және 365 м горизонттарында тау-кен дайындау, жерасты кен қазу және тау-кен қию жұмыстары кәсіпорынның өз күшімен орындалды.

Кен өндіру жұмыстары Акжал жерасты кенішінің 505 м, 485 м, 465 м және 425 м горизонттарындағы қазу блоктарын өндеудің жергілікті жобасына сәйкес жүргізілді. Қорларды өндеу жұмыстары техникалық жобаға сәйкес қабаттаралық опырылу жүйесімен жүзеге асырылуда.

Барлық технологиялық процестерде дизельді жүрісті өздігінен жүретін техника кешені қолданылады. Қопарылған кен көлік штрегі арқылы карьердің «Орталық» және «Шығыс» алаңдарында орналасқан уақытша кен үйінділеріне тасымалданады, ал қазу кезінде алынған жыныс ішкі карьерлік үйінділерге шығарылып отырады.

Ішкі карьерлік уақытша кен үйінділерінен байыту фабрикасына дейін кенді тасымалдау үшін карьер техникасының кешені пайдаланылады.

Акжал жерасты кенішінің бастапқы кешенінің қорларын өндеу үшін қолданылатын дизельді жүрісті өздігінен жүретін техникалар:

- бұрғылау – Boomer T1D LH бұрғылау қондырғысы, НКР-100М тасымалданатын бұрғылау станогы;

- қазу жұмыстары үшін – Boomer T1D қазу станогы;

- ұңғымаларды зарядтау – Ульба-400МИ зарядтау-араластыру машинасы;

- кенді тиеу – Sandvik LH 307 және WJ-3D тиеу-жеткізу машиналары;

- кенді тасымалдау – Sandvik TH 315 және LTC-15 автосамосвалдары.

Кеніште барлау жұмыстарын жүргізу үшін MultiPower Diames U-6 және SDS 100U барлау бұрғылау қондырғылары қолданылады.

Кен өндірудің күтілетін көлемі 301,1 мың тоннаны құрайды, құрамында қорғасын – 0,73%, мырыш – 3,01%, жоспар бойынша – 300,0 мың тонна, құрамында қорғасын – 0,76%, мырыш – 2,98%. Металдардың құрамының орындалмауы рудалы денелердің қуатының төмен болуына байланысты кеннің кедейленуімен түсіндіріледі.

*Кенді қайта өңдеу.* 2020 жылға жоспарланған кенді қайта өңдеу көлемі 1 550,0 мың тоннаны құрайды, құрамында қорғасын – 0,53%, мырыш – 2,47%. Күтілетін нақты орындалу – 1 813,0 мың тонна, құрамында қорғасын – 0,56%, мырыш – 2,50%. Оның ішінде басты корпустың кенді қайта өңдеу жоспары – 1 290,0 мың тонна, құрамында қорғасын – 0,63%, мырыш – 2,90%. Күтілетін нақты орындалу – 1 520 мың тонна, құрамында қорғасын – 0,42%, мырыш – 2,61%.

Күтілетін металл шығымы:

- Қорғасын – 6 500 тонна,

- Мырыш – 39 469 тонна, жоспар бойынша тиісінше – 6 500 тонна және 34 000 тонна.

#### **1.4 Бірінші бөлім бойынша қорытынды**

Осы бөлімде Ақжал кенішінің жалпы сипаттамасы, тау-кен-геологиялық және гидрогеологиялық шарттары, сондай-ақ кен мен тау жыныстарының физикалық-механикалық қасиеттері жан-жақты зерттелді. Ақжал кен орны негізінен қорғасын-мырыш минералдануымен сипатталады және аймақтың маңызды кен орындарының бірі болып табылады.

Геологиялық тұрғыдан алғанда, кеніш күрделі құрылымымен ерекшеленеді. Пайдалы қазбалар әртүрлі литологиялық құрамдағы тау жыныстарымен байланысқан. Кенді денелердің құрылымы мен орналасуы өндіріс процесіне елеулі әсер етеді және жерасты тау-кен жұмыстарын жоспарлауда ерекше ескеріледі.

Гидрогеологиялық жағдайлар орташа күрделілік деңгейімен сипатталады. Су ағымы мен су өткізгіштік көрсеткіштері тау-кен жұмыстарының қауіпсіздігі мен тиімділігі үшін маңызды болып табылады. Су ағынын басқару және кеніштің су басу қаупін төмендету мақсатында тиісті шаралар қолданылуда.

Кеніштің тау жыныстары мен кендерінің физикалық-механикалық қасиеттерін саралау нәтижелері бойынша олардың беріктігі М.М. Протодьяконовтың шкаласы бойынша орташа санатқа жататындығы анықталды. Бұл көрсеткіштер жерасты тау-кен жұмыстарын жүргізуде

маңызды рөл атқарады және кен қазу әдістерін таңдауда негізгі факторлардың бірі болып табылады.

Қазіргі таңда Ақжал кенішінде кен өндіру жұмыстары жерасты тәсілімен жүргізілуде. Кеніш «Орталық» және «Шығыс» учаскелеріне бөлініп, пайдалы қазбаларды тиімді және қауіпсіз игеру қамтамасыз етілуде. Ашық әдіспен басталған өндіріс жерасты әдісіне сәтті ауыстырылып, кенорынның терең қабаттарын игеру үшін қолайлы жағдай жасалуда.

## **2 Ақжал кенішінің «Штрек» тау-кен қазбасын өту жұмыстарының оңтайландыру**

### **2.1 Ақжал кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу жұмыстарының технологиялық және техникалық ерекшеліктері зерттеу**

Тау-кен дайындық жұмыстарына: тазарту жұмыстарын қауіпсіз жағдайда жүргізуді қамтамасыз ететін тау-кен қазбалары кешенін жүргізу кіреді.

Қабылданған кен өндіру жүйесіне сәйкес, жерасты дайындық жұмыстарына қабатарда көлік түсу жолдарын, бұрғылау-жүктеу штректерін, тілме өрлемелер жүргізу кіреді [3, 4].

Тау-кен дайындық қазбаларды бекіту кеніште қолданыстағы бекіту нұсқаулығына сәйкес жүргізіледі.

Қазбалардың табанының белгілері мен жоспардағы орналасуы кен денесінің нақты орнына сәйкес геологиялық-маркшейдрлік қызмет тарапынан нақтыланады.

Горизонталь қазбаларды жүргізуде дизельдік жүрістегі өздігінен жүретін жабдықтар кешені қолданылады: шпурларды бұрғылау үшін — Sandvik DD210 типті бұрғылау машиналары, ал уатылған тау жынысын жеткізу үшін — Sandvik TH типті автосамосвалдар. Өткел забойларын желдету үшін диаметрі 630-800 мм желдеткіш жеңдерімен жабдықталған ВМЭ-6, ВМЭ-8 жергілікті желдеткіштері пайдаланылады [3-5].

«Ақжал» кенішінде қазбаларды жүргізу жұмыстарына озық технология мен техниканы қолдану тәжірибесіне және рудниктің Техникалық бөлімі берген жазық қазбаларды жүргізу қарқыны туралы анықтамаға сәйкес келесі жүргізу қарқындары қабылданды:

- жазық қазбалар – бір забоймен айына 120 ж.метр/ай, ал екі забоймен – 150 ж.м/ай;

- өрлеме қазбалар – 35 м/ай.

Жазық және көлбеу тау-кен қазбаларын бұрғылау жару жұмыстарының көмегімен тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын орындалады. Өту жұмыстары Boomer 281 бұрғылау кешені, Sandvik LH 307 типті тиіп-тасымалдау машиналары, көпфункционалды тасымалдау КАМА UUT-18 машиналары қолданылады [4, 5].

Қазбаларды желдету жұмыстарына ВМЭ-2 жергілікті желдету қоңдырғысы қолданылады. Дайындық және тілме тау-кен қазбаларын өту жұмыстары барысында қолданылатын техникалық жабдықтар 2.1 – кестеде келтірілген.

Тау-кен жұмыстарының жоспарындағы тау-кен өту жұмыстарында  $1 \text{ м}^3$  тау-кен массасын арналған материалдар шығыс нормалары тау-кен кәсіпорынның ұқсас жұмыс режиміне келетін «Жобалаудың техникалық нормалары» талаптар бойынша қабылданады және 2.2- кестеде келтіріп өтілген.

Кесте 2.1– Тау-кен дайындық және тілме жұмыстарына қолданылатын технологиялық жабдықтар тізімі

| Көрсеткіштер                         | Атауы                 | Мөлшері, дана |
|--------------------------------------|-----------------------|---------------|
| Шпурларды бұрғылау кешені            | Sandvik DD 210        | 5             |
| Тау-кен массасын тиеу                | Sandvik LH 307        | 4             |
| Автосамосвал                         | Sandvik TH315         | 4             |
| Перфоратор                           | ПП-63В<br>ПП-48А      | 8             |
| Зарядтаушы қондырғылар               | УЗП-2<br>ЗП-2         | 4             |
| Торкрет-пушка                        | СБ-67                 | 2             |
| Компрессор                           | ДЭН-110ШМ             | 6             |
| Желдеткіш                            | ВМЭ-2 (1)-08В         | 8             |
| Көпфункционалдық тасымалдау машинасы | КАМА УУТ-18           | 4             |
| Жұмысшаларды тасымалдау машиналары   | УАЗ<br>КАМА UK-6BRU18 | 8             |

Кесте 2.2 – 1м<sup>3</sup> тау-кен өту жұмыстарына кететін материалдар шығыны

| Материалдар атауы                             | Өлшем бірлігі | Меншікті шығыны |
|---|---------------|-----------------|
| Ріохам  | кг            | 2,31            |
| Нитронит П-32                                 | кг            | 0,46            |
| ДШЭ-12 детанациялық шнуры                     | м             | 0,12            |
| Электродетонаторлар                           | дана          | 0,05            |
| ИСКРА НЭСИ-С-10 м                             | дана          | 1,14            |
| Бұрғылау коронкасы                            | дана          | 0,023           |
| Бұрғылау штангасы                             | дана          | 0,004           |
| Анкер   | комплект      | 0,3             |
| Икемді құбыр d=800 мм                         | м             | 0,06            |
| Суға арналған құбыр d=102x5 мм                | м             | 0,01            |
| Қысылған ауаға арналған құбыр d=25 мм         | м             | 0,01            |
| Суға арналған резиналық қолша (құбыр) d=50 мм | м             | 0,01            |

## 2.2 Бұрғылау жару жұмыстарына тиімділігіне әсер ететін факторларды саралау жұмыстары

Қазіргі уақытта жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу кезінде жарылыс жұмыстарының тиімділігінің негізгі көрсеткіштерінің бірі ретінде шпурды пайдалану коэффициенті есептеледі. Бұл коэффициент жарылыстан кейінгі забойдың ілгерілеу шамасының бұрғыланған шпур тереңдігіне қатынасын көрсетеді [48]. Осыған байланысты, аталған шаманың өзгеруіне әсер ететін бірқатар факторларды атап өту қажет.



Бұрғылап-жару жұмыстарының (БЖЖ) тиімділігіне елеулі әсер ететін негізгі факторларға шпурлардың тереңдігі, жыныстардың беріктік коэффициенті, тұтқырлығы, жарықшақтылығы, қолданылатын жарылғыш заттың түрі мен детонация жылдамдығы жатады. Бұл көрсеткіштердің оңтайлы мәндерін таңдаған жағдайда бұрғылау көлемін және жарылғыш зат шығынын азайтып, шпурды пайдалану коэффициентін (ШПК) арттыра отырып, қазбаның контурын сақтап қалу мен тау жынысының қажетті дәрежеде ұсақталуын қамтамасыз ететін тиімді жару жұмыстарын жүргізуге болады.

### **2.2.2 Тау жыныстарының физико-механикалық қасиеттерінің (беріктік, тұтқырлық) жарылыс процесіне әсері**

Тау жынысын тиімді жару арқылы бұзу оның негізгі физико-механикалық қасиеттерін дұрыс анықтаған жағдайда жүзеге асады, олардың ішінде ең маңыздылары — беріктік және тұтқырлық.

Профессор М.М. Протодьяконов тау жыныстарының беріктігі бойынша (1-ден 20-ға дейін) жіктемесін ұсынған болатын. Тау жыныстарының беріктік шкаласы отандық тау-кен өндірісінде кеңінен қолданылады. Шетелдік ғалымдардың әдістемелерінде бұл көрсеткіштің баламасы қолданылмайды.

Тау жыныстарының тұтқырлық коэффициенті – тұтқырлықты сандық тұрғыда бағалайтын параметр, ол тау жынысының қысу кезіндегі беріктік шегінің пластикалық коэффициентіне көбейтіндісіне тең [6]. Тұтқырлық тау жынысының пластикалық деформациясы мен серпімсіздігіне байланысты.

Пластикалық деформация кезінде тұтқырлық жылжу қабатында пайда болатын жанама кернеудің пластикалық ағу жылдамдығына қатынасы ретінде сандық түрде анықталады және шамасы  $10^{13}$ – $10^{20}$  Па×с аралығында өзгереді. Жыныстың серпімсіздігімен (серпімді кейін әсер ету, термосерпімді эффект, серпімді гистерезис) анықталатын тұтқырлық шамасы механикалық шығындар коэффициентіне (декремент өшуі) пропорционалды, оның мәні  $10^{-1}$ – $10^{-3}$  аралығында болады.

Бұзылу кезінде тұтқырлық тау жынысының деформациялануының үлгінің бірлік ауданына қатынасы ретінде бағаланады. Бұл көрсеткіш үлгілерге соққы сынақтарын (соққы тұтқырлығы) жүргізу арқылы копр құрылғысында анықталады. Тұтқырлық шамасы пластикалық коэффициентінің тау жынысының беріктік шегіне көбейтіндісі ретінде де есептелуі мүмкін.

Тәжірибеде салыстырмалы тұтқырлық коэффициенті арнайы сынақ құралдары (жұлып алғыштар) көмегімен анықталады. Бұл коэффициент – жыныс массивінен оның белгілі бір бөлігін ажырату үшін қажет күштің, эталон ретінде алынған әктасты ажыратуға қажет күшке қатынасы [7].

Бұл коэффициенттің мәні 0,5-тен 3-ке дейін өзгереді (2.3-кесте). Тұтқырлық артқан сайын серпімді толқындардың сіңірілуі күшейеді, жыныстардың сырғуы мен ісінуі азаяды, пайдалы қазбаларды өңдеу және жару жұмыстары кезінде жыныстарды ұсақтау мен майдалау процестерінің энергия шығыны артады [7].

Кесте 2.3 – Кейбір тау жыныстарының салыстырмалы тұтқырлығы

| Таужыныстары           | Тұтқырлығы |
|------------------------|------------|
| Мрамор                 | 0,7        |
| Әктас                  | 1,0        |
| Құмтас                 | 1,1        |
| Гранит және шақпақ тас | 1,2        |
| Кварцит және диориттер | 1,9        |
| Базальт                | 2,2        |

Тұтқырлықты формула бойынша да анықтауға болады:

$$\eta = \tau_{cd} \cdot \tau_p, \text{ Па} \times \text{с}, \quad (2.1)$$

мұндағы  $\tau_{cd}$  – тау жыныстарының ығысу күші, Па;

$\tau_p$  – релаксация уақыты, с.

Тұтқырлық реттелетін ұсақталу аймағының дәрежесі мен көлеміне айтарлықтай әсер етеді, өйткені тұтқырлық дәрежесінің көрсеткіші артқан сайын жарылыс кезінде пайда болатын серпімді толқындардың сіңірілуі күшейеді.

Жарылыс жұмыстары кезінде соққы толқынының ерте өшуі жағымсыз фактор болуы мүмкін (нәтижесінде — қазып алынған контурдың сапасыз өңделуі және ШПК төмен болуы ықтимал). Сондықтан бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) параметрлерін есептеу әдістемесінде тұтқырлықты тау жыныстарының негізгі физика-механикалық сипаттамаларының бірі ретінде ескеру қажет.

### 2.2.3 Массивтің құрылымдық ерекшеліктерінің жарылыс сапасына тигізетін әсерін талдау

Капиталдық және дайындық асты жерасты жұмыстарында орналасқан тау жыныстары біртекті емес, көпжақты сығылу жағдайында болады. Бұл жағдайларда олардың бұзылуы әдетте сынғыш түрде өтеді, тек жоғары ылғалданған балшықты бөлшектерден тұратын литологиялық айырмашылықтардан басқа. Сонымен қатар, массив, генезисіне байланысты, кездейсоқ бағытталған жарықшақтар жүйелерімен бөлінген белгілі бір құрылым мен текстураға ие. Бұл тау жыныстарының беріктік сипаттамалары үлгіде және массивте елеулі айырмашылықтар болуына әкеледі, бұл геомеханикада құрылымдық әлсіреу коэффициенті ( $k_c$ ) арқылы сандық тұрғыдан бағаланады [8]. Құрылымдық әлсіреу коэффициенті реттелетін ұсақтау аймағын анықтау үшін әртүрлі өрнектер бойынша есептелуі мүмкін.

[9] жұмыста ВНИМИ классификациясы келтірілген, онда жарықшақтар жүйелерімен әлсіреген массивтердің біросынды сығылуға беріктігі туралы аздаған мәліметтер қорытындыланған. Мұндағый құрылымдық бұзылған

массивтердің беріктігі мен монолитті тау жыныстарының беріктігі арасындағы айырмашылық құрылымдық әлсіреу коэффициентімен бағаланады.

СНиП [10] ұсынымдары бойынша құрылымдық әлсіреу коэффициенті жарықшақтар арасындағы орташа қашықтыққа байланысты анықталады.

И.С. Поповтың [11] классификациясына сәйкес құрылымдық әлсіреу коэффициентінің мәндері жарықшақтанудың сипаттамасына сәйкес келеді - барлық бағыттар бойынша тығыз желіден ( $k_c = 0,0005$ ) жарықшақтары жоқ монолитті тау жынысына дейін ( $k_c = 0,9$ ).

«Жарықшақты массивтің механикалық қасиеттерін анықтау бойынша ұсынымдар» [12] құрылымдық әлсіреу коэффициентін келесі тәуелділік бойынша есептеуді ұсынады:

$$K_c = \frac{1}{1 + (l/H_x)^{m_1} \cdot m_2 [\sin(2\alpha - \rho) - C/R] \cdot R^n \cdot l_n(l/H_x)^{-1}} \quad (2.2)$$

мұндағы  $l$  – әлсіреу жазықтарынан пайда болған элементар блоктың мөлшері, м;

$H_x$  – жарықшақты модельдің максималды өлшемі, м;

$m_1, m_2, n$  – сандық мәндері келесідей коэффициенттер:  $m_1 = -0,447$ ;  $m_2 = 2,34 \cdot 10^{-5}$  және  $n = 2,73$ ;

$\rho$  – тау жыныстарының ішкі үйкеліс бұрышы, град;

$C$  – Жеке бөліктердің байланыс беттеріндегі ұқсату, МПа;

$R$  – элементарлы блоктың қысымға беріктігі, МПа.

Г.Л. Фисенко [13] массивтерде жанасуды зерттеу үшін жарықшақтармен жарылған тау жыныстарының ірі призмаларын ығыстыру арқылы эксперименттік түрде эмпирикалық тәуелділік шығарды:

$$K_c = \frac{1}{1 + 10 \cdot l_n \cdot \frac{H}{b}}, \quad (2.3)$$

мұндағы  $H$  – құлау призмасының биіктігі, м;

$b$  – блок өлшемі, м.

М.В. Рац құрылымдық әлсіреу коэффициентін анықтау үшін келесі өрнекті ұсынады:

$$K_c = 0,08 + 0,92 \cdot \left(\frac{H}{b}\right)^{-1,2}, \quad (2.4)$$

Осылайша, жарықтық массиві - бұл жарылыс сапасын жақсартуға ықпал ететін маңызды сипаттама, оның дәл анықтамасы жарылыстың сапасын арттыруға септігін тигізуі мүмкін. Алайда, бұл көрсеткішті дәл анықтау үлкен қиындық туғызады, өйткені барлық өрнектерде табиғи жарықтық параметрі сияқты параметр бар. Бұл параметрдің сандық мәні тау жыныстарының қазу

жұмыстары барысында жиі өзгеріп отыруы мүмкін, сондықтан бұл есептеулердің дәлдігіне теріс әсер етуі мүмкін.

#### **2.2.4 Жарылғыш зат түрлері мен детаноциялану жылдамдығының жарылыс жұмыстарының тиімділігіне әсерін талдау**

Жарылғыш заттың түрі жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу кезінде жару жұмыстарының тиімділігіне әсер ететін негізгі факторлардың бірі болып табылады. Қазіргі таңда жерасты қазбаларын салу барысында көбінесе патрондалған ұнтақ тәрізді және түйіршіктелген жарылғыш заттар қолданылады. Соңғы жылдары қолдану орнында дайындалатын жарылғыш заттарды тұтыну көлемінің арту үрдісі байқалуда.

Қазіргі заманғы жару жұмыстары үшін қолжетімді жарылғыш заттардың кең ассортименті әртүрлі тау-геологиялық жағдайларға сәйкес келетін материалды таңдауға мүмкіндік береді.

Әрбір жарылғыш заттың өзіндік детонация жылдамдығы болады, ал бұл көрсеткіш — бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін есептеу әдістемелерінде ескерілетін маңызды факторлардың бірі.

Газдардағы детонация құбылысы алғаш рет 1881 жылы екі француз ғылыми тобы — Бертло мен Вьель, сондай-ақ Малляр мен Ле Шателье тарапынан бір-бірінен тәуелсіз түрде ашылды [14, 15]. Бұл жаңалық түтіннің құбырлар бойымен таралуын зерттеу жұмыстары барысында орын алды. Осы уақыттан бастап детонациялық толқынның әрекеті туралы түрлі теориялар пайда бола бастады.

Алғашқылардың бірі болып гидродинамикалық детонация теориясы ұсынылды. Бұл теорияны кеңес физигі В.А. Михельсон әзірлеген [16]. Кейіннен оны Д.Л. Чепмен [17] және Е. Жуге [18] жалғастырып дамытты. Гидродинамикалық теория әрі қарай маңызды дамуға ие болды, әсіресе газ қоспаларына да, конденсацияланған жарылғыш заттарға да қатысты. Бұл саладағы іргелі үлестерді А.А. Гриб [19], Я.Б. Зельдович [20], фон Нейман [21] және Дёринг [22] сынды ғалымдар қосты.

А.Н. Дрёмин және оның әріптестері жүргізген жарылыс параметрлерін зерттеу нәтижесінде [23, 24] зарядтың диаметріне қарамастан, жарылғыш заттың тығыздығы ( $\rho$ ) 1,0–ден 1,45 г/см<sup>3</sup>-ке дейін артқанда, детонация жылдамдығының едәуір өсетіні (6000 м/с-қа дейін) анықталды.

Алайда тығыздық 1,45–тен 1,70 г/см<sup>3</sup>-ке дейін өскен кезде, детонация жылдамдығының өсу қарқыны бәсеңдейді, ал заряд диаметрі 100 мм-ден асқан кезде бұл көрсеткіш іс жүзінде тұрақты күйде қалады [9]. Сондықтан детонация жылдамдығын есептеу үшін нақты тәуелділіктерді білу қажет.

Шетелдік зерттеушілердің жұмыстарында [25, 26] өндірістік жарылғыш заттардың детонациялық қабілеті зарядталатын шпурдың диаметрі мен ЖЗ тығыздығымен тығыз байланысты екені көрсетілген.

## 2.2.5 Тығын (Забойка) тереңдігі мен тығыздалу сапасының жарылыс жұмыстарының тиімділігіне әсерін зерттеу

Зарядтау камерасын бос бетімен байланыстыратын кеңістік жару жұмыстарының соңында тығыз ортамен толтырылған болуы керек, бұл жарылыс газдарының жоғалымын азайтады, олардың температурасын төмендетуге және серпімділігін азайтуға кедергі келтіріп, жарылысқа жеткілікті қарсылық көрсететін орта болады. Зарядтың тығыздығының мәні, жарылғыш заттың ыдырау жылдамдығы неғұрлым төмен болса (яғни жарылыс реакциясы өтетін уақыт аралығы неғұрлым ұзақ болса), соғұрлым жоғары болады, яғни жарылғыш заттың жұмыс істеу қабілеті мен бризанттылығы төмендейді.

Егер заряд тығынсыз жарылса, жарылыс газдары бос бетке қарай таралу мүмкіндігіне ие болса да, олар тиісті ауа бағанының қарсылығына кездесіп, жойғыш әсер етеді, бірақ бұл әсер тығынмен жарылған зарядтарға қарағанда едәуір төмен болады. Сондықтан бірдей жарылыс әсер алу үшін тығынмен жарылған зарядтың көлемі тығынсыз жарылған зарядтың көлемінен үлкен болуы керек.

Шпурдың заряды мен аузы арасындағы кеңістік инертті материалмен толтырылады – бұл шпурдың забойкасы. Тығын шпурды жарылыс уақытында тығыздап, жарылыс өнімдерінің жынысқа әсер ету уақытын ұлғайтады және жарылыс энергиясын толық пайдалануға мүмкіндік береді.

Шпурда забойка ұзындығы шпурды толтыру коэффициенті ( $K_{зш}$ ) арқылы нормаланады:

$$K_{зш} = \frac{l_3}{l_{ш}}, \quad (2.5)$$

мұндағы  $l_3$  – шпурдағы заряд ұзындығы, м.

Э.О. Миндели [27] пікірі бойынша, рационалды забойка ұзындығын анықтау үшін жарылыс энергиясын максималды түрде пайдалану жағдайларын жасау орынды.

Рационалды забойка ұзындығын анықтау үшін келесі өрнек қолданылады:

$$L_{заб} = \beta \cdot \sqrt[3]{\frac{P_b \cdot d_{ш} \cdot (Dt_p \pm l_3)^2}{D^2 \cdot \gamma_{заб}^2}} \cdot \sqrt{\frac{P_b}{t_{mp}}}, \text{ м}, \quad (2.6)$$

мұндағы  $\beta$  – коэффициент, анықталатын тәжірибелік жолмен, ол үшін пластикалық материалдарда – 0,47, ал зерналық материалдардан жасалған забойка үшін – 0,54;

$P_b$  – шпурда жарылыс өнімдерінің орташа қысымы, кг/м<sup>2</sup>;

$d_{ш}$  – шпурдың диаметрі, м;

$D$  – жарылғыш заттың детонация жылдамдығы, м/с;

+ және - белгілері тікелей инницириялану және сәйкесінше кері инницириялану білдіреді;

$L_3$  – зарядтың ұзындығы, м;

$\gamma_{заб}$  – забойка материалының көлемдік салмағы, кг/м<sup>3</sup> ;

$\tau_{тр}$  – забойка материалының ішкі үйкеліс күштерінің қарқындылығы, кг/м<sup>2</sup>

Формула 2.6 әрбір нақты жағдайда жарылғыш заттар мен забойка материалдарының қасиеттерін ескере отырып, рационалды забойка ұзындығын шешуге мүмкіндік береді.

Ақжал кенішінің геологиялық жағдайлары, жыныстардың қасиеттері және жарылғыш заттардың сипаттамаларына байланысты шпурларды забойлау үшін *құмды-сазды қылышқтармен* немесе *түйіпшіктелген шлак немесе құммен* пайдалану ең тиімді таңдау болар еді, себебі бұл материалдар жарылыс энергиясын максималды түрде пайдалануға және шпурдың сенімді герметизациясын қамтамасыз етуге мүмкіндік береді.

*Құмды-сазды қылышқтарды* жақсы пластикалы және герметикалық қасиеттерге ие, бұл жұмсақ және орташа мықты жыныстар үшін өте маңызды. Бұл материал жарылыс өнімдерін шпурда ұстап, қажетті қысым қалыптастырып, жыныстың максималды түрде бұзылуына мүмкіндік береді. Егер біздің кен орнымыздың жыныстары өте қатты болмаса, песчано-глинялы пыждар тиімді болады, себебі олар жарылғыш заттардың шығынын арттырмай, жарылыс энергиясын жақсы таратуға мүмкіндік береді.

Ал егер кен орнында жыныстар жоғары беріктікке ие болса, *түйіпшіктелген шлак* ең жақсы таңдау болады. Оның жоғары тығыздығы мен беріктігі шпурда айтарлықтай қысым жасай отырып, қатты жыныстарды тиімді бұзуға ықпал етеді. Мұндағый типтегі забойка жоғары энергиялы жарылғыш заттармен жұмыс істегенде әсіресе тиімді болады, өйткені ол жарылыс өнімдерін ұстап, барлық энергияны жынысты бұзу үшін пайдалануға мүмкіндік береді.

*Құмды* пайдалану қарапайым жағдайларда жылдам және үнемді жұмыс істеу үшін қолайлы болуы мүмкін, бірақ ол қатты жыныстармен жұмыс істегенде песчано-глинялы пыждар мен гранулирленген шлактан аз тиімді болады.

Қорытындылай келе, біздің кен орнының геологиялық ерекшеліктеріне байланысты *құмды-сазды қылышқтармен* жұмсақ және орташа мықты жыныстар үшін, ал *түйіпшіктелген шлак* қатты жыныстар үшін ең тиімді таңдау болып табылады.

## **2.2.6 Үңгіме шпурларының параметрлерінің жарылыс жұмыстарына тигізетін әсерін зерттеу**

Тау-кен жұмыстарының қазба жұмыстары кезінде жарылыс арқылы жыныстарды бұзу кезінде ең жауапты элемент – бұл үңгімелік шпурлы

калыптастыру. Үңгімені тиімді жұмысы жарылыстың жалпы тиімділігін айтарлықтай алдын ала анықтайды.

Үңгімелік шпур – бұл БЖЖ паспортындағы ең маңызды компонент болғандықтан, ол көбінесе жарылыстың негізгі сапалық сипаттамаларын анықтайды (цикл бойынша беткі қабаттың қозғалу қадамы, жыныстың қажетті құлауы мен сапалы ұнтақталуы, қазбаның жеткілікті тұрақтылығы және оның жобамен сәйкес контурлануы), ал жарылыс үңгіме құрылысын есептеу әдістемесін әзірлеу маңызды міндет болып табылады [28-30].

## **2.3 Бұрғылау жару жұмыстарының оңтайландырылған параметрлерін есептеу**

Қазіргі уақытта жерасты тау-кен қазба жұмыстарын жүргізу кезінде ең тиімді көрсеткіштерді қамтамасыз ету үшін жарылыс жұмыстарына ерекше көңіл бөлінеді, атап айтқанда, бұрғылау-жарылыс жұмыстарының оңтайлы параметрлерін анықтауға. Олардың параметрлерін есептеу әдістемесі жарылыс энергиясының бұзылу массивіне әсер ету процесінде маңызды рөл атқаратын факторлардың толық тізімін ескеруі қажет. Сонымен қатар, ұсынылатын технологиялық шешім жарылыс жұмыстарының тиімділігін арттыруға және барлық материалдық және материалдық емес шығындарды біріктіріп азайтуға мүмкіндік беруі тиіс.

### **2.3.1 Жарылғыш заттардың түрін таңдау, жару әдістері мен құралдары**

Жарылғыш заттар мен жару құралдарын кеніштің газдік режимін, таужыныстарының беріктігін және сулылығы ескере отырып таңдап алады.

*Жарылғыш заттар* дегеніміз – заттардың сыртқы импульстардың әсерінен жылу және газ бөле отырып тез ыдырайтын химиялық қоспалары немесе қосындылары. Өндірістік Жарылғыш заттардың қатарына жасау мен қолдануға қауіпсіз, ұзақ уақыт сақтағанда және қолданғанда физикалық және химиялық қасиеттері өзгермейтін, әрі жасаудың және қолданудың техникалық-экономикалық көрсеткіштері тиімді, әрі әсерлі қоспалар мен қосындылар жатады [29-31].

Өндірістік Жарылғыш заттар қатты немесе қатты және сұйық заттардың қоспалары болуы мүмкін.

Бекемдігі проф. М.М.Протодьяконовтың шкаласы бойынша  $f \leq 12$  таужыныстарын бұзу үшін уақтағыштығы төмен, тығыздығы 1000-1100 кг/м<sup>3</sup> және дүмпу (детонация) жылдамдығы 4 км/с төмен Жарылғыш заттар, ал жыныс бекемдігі  $f \geq 12$  уақтағыштық қасиеті жоғары, тығыздығы 1400 кг/м<sup>3</sup> және дүмпу жылдамдығы 6-6,5 км/с Жарылғыш заттар қолданылады.

Газдар мен шаңдардың жарылыс қаупі жоқ кен қазбаларында II классты сақтандырылмайтын жарылғыш заттар қолданылады. Мысалы, беріктілігі орташа және қатты таужыныстарды жару үшін №1 және №3 жартастық

аммонит, детонит М, АС-8В гранулитін, ал беріктігі орташа және беріктігі төмен жұмсақ және босаңдау таужыныстарын жару үшін – аммонит 6ЖВ, гранулит 79/21, АС-4 сияқты Жарылғыш заттарды қолдану тиімді.

Газдар мен шаңдардың жарылу қауіпі бар кен қазбаларында бос таужыныстарды аттыруға ВП-4 победиті және АП-5ЖВ аммониті, ал көмір аралас забойда Т-19 аммониті және ПЖВ-20 аммониті қолданылады.

Газдар мен шаңдардың жарылу қауіпі өте жоғарғы шахталарда сақтандырғыштығы жоғары V классты – угленит Э-6, угленит 5, сонымен қатар сақтандырғыштығы өте жоғары СП-1 патрондары қолданылады.

Қолдану жағдайларына байланысты жарылғыш заттар екі топқа және алты класқа бөлінеді. Газдар мен шаңдардың жарылыс қауіп жоқ жерасты кеніштерінде жарылыс жұмыстарын жүргізгенде қолданылатын

Жарылғыш заттар бірінші группаға (сақтандырылмайтын ЖЗ) және екінші класқа жатады. Бұл жарылғыш заттардың патрондары қызыл түсті қағаздан, ал олар салынатын қаптардың сырты боялмайды, және қапталына қызыл жолақ салынады.

Жарылғыш заттарды таңдауды жеңілдету үшін тау-кен таужыныстары сілемінің беріктігіне байланысты  $f \geq 12$  және  $f < 12$  кылып екі топқа, сонымен қатар таужыныстары сілемінің сулылығына байланысты құрғақ және сулы деп атап екі топқа бөлген.

Газдар мен шаңдардың жарылу қауіпі жоқ кеніштерде қазбаларды өтуге кеңінен қолданылатын Жарылғыш заттардың топтамасы төменгі 2.4 – кестеде келтіріледі.

Кесте 2.4 – Жарылғыш заттар топтамасы

| Жарылғыш заттарды қолдану жағдайы         | Протодьяконовтің шкаласы бойынша жыныс беріктігі | Жарылғыш заттардың атаулары                   | Патронның диаметрі, мм |
|---|--|---|------------------------|
| Қазбадағы құрғақ шпурлармен қазба өткенде | 6-18   | Гранулит Э                                    |                        |
|   |  | Гранулит АС-4/4В                              |                        |
|   |  | Гранулит АС-8/8В                              |                        |
|   |  | Гранулит А-6                                  |                        |
|   |  | Детонит М                                     | 28-36                  |
|   |  | №3 жартастық аммонит                          | 28-36                  |
|   |  | Аммонит 6ЖВ                                   | 32-36                  |
| Шпурлар сулы қазбада өткенде              | 12 дейін   | Полиэтилен қабықшасы бар №3 жартастық аммонит |                        |
|   |  | Жартастық аммонит                             | 32                     |
|   | 12-ден жоғары                                    | Детонит М                                     | 28-36                  |
|   |  | №1 жартастық аммонит                          | 28-36                  |
|   |  | Полиэтилен қабықшасы бар №3 жартастық аммонит | 45                     |

Қазбаларды нақтылы тау-кен-техникалық шарттарда өткенде ондағы таужыныстарын жару үшін экономикалық жағынан тиімді және қолдануы



әсерлі жарылғыш заттарды таңдап алу үшін, олардың 1000 кДж талапты жұмыс істеу қабілетіне сәйкес шығатын өндірістік шығындарын, экономикалық салыстыру арқылы мына формуланы қолдану арқылы табуға болады:

$$C_{\text{б.ж.з}} = 1000 [C_{\text{аз}} + C_{\text{б}} / \Delta \cdot K_{\text{ш}} + C_{\text{о}}] / A_{\text{ж.з}}, \quad (2.7)$$

мұндағы  $A_{\text{ж.з}}$  – ЖЗ жұмыс істеу қабілеті, кДж/кг;

$C_{\text{аз}}$  - 1 кг АЗ құны франко-кеніш, тг/кг;

$C_{\text{б}}$  – шпурдың 1 дм<sup>3</sup> құны, тг/дм<sup>3</sup>;

$C_{\text{о}}$  - 1 кг АЗ оқтаудың құны, тг/кг;

$\Delta$  – оқтаудың тығыздығы, кг/дм<sup>3</sup>;

$K_{\text{ш}}$  – шпурдың тереңдігін пайдаланудың коэффициенті.

Жарылғыш заттарды осы формуланы қолдану арқылы таңдап алуға болады, бірақ ақырғы нақты шешімге келу үшін оларды іс жүзінде қолданып көру керек.

Жарылғыш заттардың идеальды жұмыс істеу қабілетінің шамасын, сол Жарылғыш заттардың сыйпатамасынан алады.

Кестеде келтірілген Жарылғыш заттар бұрынғы кеңестер одағына кіретін елдерде шығарылады. Ал олардан тыс шетелдердің кеніштерінде көбіне құрамында су бар Жарылғыш заттар қолданылады.

Олар үш топқа бөлінеді: «сларри» - ерімейтін заттардың сумен қоспасы; гелдер – аққыш коллоидтардың қатқылдау түрлері, қатты желатин тәрізді; эмульсиялар – бір –бірінде ерімейтін екі-үш сұйықтардың қоспасы, олар эмульсия түрінде тұруы үшін оларға аз мөлшерде эмульгатор қосады.

Шет елдік Жарылғыш заттарды қолданғанда оларды қандай тау-кен техникалық жағдайларда қолданылатын есепке алу керек және оларды шығарған зауыттардың нұсқауларымен мұқият танысу керек.

Сонымен қатар, олар үкімет бекіткен Қазақстанда қолдануға болатын Жарылғыш заттардың тізіміне енуге тиісті.

Тау-кен қазбаларын қатты таужыныстарын жүргізуге соңғы кезде түйіршектелген АЗ (граммонит 79/21, гранулит АС-4 және т.б.) кеңінен қолданып жүр. Түйіршектелген АЗ патрондағандарға қарағанда жұмыс істеу қабілеті төмендеу, бірақ оларды жоғарғы тығыздықпен механикаландырылған әдіспен оқтауға болады және олардың бағасы арзан, әрі сыртқы механикалық әсерлерге сезімталдығы төмен.

Жазық және көлбеу қазбаларды газдар мен шандардың жарылу қауіпі жоқ кеніштерде жүргізгенде оқталған

Жарылғыш заттарды отпен, электрлі, электрі отты және капсульсіз-оталдырғыш пілтемен аттыру және заманауи әдістері қолданыулары мүмкін.

Мұндағый өндірістерде іс жүзінде ең көп тарағаны оқталған ЖЗ электроталдырғыш қолдану арқылы бір сәтте немесе аз уақыт тежеумен және белгіленген уақыт бойынша тежеулі аттыру әдістері қолданылады.

### 2.3.2 Шпур тереңдігін анықтау

Шпурлардың тереңдігі бұрғылап-аттыру жұмыстарының негізгі параметрлерінің бірі болып табылады. Шпурдың тереңдігі қазбаны жүргізудің циклінің ұзақтығын, қазбаны өтудің жылдамдылығын оған кететін жалпы қаржының көлемі мен еңбек шығымдылығын анықтауға мүмкіндік тудырады.

Шпурлардың тереңдігінің оптимальды мәнінің негізгі көрсеткіштері ретінде қазбаның 1 метрін жүргізу үшін жұмсалатын еңбек пен уақыттың және қаржының ең аз кететін шамалары алынады.

Шпурлардың тереңдігін анықтағанда қазба өтудің геологиялық, техникалық және еңбек ұйымдастыру факторларын ескеру керек.

Негізгі геологиялық факторларға таужыныстарының бекемдігі, жарықшақтығы, тақталануы (напластование) және судың қазбаға келімінің көлемі мен газ режімі жатады.

Техникалық факторларға – қазбаны жүргізудің технологиялық үлгісі, қазбаның көлденең қимасы, қолданылатын бұрғылау және тиеу машиналарының түрлері, АЗ (ЖЗ)--тың сапасы және тағы басқалары жатады.

Ұйымдастырушылық факторларына – қазба жүргізу циклінің ұзақтығы және осыған байланысты қазба жүргізу жылдамдығы жатады.

Шпурлардың тереңдігі тайыз (1,0-1,5 м) болғанда қазбаны ілгері жүргізудің 1 метріне шаққанда жұмсалатын көмекші жұмыстардың (қазбаны желдету, шпурларды бұрғылау және таужыныстарын тиеу кезеңдерінің, даярлау – қорытындылау операциялары және т.с.) уақыт мөлшері ұзарады.

Қазбаларды жүргізуге терең шпурлар (3,5-4,0 м) қолданылса, онда таужыныстарының уатылу сапасы және шпурларды пайдалану тиімділігі төмендейді. Бұл жағдайда да қазбаның 1 метрін өтуге жұмсалатын уақыт мөлшері ұзарады [30-32].

Негізі шпурдың тереңдігін қазба өтудің мөлшерленген техникалық жылдамдығына, қолданылатын тау-кен жабдықтарының түрлеріне және олардың санына немесе қазба өтудің өнім шығару мөлшеріне байланысты анықтайды.

Қазба жүргізудің мөлшері техникалық жылдамдығы белгілі болса, онда шпурдың тереңдігін мына формула арқылы есептеп шығаруға болады:

$$\ell_{ш} = \frac{V \cdot T_{ц}}{t_{эс} \cdot n_{эс} \cdot \eta}, \text{ м} \quad (2.8)$$

мұндағығы  $V$  – қазба жүргізудің жылдамдығы, м/айына;

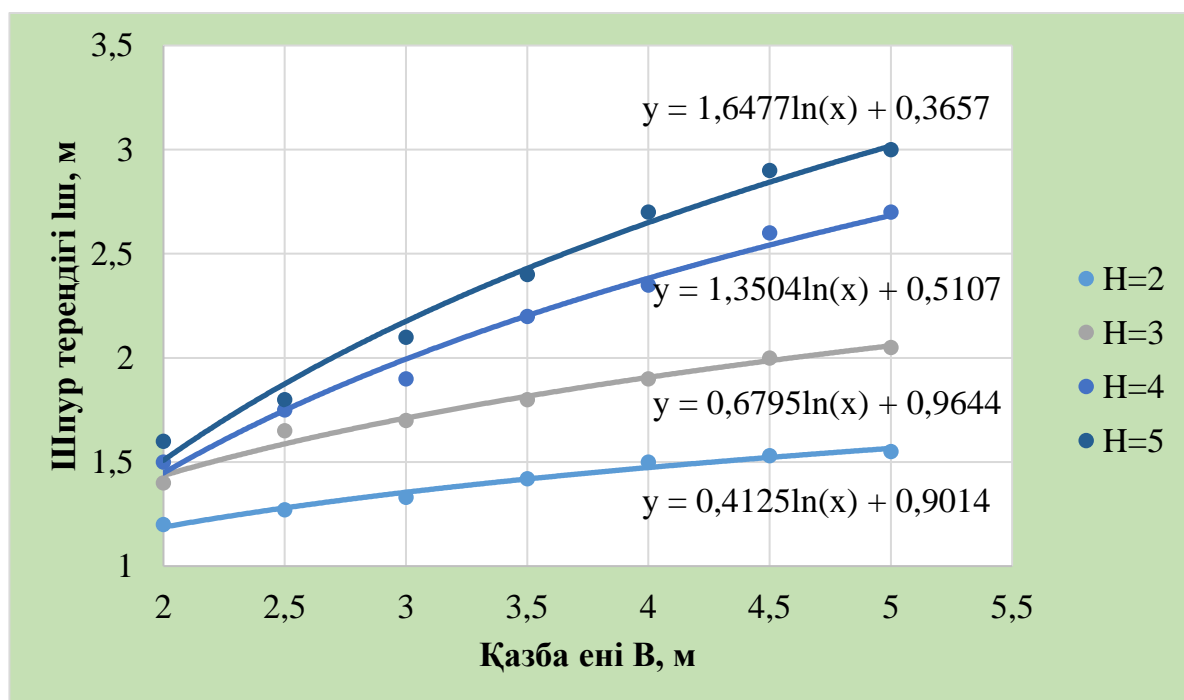
$T_{ц}$  – қазба жүргізу циклінің ұзақтығы, сағ;

$t_{эс}$  – тәуліктегі қазба жүргізу уақыты, сағ;

$n_{эс}$  – бір айдағы жұмыс істейтін тәуліктер саны;

$\eta$  – шпурларды пайдалану коэффициенті (әдетте  $\eta = 0,8 \div 0,95$ ).

Сондықтан шпурлардың тереңдігі белгіленген техникалық өту жылдамдығына, тау-кен өту жабдықтардың саны мен өнімділігіне байланысты немесе өндірістің стандарттары мен параметрлері бойынша анықталады [30-37] (2.1-сурет).



2.1 - сурет – Қазба тереңдігі мен биіктігіне байланысты шпур тереңдігі

Сонымен бірге, шпурлардың тереңдігі, ең алдымен, өтудің белгілі бір жылдамдығын қамтамасыз ету шартына негізделген:

$$l_{ш} = \frac{L}{Nin_{см}n_{ц}\eta}, \text{ м}, \quad (2.9)$$

мұндағы L – қазба ұзындығы, м;

N- айдағы жұмыс күндері, күн;

i - тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын жүргізу уақыты, ай;

n<sub>см</sub> – ауысым саны, дана;

n<sub>ц</sub> – циклдар саны, дана;

η – шпурларды пайдалану коэффициенті.

Тау-кен өту жұмыстарының циклінің еңбек сыйымдылығын ескере отырып, шпурлардың тереңдігін анықтау кезінде Б. Н.Кутузов ұсынған ережелерді қолдану қажет.

F=4-10 беріктік коэффициенті бар таужыныстары үшін шпурлардың оңтайлы тереңдігі 2,5–3,0 м құрайды, ал таужыныстарының беріктігінің жоғарылауымен шпурларда оңтайлы тереңдігі азаяды, ал қазба қимасының ұлғаюымен ол артады. Тұрақты таужыныстарында шпурлардың тереңдігі 4-4,5 м болған кезде тиімді соққы жасалады.

### 2.3.3 Шпурлар санын анықтау

Бұрғылау жару жұмыстарының оңтайландыруда шпурлардың тиімді мөлшерін анықтау негізгі факторлардың бірі болып табылады. Забойда бұрғылынатын шпурлар саны: таужыныстарының беріктігі, қазбаның көлденең қимасының пішіндері мен өлшемдері, қолданылатын жарылғыш зат түрлері мен диаметріне, заряд құрылымы мен шпурға жарылғыш затты толу коэффициентіне байланысты таңдаланып алынады [31, 32].

Шпурлар санын анықтауда көптеген формулалар бар. Н.М. Покоровского, Г.Г.Мухтаровтың және т.б. ғалымдардың формулалары бар. Өз кезегінде Н.М. Покоровского келесідей формула ұсынды:

$$N = \frac{q \cdot S_{np} \cdot \eta}{j \cdot a}, \quad (2.9)$$

мұндағы  $j$  - шпур ұзындығының бірлігіне келетін ЖЗ салмақтық мөлшері, кг/м;

$a$  - шпурларды толу коэффициенті;

$q$  - ЖЗ меншікті салмағы, кг/м<sup>3</sup>;

$S_{np}$  - қазбаның жобалық ауданы, м<sup>2</sup>;

Солардың ішінде тәжірибе көрсеткіштеріне жақыны Г.Г.Мухтаровтың түзетуі еңгізілген қазба забойының 1 м<sup>2</sup> ауданына келетін шпурлардың санын анықтайтын, проф. М.М.Протоdjяконовтың формуласы:

$$N_1 = 2,7 \cdot K_{жар} \sqrt{\frac{f}{S_{жс}}}, \quad (2.10)$$

мұндағы  $K_{жар}$  – таужынысының жарықшақтығын ескеретін коэффициент, (жарықшақтығы жоқ болса  $K_{жар} = 1$ ; сәл жарықшақты  $K_{жар} = 0,9$ ; орташа жарықшақты  $K_{жар} = 0,75$ ; өте жарықшақты  $K_{жар} = 0,55$ ; тұтастығы бұзылған таужыныстарды  $K_{жар} = 0,4 - 0,51$ ).

$f$  – таужынысының бекемдік коэффициенті;

Қазба забойының толық ауданына келетін шпурлардың саны:

$$N_1 = 2,7 \cdot K_{жар} \sqrt{f \cdot S_{жс}}. \quad (2.11)$$

СНиП III-11-77 нормативтік құжаттамасына бойынша шпурлардың санын келесі формула көмегімен анықтайды:

$$N = 1,27qS_q / (\Delta d 2K_3) \quad (2.12)$$

мұндағы  $\Delta$  - ЖЗ тығыздығы, кг/м<sup>3</sup>;

$d$  - ЖЗ патронның диаметрі;

$K_3$  - шпурды толтыру коэффициенті;

### 2.3.4 Шпурлардың забойда орналасуы

Бұрғылау-жару жұмыстарының тиімділігін арттыруда шпурларды қазба забойында оңтайлы орналастыру – өзекті мәселе болып табылады. Бұл, ең алдымен, шпурларды пайдалану коэффициентін жоғарылатып, артық жұмыс көлемін азайтуға мүмкіндік береді. Шпурлардың орналасуы таужыныстар массивінің физика-механикалық қасиеттеріне, қазбаның көлденең қимасының пішіні мен өлшемдеріне, шпурлардың тереңдігі мен санына, қолданылатын жарылғыш заттың (ЖЗ) түріне, сондай-ақ заряд құрылымына және басқа да факторларға тікелей тәуелді.

Шпурларды орналастыру схемасын таңдау кезінде келесі негізгі талаптар ескерілуі тиіс: шпурларды пайдалану коэффициентінің жоғары болуы, қазба контурының дәл шығарылуы, жарылыс нәтижесінде таужыныстардың біркелкі уатылуы және олардың белгілі бір орынға шоғырланып үйілуі, бұл өз кезегінде тиеу-тасымалдау үдерісін оңтайландырады.

Забойда шпурлар қызметтік міндетіне қарай үш негізгі түрге бөлінеді: үңгіме, қопарушы және көмекші (немесе жиектеуші) шпурлар. Бұл ретте үңгіме шпурлар айрықша маңызды рөл атқарады. Олар алғашқы болып жарылып, қопару зарядтары үшін бос кеңістік құра отырып, жалпы жарылыс тиімділігін арттырады. Әдетте, үңгіме шпурлардың ұзындығы басқа шпурларға қарағанда 10–20% артық болады.

Қазбадағы таужыныстарының бекемдігіне байланысты үңгіме шпурлар забой беткейінің жазықтығына перпендикулярно (бір-біріне параллель) бұрғыланса, онда – тура үңгіме (прямой врубь) деп аталады, ал егер шпурлар забой беткейінің жазықтығында қазбаның горизонтальді өсіне бірқатар бұрышпен бұрғыланса, онда-көлбеу үңгіме (наклонный врубь) деп аталады.

Тура үңгіме шпурлар призма тәрізді, саңылау (щелевой) тәрізді, спираль тәрізді, қабатты (ярусный) және осылардың құрастырмалы түрлері болып бөлінеді. Үңгіме шпурлар қазбаның көлденең қимасының ауданында белгіленген, керекті тереңдікке сәйкес қуыстың пайда болуын қамтамасыз етеді, бірақ ондағы зарядтар таужыныстарын өте қиын ауыр жағдайда жарады.

Бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) жобалық құжаттарының негізгі элементтерінің бірі – шпурлардың забойдағы орналасу сұлбасы болып табылады. Функционалдық қызметіне қарай шпурлардың келесі түрлері ажыратылады: үңгіме (врубные), қопарушы (отбойные) және жиектеуші (оконтуривающие). Осы шпурларда орналастырылатын жарылғыш зат (ЖЗ) зарядтары келесі талаптарды қанағаттандыруы тиіс [32]:

*Үңгіме шпурлар* – тау жынысы массивінде қосымша ашық бет қалыптастыру үшін қажет, бұл өз кезегінде екінші кезекте жарылатын қопарушы зарядтардың әсерін күшейтеді;

*Қопарушы шпурлар* – тау жынысының негізгі көлемін бұзу үшін қолданылады;

*Жиектеуші шпурлар* – қазбаның контурын нақты қалыптастыру және контурға жақын тау жыныстарының бұзылуын барынша азайту үшін пайдаланылады.

Тупиктік (шығар жолы жоқ) тау-кен қазбаларын жүргізудің нәтижелері көбінесе үңгіме типіне байланысты болады, сондықтан үңгіме түрін таңдауға ерекше назар аудару қажет.

Үңгіме – бұл бірнеше шпурлардан (кейде бір немесе бірнеше скважиналардан) тұратын жүйе, олардың ұзындығы копарушы шпурларға қарағанда сәл ұзын болады. Үңгіме шпурларындағы (немесе скважиналардағы) зарядтар бірінші кезекте жарылып, тау жынысында салыстырмалы бос қуыс түзеді. Бұл қуыс кейінгі жарылыс кезінде копарушы шпурлардағы зарядтардың бұзу әсерін арттыруға мүмкіндік береді.

Үңгіме шпурларын забой бетіне перпендикуляр немесе көлбеу бұрышпен бұрғылайды, нәтижесінде түзу немесе көлбеу үңгіме қалыптасады. Бұл шпурлар бір жазықтықта немесе кеңістіктік фигуралардың қырларында орналасуы мүмкін. Бір жазықтықта орналасқан жағдайда жазық үңгіме түзіледі, ал кеңістіктік орналастыру кезінде сына тәрізді, пирамидалық, призмалық және басқа да үңгіме қуыстары пайда болады. Пирамидалық және призмалық қуыстардың қыр саны үңгіме шпурларының санына байланысты, ал бұл сан тау массивінің бұзылғыштық дәрежесіне кері пропорционалды.

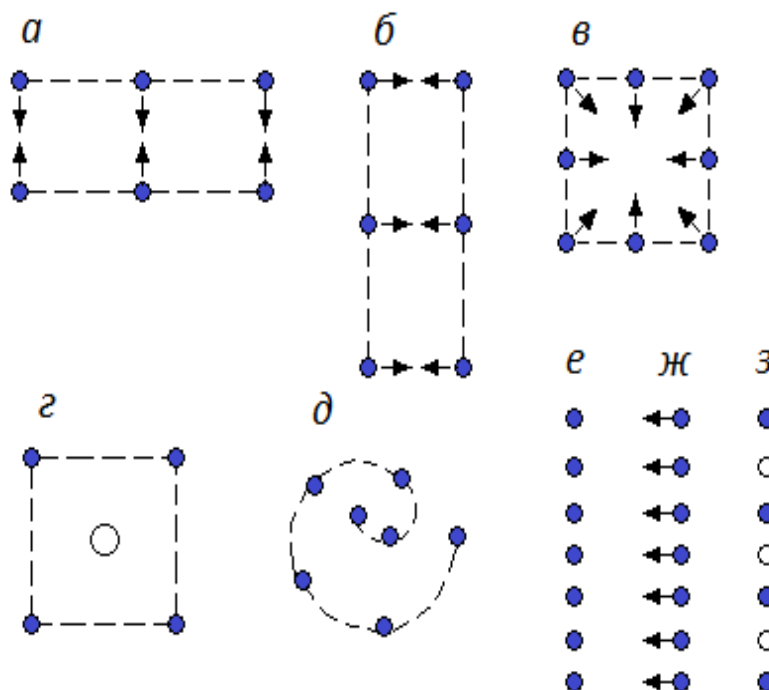
Жарылғыш заттардың үңгіме зарядтарының жұмысын жеңілдету үшін кей жағдайда кеңістіктік фигуралардың ортасында бастапқы қуыс құрылады, ол үшін диаметрі шпурлардан үлкен компенсациялық шпур немесе скважина бұрғылайды. Бұл шпурлар зарядталмайды. Қолайлы тау-геологиялық жағдайларда, диаметрі жеткілікті үлкен скважиналарды қолдану арқылы үңгіме шпурларын мүлдем бұрғыламауға да болады [30-32].

*Сына тәрізді үңгіме (сурет 2.2, а, б)* – екі немесе бірнеше қарама-қарсы бағытталған, қиылыса орналасқан шпурлар жұбы арқылы жүзеге асырылады. Бұл шпурлар сына тәрізді үңгіме қуысын жасайды. Шпурлардың ауыздарын бір-бірінен 0,2–0,8 м арақашықтықта орналастырады, бұл тау жыныстарының беріктігіне, шпурлардың тереңдігі мен көлбеу бұрышына және ЖЗ-ның энергетикалық сипаттамаларына байланысты таңдалады. Тік сына тәрізді үңгіме көбіне кең қималы қазбаларды жүргізу кезінде, әсіресе қабаттылығы тік бағытталған тау жыныстарында қолданылады. Ал көлденең сына тәрізді үңгіме тар забойлар үшін тиімді. Бұл үңгіме түрі орташа бұзылғыштық қасиеті бар тау жыныстарында кеңінен қолданылады.

*Пирамидалық үңгіме (сурет 2.2, в)* – ортақ бір орталыққа бағытталған үш және одан да көп көлбеу шпурлардан тұрады. Бұл үңгіме түрі берік, монолитті тау жыныстарында қолданылады. Бұзылғыштық қасиеті төмен массивтерде үңгіме шпурларының санын немесе диаметрін ұлғайту қажет, себебі бұл жарылғыш заттың меншікті энергиясын арттыруға мүмкіндік береді.

*Призмалық үңгімелер (сурет 2.2, г)* – жарықшақты құрылымдағы, блоктарға бөлінген, берік тау жыныстарында тиімді. Мұндағый жағдайда тау

массиві тастан өрілген қабырғаға ұқсас құрылымға ие болады. Көп жағдайда үңгіме құрамына орталықта орналасқан зарядталмайтын шпур немесе скважина қосылады.



*a, б* – сына (жазық және көлбеу); *в* – текпешек; *г* – призматикалық; *д* – спиральды; *е, ж, з* – тегіс

2.2 - сурет – Үңгіме түрлері

Ақжал кеніші қазіргі таңда жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылау жару жұмыстарымен өту барысында ромбалық үңгіме шпур типтері арқылы жұмыстарды жүргізеді.

### 2.3.5 Қысқа кешіктіру интервалын мен жарылыс желілерін есептеу

Әрбір жарылғыш зат (ЖЗ) заряды мен олардың топтары бір мезгілде немесе белгілі бір уақыт аралығымен жарылуы мүмкін. Уақытша кідірістердің болуы және ЖЗ зарядтарының жарылу реттілігі тау жынысының бұзылу механизміне және жару жұмыс нәтижелеріне айтарлықтай әсер етеді.

Бір мезгілде (жарылыстың сәтінде) бірнеше ЖЗ зарядтарының жарылуы кезінде әрбір заряд өзінің ең аз кедергі бағыты бойынша әсер етеді, және кеннің таужынысынан бөлінуі күрделі көпқырлы бет бойымен жүреді. Мұндағый жарылыс тәсілі жарылыс энергиясының пайдалы жұмысқа жұмсалуды төмендетеді, бұл 1 метр бұрғылауға келетін кеннің шығымын азайтады, оның кесектілігін арттырады және тазарту кеңістігіндегі кеннің шашырауын көбейтеді.

ЖЗ зарядтарының әртүрлі уақытта басталуы жарылыс энергиясын басқару мүмкіндігін жақсартады. Бұл жарылыстың әсер ету векторының

бағытын тау жынысында алғашқы зарядтардың жарылуынан кейін пайда болған жаңа ашық беттерге қарай бағыттаумен іске асырылады. Сол сияқты, екінші кезектегі зарядтар жарылғаннан кейін, үшінші кезектегі зарядтардың векторлары да жаңа ашық беттерге қарай өзгереді. Бұл векторлардың алғашқы бағытқа қатысты ауытқу бұрышы уақытша кідіріс неғұрлым ұзақ болса, соғұрлым үлкен болады. Зарядтардың жарылысы арасында бірнеше секундтық кідірістер болғанда, келесі зарядтар жарылған сәтке дейін тау жынысында жаңа ашық беттердің қалыптасуы толық аяқталады, бұл ең үлкен бағыт ауытқуына мүмкіндік береді. Осылайша, ЖЗ зарядтарының басталу ретін өзгерту арқылы олар арасындағы қашықтықты ең аз кедергі сызығына дейін ұлғайтуға болады. 1–3 секундтық аралықпен жарылыс бастау практикада тау жынысының қатты қысылған жағдайында, мысалы, тұйық забойларда (бір ғана ашық бет болғанда) қолданылады. Мұндағый жағдайда жарылыс алдымен вруб (орталық) зарядтардан, содан кейін негізгі және контурлық зарядтардан басталады.

Уақытша кідірісті жарылыстың тағы бір маңызды артықшылығы – жарылыс кезінде пайда болатын сейсмикалық әсерді едәуір азайту мүмкіндігі. Бұл жарылыстың жалпы ЖЗ массасын уақыт бойынша бірнеше кіші бөлікке бөлу арқылы іске асады. Жарылыс сатылары неғұрлым көп және әрбір бөлік арасындағы уақытша аралық неғұрлым ұзақ болса, сейсмикалық әсер соғұрлым төмен болады.

Жарылыстың қысқамезгілді кідірістермен (миллисекундтық) орындалуы кезінде тау жыныстарының ұсақталуын жақсарту келесі жолдармен мүмкін болады:

- Жарылыстың тау жынысына белсенді әсер ету уақытын ұзарту арқылы;
- ЖЗ зарядтарын бастау схемаларын құру арқылы, мұндағы жарылыс кезінде кен кесектерінің бір-бірімен соқтығысуы жүзеге асады.

Жарылыстың әсер ету уақытын ұзарту үшін зарядтардың бірінен соң бірі кідіріс арқылы басталуы қажет. Бұл кідірістер жарылыс толқындарының (тікелей және кері) тау жынысымен таралу уақытына сәйкес келетін, яғни мыңнан бір секундқа тең уақыт аралығында болуы керек. Осылайша, жарылыс салдарынан тау жынысында туындайтын кернеулі күйдің жалпы уақыты бірнеше есе ұлғаюы мүмкін. Алайда, кідіріс аралығын шамадан тыс арттыру кері нәтижеге әкелуі мүмкін – тау жынысындағы кернеудің тұтастығы үзіліп, жарылыстың тиімділігі төмендейді. Сонымен қатар, кейбір шекті мәндерден асқан кідірістер жарылыс кезінде көрші зарядтардың ерте бұзылып, толық жарылмай қалуына (подбой) себеп болуы мүмкін.

Қосымша соқтығыстарды (соударения) қамтамасыз ету – бұл ЖЗ зарядтарын арнайы ретпен қысқамезгілді бастау нәтижесінде, жарылыс кезінде кен кесектерінің қарсы қозғалысымен соқтығысу жағдайларын жасау. Бұл тәсіл қосымша ұсақталуға себеп болады және бұдан кейін арнайы қысқамезгілді жарылыс схемаларында кеңінен қарастырылады.



Жалпы алғанда, миллисекундтық жарылыс кезіндегі жыныстың бұзылу механизмі әлі толық зерттелмеген. Бірнеше теориялар бар, бірақ әлі бір нақты пікір жоқ:

1) Бір топ зерттеушілер қысқамезгілді жарылыс кезінде әр зарядтан тарайтын қысу толқындары интерференцияға ұшырайды, яғни олардың фазалары сәйкес келгенде амплитудасы артады;

2) Басқа зерттеушілер алдыңғы зарядтардың жарылысынан бұзылған жыныстар кейінгі жарылыспен қосымша ұсақталады деп есептейді;

3) Үшінші пікір – алғашқы зарядтардың жарылысы жаңадан ашық беттерді құрып, кейінгі зарядтардың бұзушы әсерін жақсартады.

Бұл түсіндірулердің барлығы белгілі бір дәрежеде шындыққа жанасады. Алайда, олардың әрқайсысының жарылыс нәтижесіне нақты әсері әлі белгісіз. Сонымен бірге, миллисекундтық кідірістерді пайдалана отырып жарылысты басқару – жарылыс технологиясын жетілдіру үшін әлі де көп мүмкіндіктерді (резервтерді) қамтиды.

Қазіргі заманғы кеніштерде жарылыс зарядтарының әсерін баяулату құралы ретінде электрлік баяулатқыш детонаторлар (ЭДЗ), қысқамезгілді баяулатқыш детонаторлар (ЭДКЗ), пиротехникалық релелер (КЗДШ, РП-Д – детонациялық шнур үшін), электрондық детонаторлар, сондай-ақ төменэнергетикалық сигнал өткізгіштері (толқын өткізгіштері) бар электрсіз іске қосу жүйелері (СИНВ) кеңінен қолданылады. Мұндағый электрсіз іске қосу жүйелерінің дәстүрлі тәсілдерге (отты немесе электрлік) қарағанда бірқатар артықшылықтары бар, ең алдымен қауіпсіздік деңгейі жоғары.

Мұндағый іске қосу жүйелері келесі құрамдас бөліктерден тұрады:

- миллисекундтық немесе лездік әрекет ететін, жарылғыш зат мөлшері аз арнайы детонаторлар;

- ішкі бетіне арнайы ұнтақ жағылған толқын өткізгіш түтіктер;

- бірнеше толқын өткізгіш түтіктерді бір шоғырға біріктіретін қосқыш блоктар;

- жоғары энергиялы ұшқын өндіретін арнайы жарылғыш машиналар;

- детонациялық шнурды толқын өткізгішке қосуға арналған қысқыштар және басқа да құрылғылар.

Мұндағый жүйелерді жеке де, сондай-ақ басқа іске қосу құралдарымен бірге де қолдануға болады.

Іске қосу құралдарының негізгі техникалық көрсеткіші – бұл жарылыс импульсінің баяулау аралығы (миллисекундпен өлшенеді). Бұл параметр нақты жағдайларға байланысты таңдалады – жарылуға жататын тау жыныстарының физика-механикалық қасиеттеріне, жарылғыш заттардың орналасуына және мөлшеріне, сондай-ақ келесі шарттарға байланысты:

- жарылыс контурының тегістігін қамтамасыз ету;

- сейсмикалық әсерді және контурдан тыс тау жынысының зақымдануын азайту;

- рудалық массаны забойдан барынша қашықтыққа лақтыру.

Көбінесе бұл баяулау аралығының ( $t$ ) шамасы жынысты ұсақтау сапасын жақсарту қажеттілігіне қарай анықталады.

Ол үшін келесі эмпирикалық тәуелділікті қолданыңыз:

$$\tau = kW, \text{ мс}, \quad (2.13)$$

мұндағы  $k$  – өндірілетін кеннің беріктігінің құрылымына байланысты коэффициенті олар:  $f = 5-10; 10-15; 15-20$  үшін  $k = 9-10; 7-8; 5-6$ ;

$W$ - ЖЗ зарядының ең аз қысқа қарысу сызығы, м.

Профессор А. Н. Ханукаев баяулау аралығын формула бойынша анықтауды ұсынды:

$$\tau = \frac{2W}{C_p} + \frac{W}{C_{тр}} + \frac{0,009}{V_{ср}}, \text{ с}, \quad (2.14)$$

мұндағы  $C_p$  – таужыныстары массивіндегі серпімді толқынның таралу жылдамдығы,  $C_p = 4000-6000$  м/с;

$C_{тр}$  - жарықшақтың орташа жылдамдығы, м/с;

$V_{ср}$  - жарылыс кезіндегі тау-кен массивінің ығысуының орташа жылдамдығы, м/с.

Формуланың бірінші қосындысы – бұл жарылғыш зат (ЖЗ) зарядынан ашық бетке дейін серпінді толқынның таралуына және кері қайтуына қажетті уақытты көрсетеді.

Екінші қосынды – ұзындығы ЛНС-ке тең жарықшақтың түзілуіне қажетті уақытты сипаттайды.

Үшінші қосынды – жарылыс толқыны жаңадан пайда болған жарықшақтан жеткілікті дәрежеде шағылатындай болуы үшін тау жынысының бір бөлігінің 0,009 м қашықтыққа жылжуына қажетті уақытты көрсетеді.

Қысылған ортада ұңғыма зарядтары жарылған кезде баяулау аралығын шамамен формула бойынша орнатуға болады:

$$\tau = (9,2W - 4,3)K_p, \text{ мс}, \quad (2.15)$$

мұндағы  $K_p$  - қысылатын ортаның қопсыту коэффициенті.

### 2.3.6 Бұрғылау жару жұмыстарының паспортын әзірлеу

Жарылыс энергиясы бір орынға бағытталынған болуы мүмкін немесе бөлінген

Кеніште бұрғылау жару жұмыстарының паспортын әзірлеу кезінде екі түрлі үңгіме шпурдың орналасуына қарай зерттеу жұмыстары жасалынды. Алдымен, тік-сыналы әдіс бойынша зерттеулер жасалынды.

1. Зерттеу әдісі. Үңгіме шпур тік-сыналы типте орналасқан кездегі есептеу жұмыстары.

Сонымен қоса, зерттеу жұмыстарының нәтижелері Ә, Б қосымшаларында келтірілінген.

Үңгіме шпурларды тік-сыналы типте орналастырқанда келесі параметрлер 2.5 – кесте ұсынылады.

Үңгіме шпур мен сағасының арасында арақашықтық

$$A_B = S_{\text{пр}} \cdot m, \text{ м} \quad (2.16)$$

мұндағы  $m$ -зарядтар арасындағы салыстырмалы арақашықтық келесідей 0,4-1,0

Кесте 2.5 – Тік – сынады үңгіме типінің параметрлері

| Таужыныстарының беріктік коэффициенті $f$ | Забойдағы шпурлардың көлбеу еңістігі $\alpha$ , градус | Үңгімедегі шпурлар саны, $n_B$ |
|---|--|--------------------------------|
| 7-8                                       | 62-64  | 4-6                            |
| 9-10                                      | 59-61  | 6-8                            |
| 11-13                                     | 56-58  | 6-8                            |
| 14-18                                     | 53-55  | 8-10                           |
| 19-20                                     | 50-53  | 8-12                           |

Тік-сынамалы үңгіме шпурдағы компенсациялық шпуралырының саны

$$N_0 = (\eta \cdot l_{\text{ш}}/A)3/ V_0, \quad (2.17)$$

мұндағы  $\eta$ -шпурларды пайдаланы коэффициенті (ШПК);

$l_{\text{ш}}$ -шпур тереңдігі, см;

$A=9,35$ -масштабтық коэффициент,

$V_0$ -бос шпур көлемі, см<sup>3</sup>

$$V_0 = \pi \cdot d_2 \cdot l_{\text{ш}}/4, \text{ см}^3 \quad (2.18)$$

Қысқа қарысу сызығының келесі формула көмегімен анықталады:

$$W=[p/(qm)]^{1/2}, \text{ м} \quad (2.19)$$

мұндағы  $p$ -1 м шпурдың сыйымдылығы

Жиектеуші орналасуын анықтаймыз:

- жиектеуші шпурлардың қазба күмбез бөлігіндегі бір-бірінен орналасу арақашықтығы:

$$A_{\text{ок.кр}}=1,0 \cdot W, \text{ м} \quad (2.20)$$

- жиектеуші шпурлардың қазба борт бөлігіндегі бір-бірінен орналасу арақашықтығы

$$A_{\text{ок.борт.}}=0,8-0,9 \cdot W, \text{ м} \quad (2.21)$$

- жиектеуші шпурлардың қазба табан бөлігіндегі бір-бірінен орналасу арақашықтығы

$$A_{\text{ок.кр.}}=0,7-0,8 \cdot W, \text{ м} \quad (2.22)$$

Қажетті ЖЗ мөлшерін анықтаймыз:

$$Q=q \cdot S_{\text{ч}} \cdot l_{\text{ш}}, \text{ кг} \quad (2.23)$$

1 шпурдағы орташа заряд массасы:

$$Q_c=Q/N, \text{ кг} \quad (2.24)$$

2. Келесі зерттеу.

Бұрғылау жару жұмыстарын ромбалық үңгіме түрін қолдану кезінде ұсынылатын методика.

Қопарылатын таужыныстарының циклдағы көлемі:

$$V_{\text{г.м}} = S_{\text{пр}} \cdot l_{\text{ш}} \cdot \eta, \text{ м}^3, \quad (2.25),$$

мұндағы  $S_{\text{пр}}$  – қазбаның өту кезіндегі ауданы,  $\text{м}^2$ ;

$l_{\text{ш}}$  – шпурдың тереңдігі,  $\text{м}$ ;

$\eta$  – шпурларды пайдалану коэффициенті,  $\eta = 0,96$ .

ЖЗ меншікті шығының келесі формула көмегімен анықтаймыз:

$$q = q_{\text{п}} \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e_1, \text{ кг/м}^3, \quad (2.26)$$

мұндағы  $S_1$  – таужыныстарының құрылымдық коэффициенті, кішігірім жарықшақпен дислокацияланған жыныстар үшін, Ақжал кеніші үшін  $S_1 = 1,4$ ;

$V_1$  – бір ашық кеңістік кезінде таужыныстарын қысу коэффициенті,

П.Я. Таранованың формула бойынша анықтаймыз:

$$V_1 = \frac{3 l_{\text{шп}}}{\sqrt{S_{\text{выр}}}}, \quad (2.27)$$

мұндағы  $e_1$  – ЖЗ жұмыс істеу қабілеттілік коэффициенті,  $e_1 = 0,95$ ;

$q_n$  – ЖЗ шығыны, таужыныстарының беріктігіне байланысты  $f = 12 \div 14$ ,  $q_n = 1,02$ .

ЖЗ циклдағы шығыны:

$$Q_{\text{ц}} = V_{\text{г.м}} \cdot q \cdot \eta, \text{ кг}, \quad (2.28)$$

Шпурлық зарядтың массасы:

$$q_3 = 0.785 \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot l_{\text{ш}} \cdot K_3 \cdot \rho_{\text{вв}}, \text{ кг}, \quad (2.29)$$

мұндағы  $d_{\text{п}}$  – патрон немесе шпур диаметрі, м;

$K_3$  – шпурларды арттыру коэффициенті, таужыныстарының беріктігі және шпур немесе патрон диаметріне байланысты келесідей қабылдаймыз  $K_3 = 0,9$ ;

$\rho_{\text{вв}}$  – ЖЗ тығыздығы, патрондық Гранулит А6 үшін А6  $\rho_{\text{вв}} = 1150-1250$  кг/м<sup>3</sup>, түйіршіктелген Гранулит А6 үшін  $\rho_{\text{вв}} = 1100$  кг/м<sup>3</sup>.

Забойдағы шпурдың есептік саны:

$$N = \frac{Q_{\text{ц}}}{q_3}, \text{ шт.} \quad (2.30)$$

Қысқа қарысу сызығы келесі формула арқылы анықтаймыз:

$$W = \sqrt{\frac{q_{\text{м}}}{q_{\text{т}}}}, \text{ м}, \quad (2.31)$$

мұндағы  $m$  – зарядтардың жақындау коэффициенті, таужыныстарының беріктігіне байланысты біз аламыз  $m = 1,0$ ;

$q_{\text{м}}$  – бір шпурдың сыйымдылығын келесі формула арқылы анықтаймыз:

$$q_{\text{м}} = 0,785 \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot \rho_{\text{вв}}, \text{ кг/м}. \quad (2.32)$$

Үңгіме шпур санын келесі формула арқылы анықтаймыз:

$$n_{\text{в}} = \frac{0,5N}{3}, \text{ шт.} \quad (2.33)$$

Компенсациялық шпурлар саны:

$$n_0 = \frac{0,5N}{n_B}, \text{ шт.} \quad (2.34)$$

Үңгіме шпурлар арасындағы орташа арақашықтық:

$$a_B = m \left( \frac{q}{V_1} \right)^{1/2}, \text{ м,} \quad (2.35)$$

мұндағы  $m$  – зарядтар арасындағы арақашықтық 0,7-1,2;

$V_1$  – таужыныстарын қысу коэффициенті.

Үңгіме және көмекші шпурлар арасындағы арақашықтық:

$$a_{B.B} = W, \text{ м.} \quad (2.36)$$

Жиектеуші шпурлардың арақашықтықтары:

- жиектеуші шпурдың қазбаның борты бөлігінде арақашықтығы:

$$a_{\text{ок.б.}} = m \cdot W, \text{ м,} \quad (2.37)$$

- жиектеуші шпурдың қазбаның табан бөлігінде арақашықтығы:

$$a_{\text{ок.поч.}} = (0,8 - 0,9) \cdot W, \text{ м,} \quad (2.38)$$

- жиектеуші шпурдың қазбаның күмбез бөлігіндегі арақашықтығы:

$$a_{\text{ок.кр.}} = (1,1 - 1,2) \cdot W, \text{ м.} \quad (2.39)$$

Бұрғылау жару жұмыстарында тік-сыналы үңгіме түрін қолдану кезінде, келесідей әдістеме арқылы жүзеге асыралады.

Кесте 2.6 – Шпурларды толтыру коэффициентін анықтауға арналған

| ЖЗ патронның диаметрі, мм | К <sub>з</sub> тау жыныстарының беріктігі коэффициентімен $f$ |           |
|---------------------------|---|-----------|
|                           | 3-9   | 10-20     |
| 24, 28                    | 0,35-0,7  | 0,75-0,85 |
| 32, 36                    | 0,3-0,6   | 0,6-0,85  |
| 40                        | 0,3-0,5   | 0,5-0,75  |

Шпурлар мөлшері СНиП III-11-77 нормативтік құжаттама арқылы анықтаймыз:

$$N = \frac{1,27qS_q}{\Delta d^2 K_3}, \quad (2.40)$$

мұндағы  $\Delta$  - шпурдағы немесе патрондағы ЖЗ тығыздығы, кг/м<sup>3</sup>;

$d$  – шпурдағы немесе патрондағы ЖЗ диаметрі, м;

$K_3$  – шпурларды толтыру коэффициенті (кесте 2.6);

$q$  – меншікті шығыны, кг/м<sup>3</sup>.

Тік-сына үңгіме ұсынылған параметрлері 2.7-кестеде келтірілген.

Үңгіме шпурлардың сағалараның арасындағы арақашықтық:

$$A_B = W \cdot m, \quad \text{м}, \quad (2.41)$$

мұндағы  $m$  - тең қабылданған зарядтар арасындағы салыстырмалы қашықтық 0,4-1,0 м.

Кесте 2.7 – Тік-сына үңгіменің ұсынылған параметрлері

| Таужыныстарының беріктік коэффициенті $f$ | Шпурлардың забой жазықтығына құлау бұрышы $\alpha$ , градус | Үңгіме шпурлар мөлшері $n_B$ |
|---|---|------------------------------|
| 7-8                                       | 62-64   | 4-6                          |
| 9-10                                      | 59-61   | 6-8                          |
| 11-13                                     | 56-58   | 6-8                          |
| 14-18                                     | 53-55   | 8-10                         |
| 19-20                                     | 50-53   | 8-12                         |

Үңгіме шпурлардың сағалараның арасындағы арақашықтық:

$$A_B = W \cdot m, \quad \text{м}, \quad (2.41)$$

мұндағы  $m$  - тең қабылданған зарядтар арасындағы салыстырмалы қашықтық 0,4-1,0 м.

Тік-сына үңгімедегі компенсациялық шпурлар саны:

$$N_o = \frac{(\eta \cdot l_{ш} / A)^3}{V_o}, \quad (2.42)$$

мұндағы  $l_{ш}$  – шпур тереңдігі, м;

$A=9,35$  - масштабтық коэффициент;

$V_o$  – бос шпур көлемі, м<sup>3</sup>,

$$V_0 = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot l_{ш}, \quad \text{м}^3. \quad (2.43)$$

Қысқа қарысу сызығы (ҚҚС):

$$W = [p/qm]^{1/2}, \text{ м}, \quad (5.44)$$

мұндағы  $p$  - 1 м шпурдың сыйымдылығы, тең:

1 м шпурдың сыйымдылығы келесі формуламен анықталады:

$$p = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho_{вв}, \quad \text{кг/м}. \quad (2.45)$$

Жиектеуші шпурлардың орналасуы:

- жиектеуші шпурдың қазбаның күмбез бөлігінде арақашықтығы:

$$A_{\text{ок.кр}} = 1,0 \cdot W, \text{ м}, \quad (2.46)$$

- жиектеуші шпурдың қазбаның борты бөлігінде арақашықтығы:

$$A_{\text{ок.борт.}} = (0,8 - 0,9) \cdot W, \text{ м}, \quad (2.47)$$

- жиектеуші шпурдың қазбаның табан бөлігінде арақашықтығы:

$$A_{\text{ок.кр}} = (0,7 - 0,8) \cdot W, \text{ м}. \quad (2.48)$$

ЖЗ мөлшері:

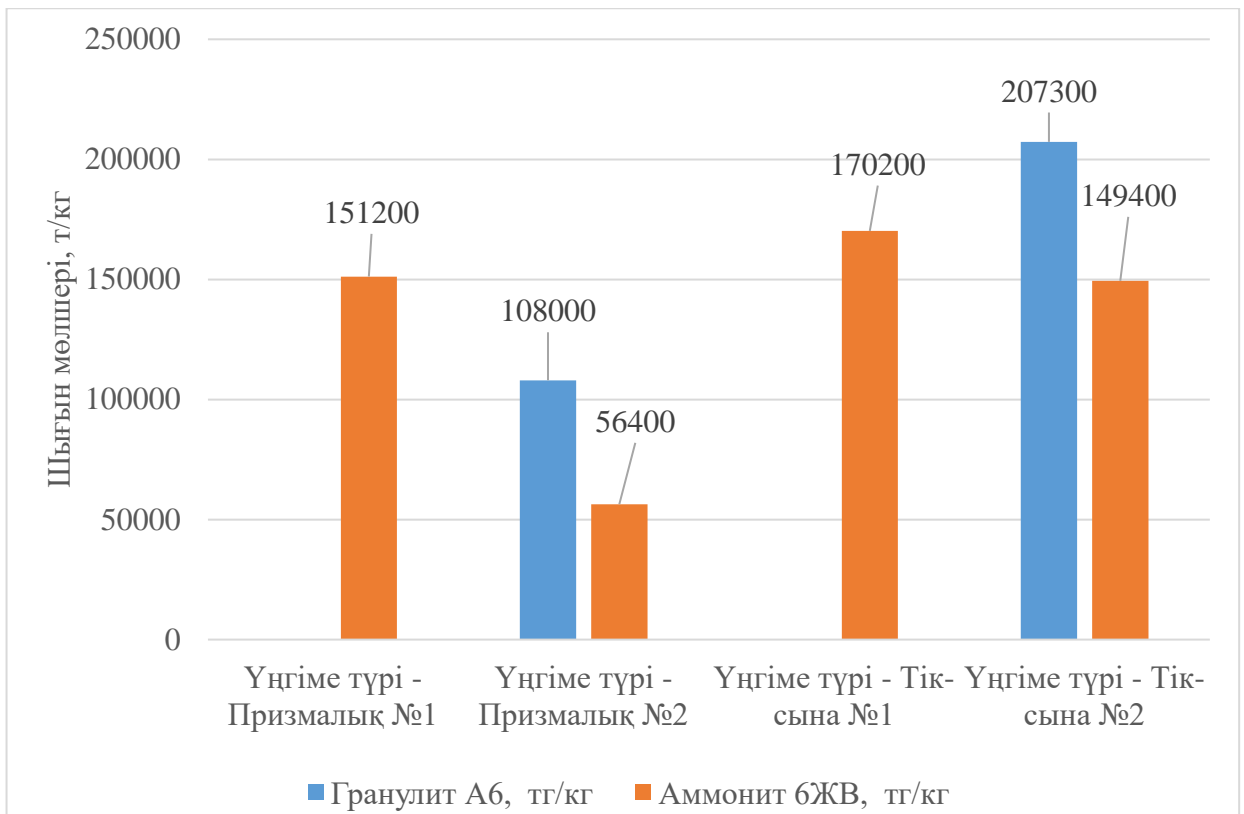
$$Q = q \cdot S_{ч} \cdot L_{ш}, \text{ кг}. \quad (2.49)$$

Бір шпурдағы ЖЗ мөлшері:

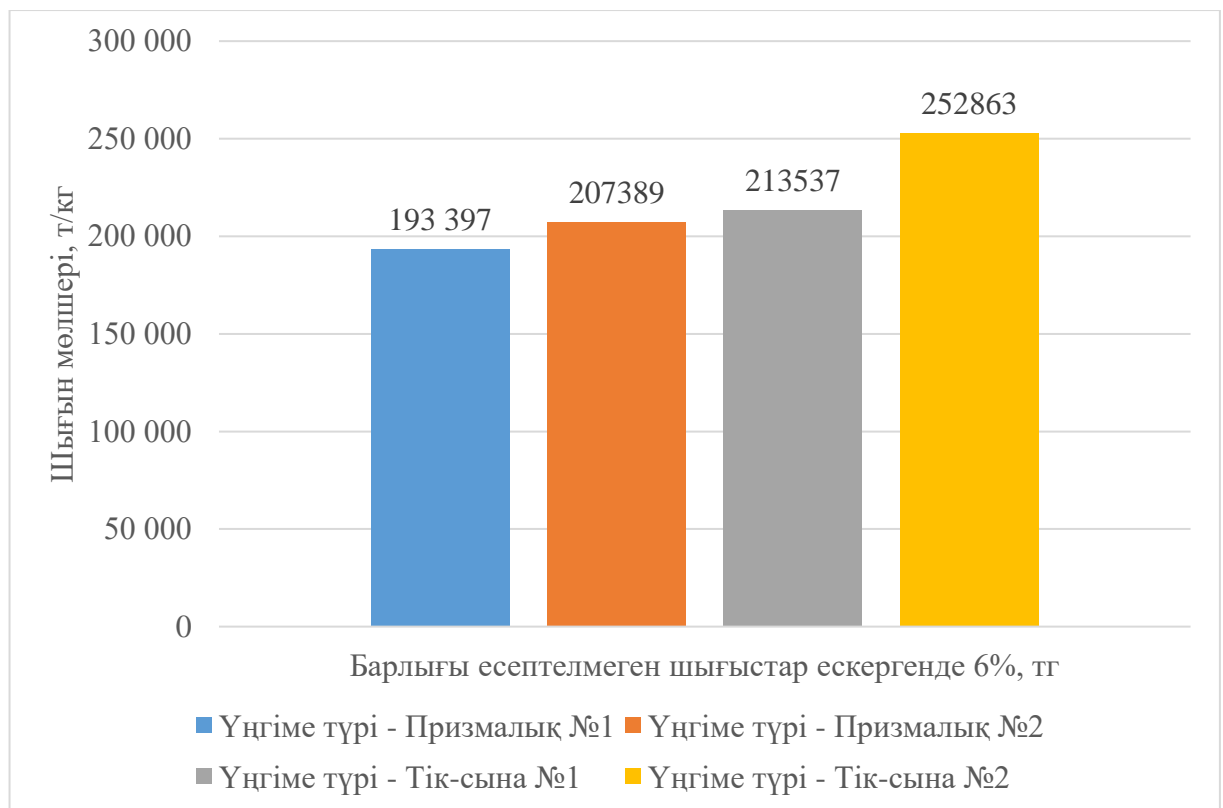
$$Q_c = Q/N, \text{ кг}. \quad (2.49)$$

Бұрғылау жару жұмыстарының техникалық экономикалық көрсеткіштері 2.3 2.4 – суреттерде келтіріп өтілген.





2.3 - сурет – БЖЖ қолданылатын жарылғыш заттың экономикалық көрсеткіштері



2.4- сурет – Бұрғылау жару жұмыстарына жарылыс материалдарының шығындар

## 2.4 Штрек қазбасын желдету жұмыстарының параметрлерін саралау

Жерасты кеніштеріндегі атмосфералық ауаның сапасы санитарлық-гигиеналық талаптарға сәйкес болуы үшін, оларды белгілі бір сұлба бойынша желдетудің жалпы кеніштік (бас желдеткіштің көмегімен) және жергілікті желдету қондырғылары арқылы желдету жұмыстары іске асырылады [2, 14].

Жерасты қазбаларын желдетудің төрт түрі бар: жалпы кеніштік депрессия арқылы, үрлеме, сорма және біріктірілген желдету [2, 3, 7, 8].

Үрлеме желдету әдісі таза ауаны желдеткіштен құбыр арқылы забойға жеткізіп, ластанған ауаны қазбалар арқылы сыртқа шығарады. Желдету құбырының шеті мен забой арасындағы қашықтық газды кеніштерде – 8 м, газсыз кеніштерде – 12 м аспауы тиіс.

Сорма желдету әдісі ластанған ауаны құбырлар арқылы сорып алып, забойға таза ауаның келуін қамтамасыз етеді. Алайда, ауа сору аймағы шектеулі, және құбырдың шеті забойдан  $3\sqrt{S}$ , м қашықтықта болуы тиіс ( $S$  – қазба қимасының ауданы,  $m^2$ ).

Біріктірілген әдіс айдама және сорма тәсілдерінің артықшылықтарын біріктіреді. Екі желдеткіш пайдаланылады: бірі ластанған ауаны соруға, екіншісі таза ауаны қысқа құбыр арқылы (20-30 м) забойға айдауға арналған [2, 3, 7, 8].

Техникалық нормативтік құжаттамаларға сәйкес адамдарға қажетті ауаның мөлшерін келесі формула арқылы анықтаймыз:

$$Q = q \cdot Z \cdot k = 0,1 \cdot 4 \cdot 1,5 = 0,6 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.50)$$

мұндағы  $q$  - 1 адамға таза ауа беру нормалық өлшемі  $0,1 \text{ м}^3/\text{с}$ ;

$Z$  - мүмкін болатын адамдар мөлшері;

$k$  – ауаның қорының коэффициенті.

Шаң бойынша мөлшері:

$$Q = \frac{J \cdot b_i}{\Pi - \Pi_{\text{вх}}} = \frac{2,2 \cdot 0,5}{2,0 - 0,6} = 0,79 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.51)$$

мұндағы  $J$  – бұрғылау кешінің шпурларды бұрғылау кезінде шаңды шығару қарқындылығы;

$b_i$  - сумен суару арқылы шаң шығарудың төмендеуін ескеретін коэффициент;

$\Pi$  және  $\Pi_{\text{вх}}$  - максималды рұқсат етілген концентрацияға және түсетін ағынға сәйкес шаң концентрациясы,  $\text{мг}/\text{м}^3$ .

Жарылғыш зат шығыны бойынша ауаның мөлшері келесі формула анықтауға болады:

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{J_{\text{ВВ}} \cdot B \cdot 100}{t \cdot C_{\text{д}}} \cdot k, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (2.52)$$

мұндағы  $J_{\text{ВВ}}$  – 1 кг ЖЗ жарылуы кезіндегі газдардың мөлшері,  $0,004 \text{ м}^3/\text{кг}$ ;

$V$  – бір уақытта жарылатын ЖЗ мөлшері, кг;  
 $C_d$  – шахтаның шығатын ағынындағы көміртегі тотығының шекті рұқсат етілген мөлшері ( $C_d = 0,0016\%$ );  
 $t$  – жарылыстан кейінгі қазба блогының желдету уақыты, мин.

$$Q_{BB} = \frac{0,004 \cdot 75,6 \cdot 100}{60 \cdot 0,0016} \cdot 1,5 = 472,5 \text{ м}^3 / \text{мин} = 7,88 \text{ м}^3 / \text{сек} \quad (2.53)$$

Өздігінен жүретін жабдықты пайдалану кезіндегі газды шығаруды сұйылту коэффициенті бойынша:

$$Q_3 = \frac{D_m \times N_m \times K}{60} \quad (2.54)$$

мұндағы  $D_m$  – таза ауаның 1 а.к. қозғалтқыш қуаты  $D_m = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$ ;  
 $K$  – бір машинаның жұмысы кезінде машиналардың бір мезгілде жұмыс істеу коэффициенті  $K = 1,0$  (екі машинада  $-0,85$ ; үш машинада және одан көп  $-0,6$ );  
 $N_m$  – ІЖҚ бар машина қозғалтқышының қуаты, а.к.;

$$Q_{ст-7} = \frac{5 \times 167 \times 1}{60} = 13,9 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.55)$$

Ауаның жылдамдығын келесі формула көмегімен анықталынды:

$$Q_{заб} = V \cdot S = 0,25 \cdot 12 = 3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.56)$$

Желдету жұмыстарына арнайы ВМ 6 қондырғысын қолданылады, ал оның техникалық өнімділігі –  $5 \text{ м}^3/\text{с}$  құрайды.

$$Q_B = Q_{заб \times \text{макс}} \times K_{ут.тр} = 13,9 \times 1,11 = 15,4 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.57)$$

мұндағы  $K_{ут. тр.}$  – құбырлардағы ауаның ағу коэффициенті  $1,11$  тең қабылданады.

ВМ 6м желдеткішінің сорғысына түсетін ауа мөлшері үрлемелеу үшін жұмыс істейтін ауа мөлшерін келесі формула анықтауға болады:

$$Q_{в.в.} = Q_B \times K_p = 15,4 \times 1,43 = 22,0 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.58)$$

мұндағы  $K_p$  – желдеткіштің соруындағы ауаның рециркуляциясын алып тастауды есепке алатын коэффициент  $K_2 = 1,43$ .

Штрек тау-кен қазбасын өтудегі желдету жұмыстарына ВМ-6М осьтік желдеткіш түрі қабылданды. Желдету құбыры ретінде ілуге оңай березент материалынан жасалған рукова қолданылады және оның техникалық сипаттамасы 2.8 – кестеге келтірілген.

Кесте 2.8 - Желдеткіш қондырғылардың сипаттамалары

| Көрсеткіштері                             | Осытік желдеткіштер |       |       |
|---|---------------------|-------|-------|
|   | BM-4м               | BM-5м | BM-6м |
| Өнімділігі, м <sup>3</sup> /мин           | 120                 | 190   | 340   |
| Статикалық қысым, Па                      | 1300                | 2100  | 2600  |
| Желдеткіштің ПӘК-і (пайдалы әрекет коэф.) | 0,72                | 0,75  | 0,76  |
| Қозғағышының қуаты, кВт                   | -                   | 5-13  | 10-24 |
| Негізгі өлшемдері, мм                     |                     |       |       |
| Ұзындығы                                  | 740                 | 935   | 1050  |
| ені                                       | 350                 | 650   | 730   |
| Биіктігі                                  | 560                 | 670   | 750   |
| Массасы, кг                               | 105                 | 250   | 350   |

## 2.5 Қопарылған таужыныстарын тасымалдау жұмыстары зерттеу

545 м – 345 м горизонттан кен мен таужыныстарын беру Sandvik TH315, TH320 типті автосамосвалдарда көзделеді. Кен карьердегі алаңға жиналып, одан әрі ауыр жүк таситын автосамосвалдарға тиеп, байыту фабрикасына жеткізіледі. Төменгі горизонттарды ашу кезінде (265 м, 185 м) кенді горизонттар бойынша орау ВГ-4.5 вагонеткаларында, К-14 электровоздарымен және клетпен көтеру арқылы «Западный» оқпанының шахтадан жоғары ғимаратының бункеріне одан әрі автосамосвалдарға тиеу және байыту фабрикасына тасымалдау арқылы беріледі. Тау-кен өту жұмыстары және тазартпа жұмыстарынан автосамосвалдарға тиеледі және қоймаға салынған карьерге әкетіледі. 105 м көкжиектен кен мен таужыныстарын беру Sandvik TH315 типті автосамосвалдармен көзделеді.

Тау-кен массасы 185 м горизонттан жоғары орналасқан қосалқы қабатқа жеткізіледі, кендерге тиеледі, содан кейін «Батыс» оқпанына электровоздық көлікпен тасымалданады.

## 2.6 Штрек қазбасын бекіту жұмыстарын саралау

Кендер мен таужыныстарының орнықтылығы олардың беріктігіне, жарықшақты және тектоникалық бұзылуына, серицитизация дәрежесіне, хлоритизацияға және шыңдауға байланысты.

Тазарту жұмыстарының әсер ету аймағынан тыс орналасқан қазбалардың бекіту түрлерін таңдау кендер мен таужыныстардың тұрақтылық санаттары бойынша жүргізіледі.

Unwedge (Rocscience) бағдарламасы тау-кен қазбаларында таужыныстарының құлауын болжау үшін пайдаланылды. Бағдарламаның бастапқы деректеріне 4 жарықшақ жүйесі енгізілді (2.9-кесте). Қазба қимасы қабылданды-12,0 м<sup>2</sup>.

Есептеулер 2 параметр бойынша жүргізілді:

- 1) құлаудың максималды мүмкін болатын мөлшері (қуаты);
- 2) құлаудың максималды мүмкін көлемі.

Кесте 2.9 – Таужыныстарының орнықтылық категориясына байланысты бекітпе түрін таңдау

| Орнықтылық категориясы | Бекітпе түрі                         | Таужыныстарының өзара әрекеттесу сипаты   | Бекітудің қажетті түрлері  |
|------------------------|--------------------------------------|---|--|
| Өте орнықты (I)        | Бекітпесіз                           | Бекіткішке жүктеме жоқ  |  |
| Орнықты (II)           | Бекітпесіз немесе жұқа жабынды қабат | Бекітпеге жүктеме жоқ, жергілікті таужыныстарының бұзылуы мүмкін  | Тау-кен қазбасы ұзақ уақыт қызмет еткенде бүрікпелібетоннан тұратын жұқа жабынды қабатты қолдану   |
| Орташа орнықты (III)   | Беріктендіруші                       | Қазбаларды қоршап тұрған тау жыныстарын нығайту, бұзылған тау жыныстарының бірлескен жылжуын қамтамасыз ету | Бүріккішбетон. Анкерлік (штангалық) бекітпелердің әртүрлі түрлері. Аралас (анкер+ шашыратпа бетон немесе тор)  |
| Орныксыз (IV)          | Қолдайтын                            | Тау жыныстарының құлауы және бөлінуі режимінде жұмыс  | Аркалы металл. Монолитті бетон. Аралас (анкердің әртүрлі түрлері+ тор+ күшейтілген шашыратпа бетон). Ағаш.   |
| Өте орнықты (V)        | «Бекіткіш-жыныс» жүйесіндегі тірек   | Массивпен түйісетін деформация режимінде жұмыс істеу, «өзара әрекеттесу деформациясы» режимі                | Тау жыныстарын жоғары тұрақтылық санатына ауыстыру үшін арнайы қазба әдістерін қолдану қажет, яғни икемді тіректерді жетекші және сақтандырғыш бекітпелермен біріктіріп пайдалану немесе таужыныстарын тығындау қажет. |

Кесте 2.10 – Негізгі жарықшақ жүйелерінің азимуттары мен құлау бұрыштары

| № жүйесі | Құлау бұрышы, градус | Құлау азимуттары, градусы |
|----------|----------------------|---------------------------|
| №1 жүйе  | 87                   | 210                       |
| №2 жүйе  | 74                   | 290                       |
| №3 жүйе  | 10                   | 320                       |
| №4 жүйе  | 58                   | 90                        |

Бірінші есептеу азимутпен ( $0 \pm 10$ ) бағыт үшін жасалады. Жүргізілген талдау бойынша (2.5-сурет) құлаулардың мөлшері 0,2-ден 1,0 м-ге дейін болады.

Азимутпен ( $0 \pm 10^\circ$ ) тау-кен қазбаларында құлаулардың алдын алу үшін  $0,9 \times 0,9$  м тор бойынша ұзындығы 1,8 м күмбезі мен қазбаның бүйірлеріне анкер бекіткішін орнату қажет.

Жарықтар бойынша құлаудың болжамды максималды мөлшері 0,2-ден 1,0 метрге дейін болады.

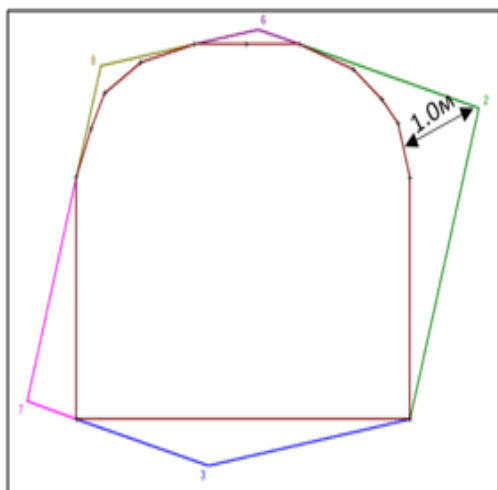
Анкердің қажетті ұзындығы-1,8 м

Анкерді орнату қадамы-0,9×0,9 м

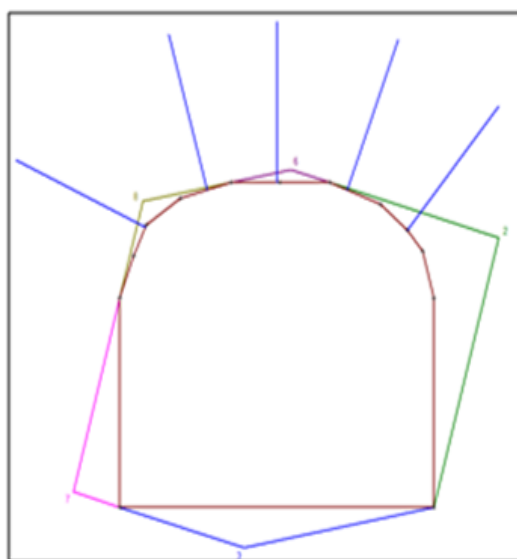
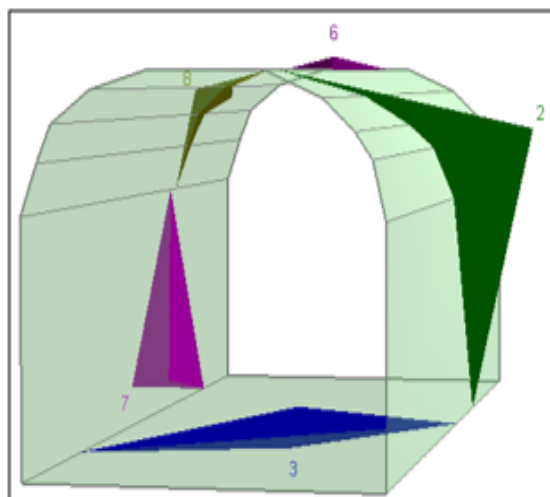
1 жарықтар жүйесі-87/210

3 жарықтар жүйесі-10/320

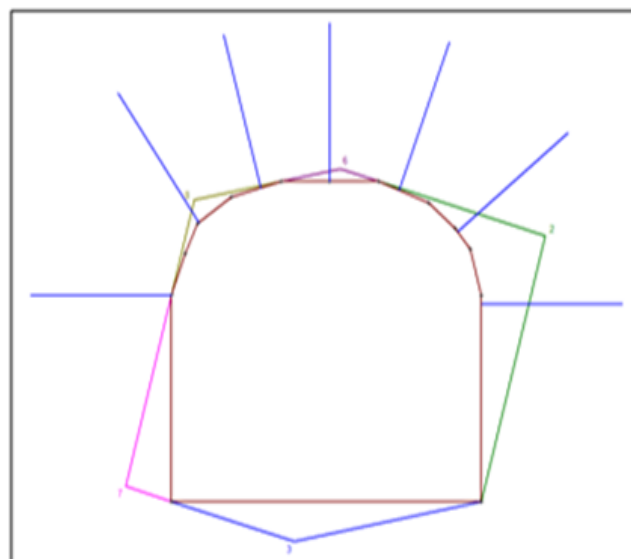
4 жарықтар жүйесі-58/90



FoS-0.8



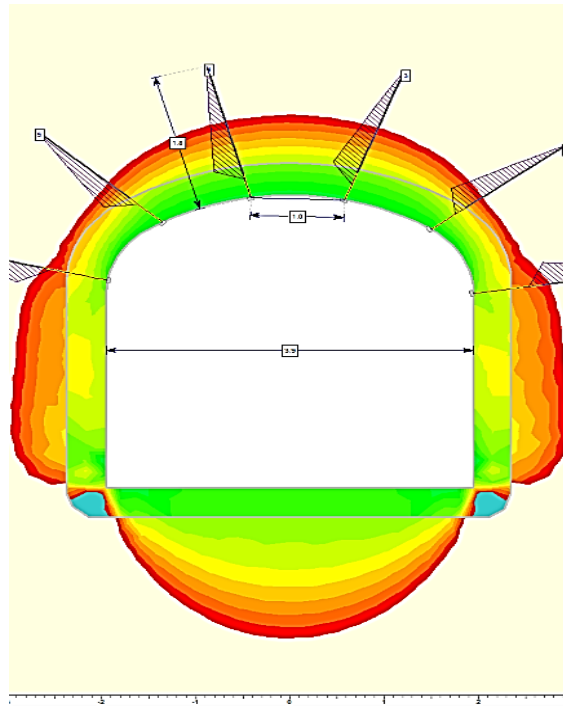
FoS-1.2



FoS-1.5

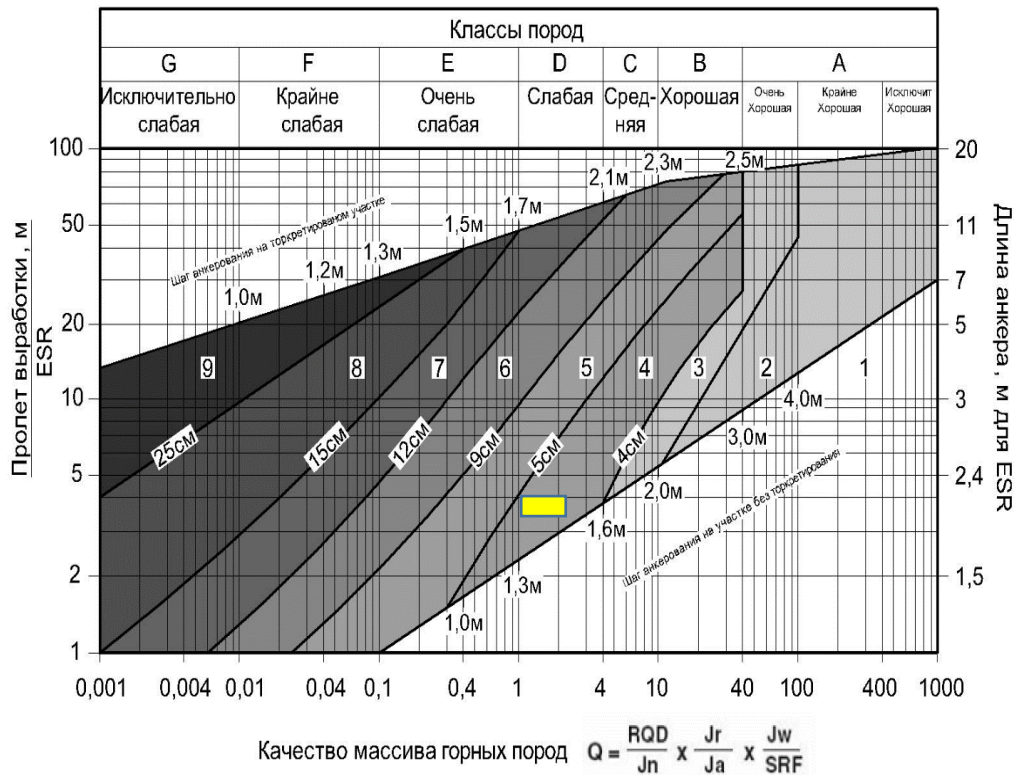
2.5 – сурет – Азимутпен қазбалардағы жарықтар бойымен опырылуының (құлаудың) ықтимал аймақтары ( $0 \pm 10^\circ$ )

Штрек қазбасына түсетін қысымды Examine 2D бағдарламасының көмегімен моделдеу жұмыстары жасалынды (2.6 -сурет).



2.6 – сурет – Қазбаға түсетін қысымды модельдеу

Бекітпе құрылымдарын Бартон әдістеме арқылы есептеулер жасалынды. Тұрақтылық санатын есептеу нәтижелері бойынша қажетті бекітпенің түрі анықталады. Бекітпе түрі Q-классификациясына сәйкес 2.7-суретте көрсетілген номограмма көмегімен орындалады.



2.7 – сурет - Q-рейтингіне байланысты бекіту параметрлерінің номограммасы

Массивтің тұрақтылығын Q сапа көрсеткіші бойынша бағалау және жер асты тау-кен қазбаларын бекіту талаптары қазбаның пролеті мен массив сапасы Q арасындағы қатынасқа байланысты анықталады. Сәйкес график-номограмма 2-суретте келтірілген, онда X осінде Q индексі, ал Y осінде эквивалентті өлшем De логарифмдік масштабта көрсетілген. Қазбаның эквивалентті өлшемі қазбаның ені, диаметрі немесе биіктігін қазбаны бекіту коэффициенті ESR-ге бөлу арқылы анықталады. ESR мәні қазбаның қолданылу сипаты мен жауапкершілік деңгейіне қарай қабылданады.

Штрек қазбасы – 1,2 – 1,3;

Графиктегі сызықтармен шектелген аймақтар тау жыныстары массивін бекіту бойынша ұсыныстарды білдіреді. Қазбаның пролетін тау жыныстары массивінің сапасымен біріктіре отырып, оны бекітуге қойылатын талаптарды анықтауға болады, мұндағы:

*Штрек үшін жүйелі анкерлеу (торкрет 4-10см).*

Осы классификация бойынша қажет бекітудің түріне қойылатын талаптар ұсынымды сипатқа ие. Қолданылатын бекіту түріне байланысты, кәсіпорында жүктемені көтеру қабілеті мен сенімділігі жағынан ұқсас болатын өз бекіту түрлері белгіленеді.

*Қабылданған бекітпенің құрылымын есептеу.*

Анкерлердің ұзындығы қазбаның ені **B** және қазбаның пайдалану уақыты *ESR* мәніне байланысты анықталады.

$$L = \frac{2 + 0.15B}{ESR} \quad (2.59)$$

Торкрет қабатының қалыңдығы номограмма бойынша анықталады. Тау жыныстары массивінің санатына байланысты торкреттің қалыңдығы және оны арматурамен күшейту қажеттілігі белгіленеді.

Бекітпеге қысым, кПа:

$$P = \frac{200\sqrt{Jn} \cdot \sqrt[3]{Q}}{3Jr} \quad (2.60)$$

Жыныс ашылымының ең үлкен тұрақты пролеті  $l_{\max}$  келесі формуламен анықталады:

$$l_{\max} = 2ESR \cdot Q^{0.4} \quad (2.61)$$

Тау жыныстары массивінің тұрақтылығын Q-Бартон классификациясы бойынша бағалау, анкерлердің ұзындығы мен бекітудің қадамының анықталуы (2.11 -кесте). Есептеулер нәтижесінде бекітпе құрылымының келесідей түрі анықталды. Ол: комбинациялық бекітпе яғни, бүрікпобетон, тор және анкер арқылы сипаталады. Осы бекітпе құрылымының сұлбасы 2.8 – суретте келтіріп өтілген.

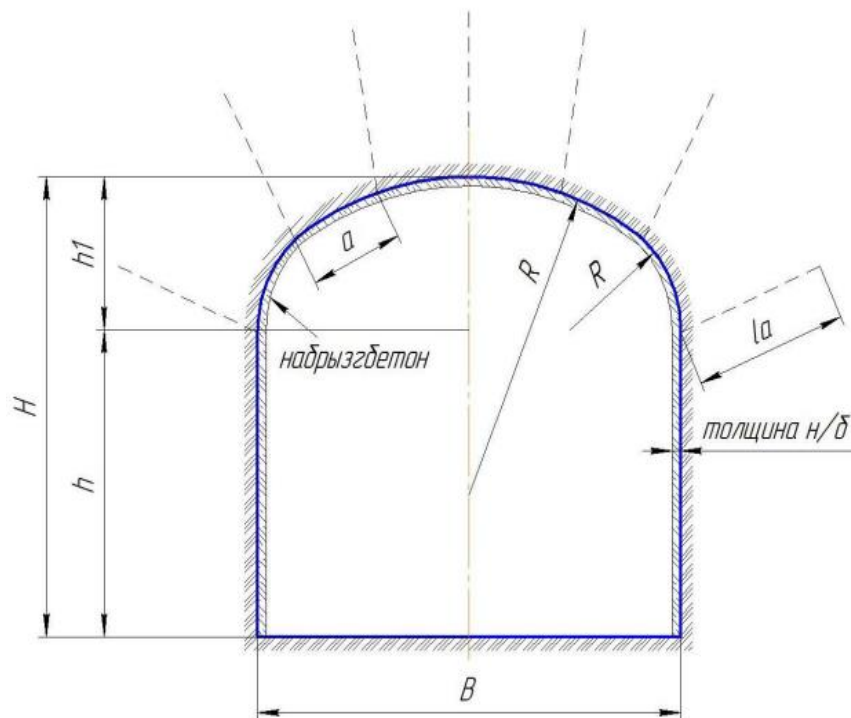


Кесте 2.11 – Q-Бартон классификациясы бойынша есептелінген көрсеткіштер

| Көрсеткіш                                 |       | Өлшемі |
|---|-------|--------|
| Таужынысының сапасының көрсеткіші         | RQD   | 61     |
| жарықшақ жүйелерінің санының көрсеткіші   | $J_n$ | 0,9    |
| жарықтардың кедір бұдырлығының көрсеткіші | $J_r$ | 1,5    |
| жарықтардың өзгергіштік көрсеткіші        | $J_a$ | 1      |
| жарықтардың әлсіреу көрсеткіші            | $J_w$ | 0,66   |
| кернеудің төмендеу көрсеткіші             | SRF   | 1      |

Кесте 2.12 – Қазбаның таужыныстары массивінің құрылымдық көрсеткіштері

|                           | жеке қазбалар үшін | қазба сағалары үшін | қиылыстар үшін |
|---------------------------|--------------------|---------------------|----------------|
| Q =                       | 5,3                | 3,7                 | ,,1            |
| Орнықтылық категориясы    | орнықты            | орнықсыз            | орнықсыз       |
| Ұсынылатын анкер ұзындығы | 1,8                | м                   | 2,4            |
| Ұсынылатын бекітпе қадамы | 0,9                | м                   | 0,75           |



2.8 – Сурет – Бекітпе құрылымдары

## 2.7 Ақжал кенішіндегі сутөкпе жұмыстарын зерттеу

265 м горизонтында орналасқан басты су шығару кешенінде жобамен өнімділігі 180 м<sup>3</sup>/сағ және су көтеру биіктігі 600 м болатын ЦНСА 180-600 маркалы сорғылар орнатылады.

Шахталық жер бетіне 209 мм диаметрлі екі тұрба арқылы шығарылып отырады (біреуі жұмысқа, екіншісі резервке арналған). Тұрбалар «Батыс» оқпаны арқылы шығарылады.

185 м горизонтындағы сорғы камерасында әрқайсысының өнімділігі 180 м<sup>3</sup>/сағ және су көтеру биіктігі 128 м болатын үш дана ЦНС 180-128 маркалы сорғылар орнатылады.

125 м горизонтындағы учаскелік сорғы станциясы өнімділігі 105 м<sup>3</sup>/сағ және су көтеру биіктігі 147 м болатын ЦНСА 105-147 маркалы сорғылармен жабдықталады. Су 185 м горизонтына айдалады.

185 м және 265 м горизонттарындағы су шығару қондырғыларының сипаттамалары 2.10 және 2.13-кестелерінде көрсетілген.

Кесте 2.13 - 185 м горизонтта орналасқан сутөкпе қондырғысының сипатамасы

| Көрсеткіштер атауы        | Өлшем бірлігі       | Сутөкпе қондырғысы               |
|---------------------------|---------------------|----------------------------------|
| Орнату мақсаты            |                     | Шахта суын 265 м көкжиекке айдау |
| Су келімі                 | м <sup>3</sup> /сағ | 66                               |
| Насостық агрегаттың түрі: |                     | ЦНСА 180-600                     |
| - өнімділігі              | м <sup>3</sup> /сағ | 180                              |
| - қысым                   | м. су. ст.          | 600                              |
| Электроқозғалтқыш түрі:   |                     | -                                |
| - қуаты                   | кВт                 | 500                              |
| - айналым саны            | ай. /мин            | 2950                             |
| - кернеу                  | В                   | -                                |
| Насос саны                | дана                | 3                                |
| Жұмыс кезінде насос саны  | дана                | 1                                |
| Сукұбырының диаметрі      | мм                  | 150                              |
| Сукұбырының саны          | дана                | 2                                |

## 2.8 Штрек қазбасының өту жұмыстарының циклдық графигін есептеу және құрау

Ақжал кенішінің шарттарында өтетін жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын ұйымдастыру барысын өте жоғары технико-экономикалық көрсеткіштерін жетуде қазбаны өтудің циклдық графигін жасау маңызды болып табылады. Осы жұмыстарды жасау барысында жоғары мамандырылған

мамандырылған мамандар қажет, яғни оларды үздіксіз оқыту қажет және жоғары оқу орныларынан мамандарды тарту қажет. Бұдан басқа, материалдық-техникалық қажеттілікті тұрақты қамтамасыз ету керек, осылар арқылы қазба өту жұмыстарын жетілдіруге болады.

Тау-кен қазбасын өту жұмыстарын циклі дегеніміз – кенжарды жоспарға сәйкес бір өлшемде алға жылжыту процесіне кететін жалпы уақыт қосынды, олар негізгі және қосымша жұмыстар жиынтығын айтамыз. Барлық жұмыстар, белгілі бір реттелген кезекпен орындалуы қажет.

Жүргізілетін жерасты тау-кен қазбасын бұрғылау-жару жұмыстарының көмегімен өту барысында келесідей жұмыстары кіреді:

- шпурларды бұрғылау ( $t_{бур}$ ); оқтау және жару ( $t_{o.a.}$ );
- қазбаны желдету жұмыстары ( $t_{ж}$ );
- қазба забойын тексеру жұмыстары, яғни қауіпсіз шарттарға сәйкестендіру ( $t_{т}$ );
- бекіту жұмыстары ( $t_{б}$ );
- қопарылған тау-кен массасын тиеп-тасымалдау жұмыстары ( $t_{тас}$ );
- барлық қалған қосымша жұмыстар кешені, яғни, суағар арықтарын жасау, желдету қолшасын ұзарту, электр ток көзін ұзарту, сығылған ауа құбырын жеткізу және т.б. қосымша жұмыстар деп айтамыз ( $t_{к}$ ).

Тау-кен қазбасын өту жұмыстарының бір цикліндегі жұмыстарды орындауға кететін уақыттар жиынтығы келесі формула көмегімен анықталады:

$$T_{ц} = t_{бур} + t_{ок} + t_{жел} + t_{масу} + t_{к.ж} + t_{бек} + t_{көм}, \text{ сағ}, \quad (2.63)$$

мұндағы  $t_{бур}$  – шпурларды бұрғылау ұзақтығы сағ;

$t_{ок}$  – шпурларды оқтау ұзақтығы, сағ;

$t_{жел}$  – забойды желдетуге кететін уақыт, ( $t_{жел} = 0,4 \div 0,5$  сағ);

$t_{масу}$  – қопарылған тау жыныстарын тиеп-тасымалдау ұзақтығы, сағ;

$t_{к.ж}$  – забойды қауіпсіз шарттарға кететін уақыт, сағат;

$t_{бек}$  – бекіту жұмыстарының ұзақтығы, сағ;

$t_{көм}$  – көмекші (қосымша) жұмыстарды орындау ұзақтығы ( $t_{көм} = 0,5 \div 1,0$  сағ);

$l_{ц}$  – бір циклде забойдың алға жылжу арақашықтығы, м ;

$\eta$  – шпурларды пайдалану коэффициенті.

Қазба өту жұмыстарының кейбір жекелей операциялар орындауға кететін уақыт мөлшері арнайы анықтамалық нұқсамалардан алынды, мысалы, «Тау-кен қазбаларын жүргізу жұмыстарының бірыңғай нормасы және уақыты» анықтамадан керекті нормативтік мөлшер алынды.

*Шпурларды бұрғылау уақыты:*

$$t_{бур} = \frac{N \cdot H_{бур}}{10 \cdot \phi \cdot n_{б.м}}, \text{ сағ}, \quad (2.64)$$

мұндағы  $H_{\text{бур}}$  – 10м шпурды бұрғылауға жұмсалатын уақыт нормасы, адам – сағат;

$\phi$  – стандартты бұрғылау жағдайынан ауытқуын ескеретін коэффициент, ( $\phi = X \cdot \varepsilon \cdot a$ , мұндағы  $X = 0,7 \div 1,0$  – бұрғыбастың (коронка) түрін ескеретін коэффициент;

$\varepsilon = 0,9 \div 1,5$  – бұрғыбастың диаметрін ескеретін коэффициент;

$a = 0,9 \div 1,0$  – шпурлардың бұрғылау бұрышын ескеретін коэффициент);

$n_{\text{б.м}}$  – бұрғылау машиналарының саны.

$$t_{\text{бур}} = \frac{45 \cdot 1,15}{10 \cdot 1,0 \cdot 2} = 2,58 \text{ сағ} = 154,8 \text{ мин}; \quad (2.65)$$

*Шпурларды оқтау жұмыстарының ұзақтығы* келесі формула көмегімен анықталады:

$$t_{\text{ок}} = \frac{t'_{\text{ок}} \cdot N}{n_{\text{ок}}}, \text{ сағ}, \quad (2.66)$$

мұндағы  $t'_{\text{ок}}$  – бір шпурды оқтауға ұзақтығы, с ( $t'_{\text{ок}} = 0,05$  сағ – шпурды қолмен оқтағанда,  $t'_{\text{ок}} = 0,03$  сағ – шпур механикалық әдіспен оқталғанда);

$N$  – кенжарда орналысатын шпурлардың мөлшері;

$n_{\text{ок}}$  – шпурларды оқтаумен айналысатын жұмыскерлер саны.

$$t_{\text{ок}} = \frac{0,04 \cdot 45}{2} \approx 0,9 \text{ сағ} = 54 \text{ мин.}$$

Жарылыстан кейінгі забой аймағын желдету ұзақтығы,  $t_{\text{жел}} = 0,5$  сағат = 30 мин;

Жарылыс нәтижесіндегі қопарылған таужыныстарын *тиеп-тасып жинау* ұзақтығын келесі формула арқылы анықталынады:

$$t_{\text{тасу}} = S_{\text{ж}} \cdot H_{\text{ж}}, \text{ с}, \quad (2.67)$$

мұндағы  $S_{\text{ж}}$  – қазбаны өту кезіндегі ауданы, м<sup>2</sup>;

$H_{\text{ж}}$  – қолданылатын механизммен таужыныстарын тиеу жұмыстарының ұзақтығы, адам сағат. ( $0,15 \div 0,3$  сағат).

$$t_{\text{тасу}} = 12,0 \cdot 0,15 = 2,0 \text{ сағ} \approx 120 \text{ мин.}$$

*Забойды аймағын қауіпсіз шарттарға келтіруге* кететін уақыт мөлшері,  $t_{\text{к.ж}} = 0,5$  сағат = 30 мин.

Келесі ретте, құрамды бекітпені орнату жұмыстарына кететін уақыт мөлшерін есептейміз. Бірінші ретте, *анкер бекітпесін орнату* жұмыстарының ұзақтығын анықтаймыз.

Бір циклде 2 қатар, яғни 10 анкер орнатылатынын ескерсек, ҚНЖЕ нормативтік құжаттамасы мен Н.Бартон классификацияларына сәйкес таужыныстарының орташа орнықтылығы үшін әрбір анкерді орнату ұзақтығы (1,5 м тереңдікке дейінгі анкер шпурларын бұрғылау уақытын қоса есептегенде) 10-13 мин, осыдан 10 анкерді орнату ұзақтығы келесідей формула арқылы

$$t_{\text{анкер бек}} = 10 \text{ мин} \times 10 = 100 \text{ мин} = 1,67 \text{ сағ.}$$

Бүрікпебетон бекітпесін орнату жұмыстарының ұзақтығын келесі ретте есептеу жұмыстарын жасаймыз. Зерттеу жұмыстарының нәтижесінде, бізге белгілі болған бүрікпебетон бекітпесін қазба кеңістегіне орнату жұмыстарына кететін уақыт мөлшерін келесі формула көмегімен анықтаймыз:

$$t_{\text{бек}} = \frac{S \cdot \delta \cdot K_{\text{ж}}}{Q} \times (t_{\text{коэф}}) = \frac{33,9 \cdot 0,07 \cdot 1,2}{2} \times (1,3) = 1,85 \text{ сағ} = 111 \text{ мин}; \quad (2.68)$$

мұндағы  $S$  - бекітілетін аудан,  $\text{м}^2$ ;

$$S = P_1 \cdot L = 13,1 \cdot 2,59 = 33,9 \text{ м}^2. \quad (2.69)$$

мұндағы  $P_1$  - қазбаның бекітілетін периметрі (табаны жағын есептемегендегі),  $P_1 = 13,1 \text{ м}$ ;

$L$  - бір циклдегі қазбаның алға жылжуы мөлшері,  $L = 2,59 \text{ м}$ ;

$\delta$  - бекітпе есептік мөлшері,  $\delta = 0,05 \text{ м}$ ;

$K_{\text{ж}}$  - бүрікпебетон бекітпесінің мүмкін жоғалым коэффициенті,  $K_{\text{ж}} = 1,2$ ;

$t_{\text{коэф}}$  - қоспаларды дайындау және бетон машинасының тоқтауын ескеретін коэффициент,  $t_{\text{коэф}} = 1,2 \div 1,4$ .

Көмекші (қосымша) операцияларды орындау уақыты (керекті коммуникацияларды тарту, яғни, желдету құбыры, электр ток көзі, сығылған ауа құбырын және т.б. жұмыстар)  $t_{\text{көм}} = 0,5 \text{ сағат} = 30 \text{ мин}$ .

Жоғарыда есептелінген операцияларды орындау жұмыстарының циклінің жалпы кететін уақыт мөлшері (мин):

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{бұр}} + t_{\text{оқ}} + t_{\text{жел}} + t_{\text{масу}} + t_{\text{қ.ж}} + t_{\text{анкер бек}} + t_{\text{бүрікпе}} + t_{\text{көм}} = \\ = 154,8 + 54 + 30 + 120 + 30 + 100 + 111 + 30 = 629,8 \text{ мин} \approx 10,5 \text{ сағат.}$$

Қазба өту жұмыстары кезінде кейбір операцияларды қатар орындалатын бекіту мен шпурларды бұрғылау жұмыстары ескерсек, 10,5 сағат мөлшерінен алсақ жобамен жұмыс циклінің ұзақтығы  $T_{\text{ц}} = 8 \text{ сағатты}$  құрайды (2.9-сурет).

| № | Операциялар                    | Қазба жүргізушілердің саны | Операцияның ұзақтығы, сағ | І-ауысым |   |   |    |    |    |    |    |    |  |  |   |  |
|---|--------------------------------|----------------------------|---------------------------|----------|---|---|----|----|----|----|----|----|--|--|---|--|
|   |                                |                            |                           | 7        | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |  |  |   |  |
| 1 | Қазбаны қауіпсіз күйге келтіру | 2                          | 0,5                       | █        |   |   |    |    |    |    |    |    |  |  |   |  |
| 2 | Таужыныстарын жинау            | 2                          | 2                         |          | █ |   |    |    |    |    |    |    |  |  |   |  |
| 3 | Бұрғылау                       | 2                          | 2,58                      |          |   | █ |    |    |    |    |    |    |  |  |   |  |
| 4 | Бекітпелеу                     | 2                          | 3,52                      |          |   |   | █  |    |    |    |    |    |  |  |   |  |
|   | Көмекші жұмыстар               | 2                          | 0,5                       |          |   |   |    |    |    | █  |    |    |  |  |   |  |
| 6 | Оқтау және аттыру жұмыстары    | 2                          | 0,9                       |          |   |   |    |    |    |    |    | █  |  |  |   |  |
| 7 | Желдету                        | -                          | 0,5                       |          |   |   |    |    |    |    |    |    |  |  | █ |  |

2.9– сурет – Штрек қазбасын өтудегі циклограммалық сұлбасы

Жерасты тау-кен қазбасын салу жұмыстарының жоспарлау жұмыстарын қарастыратын болсақ, атап айтқанда қазбаның бір циклда алға жылжуы мөлшері  $l_y = 2,59$  болса, қазба өту жұмыстарын барынша жылдам әрі сапалы жасау мақсатында, 3 ауысымдық жүйе арқылы қазба өту жұмыстарын ұйымдастырамыз. Жоспардағы, өтетін 400 м тау-кен қазбасын үш ауысымды арқылы жасайтын болсақ келесі формула көмегімен оның мерзімді салу уақыт анықтауға болады:

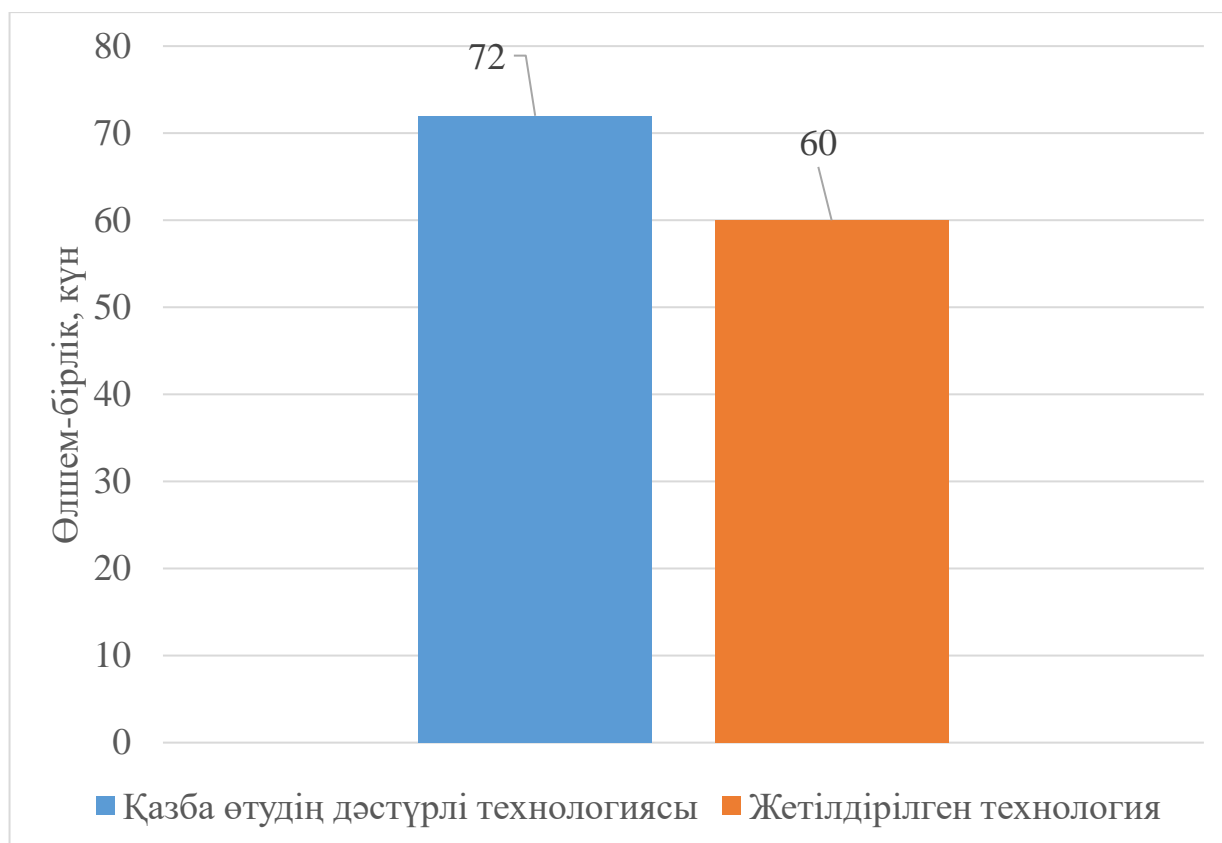
$$T_{\text{қаз салу мерзім}} = \frac{400}{l_y \times 3}, \text{ тәулік.} \quad (2.70)$$

$$T_{\text{қаз салу мерзім}} = \frac{400}{2,59 \times 3} = 52 \text{ тәулік.}$$

Анықталынған, нәтижеге сәйкес жобамен өту жұмыстары 52 тәулікті құрады, бірақ еңбек демалысы, мейрам күндерін, техникалардың бұзылу факторлары және т.б. ескеретін болсақ 60 тәулікте, яғни 2 ай аралығында қазба өту жұмыстарын жасауға болады.

Сонымен қоса, біз қолданған жетілдірілген технологияның көмегімен 400 м болатын қазбаны 2 ай аралығын құрадсы. Бұл өз кезегінде, дәстүрлі технологияларды қолдануға қарағанда өзінің 17,2 %- ға жоғары көрсеткішті

көрсетті, яғни 72 тәулікті (2,4 ай) құрайтынын көреміз, ал екі әдісті салыстыру графиктері 2.10– суретте келтіріп өтілген.



2.10 - сурет – Қазба өту жұмыстарының нәтижелері

## 2.9 Екінші бөлім бойынша қорытынды

Екінші бөлімде Ақжал кен орнындағы +300 м горизонты деңгейінде орналасқан «Штрек» тау-кен қазбасын жүргізу технологиясы жан-жақты зерттелді. Аталған зерттеу шеңберінде қазіргі таңда қолданыстағы қазба жүргізу тәсілдерінің ерекшеліктеріне талдау жасалып, олардың тиімділігін арттыру жолдары қарастырылды.

Зерттеу барысында көлденең қимасының ауданы 12 м<sup>2</sup> болатын «Штрек» қазбасын жүргізуге арналған бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) технологиялық параметрлері оңтайландырылды. Атап айтқанда, БЖЖ тиімділігін арттыруға ықпал ететін негізгі факторлар кешенді түрде зерделенді. Оларға: жарылғыш заттардың физика-механикалық қасиеттері, қолданылатын жару әдістері, шпурлардың тереңдігі, таужыныстарының физико-механикалық сипаттамалары, сондай-ақ тығындау материалдарының түрлері мен сапалық көрсеткіштері жатады.

Зерттеу нәтижесінде бұрғылау-жару жұмыстарының паспорты есептік әдістер арқылы жасақталып, өндірістік жағдайларда сынақтар арқылы тексерілді. Сынақ нәтижелері бойынша бұрғылау жұмыстарындағы шпурларды пайдалану коэффициентін 0,85-тен 0,95-ке дейін арттыруға

мүмкіндік туды. Бұл өз кезегінде тау жыныстарының біркелкі қопарылуын қамтамасыз етіп, қазбаның жобалық контурларына дәл сәйкестігін көрсетті.

Сонымен қатар, қазба жүргізудегі технологиялық операциялар — қазбаны бекіту, желдету жүйесін ұйымдастыру, қопарылған жыныстарды тиеу және тасымалдау жұмыстары да зерттелінді.

Қорытындылай келе, жүргізілген зерттеулер негізінде бұрғылау-жару жұмыстарының оңтайландырылған паспорты жасақталып, қазба жүргізу жұмыстарының толық циклограммасы құрылды. Бұл әдістемелік шешімдер өндірістік тиімділікті арттырып, тау-кен қазбаларының қауіпсіз әрі үнемді жүргізілуіне негіз қалады.



### 3 Қазба өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштерін есептеу

Қазба өту жұмыстарын барынша сапалы, әрі жылдам жасалуы ол негізінен қазба өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштеріне тікелей байланысты болып саналады. Мұндағы, қазба өтуге қажетті жоғары білікті мамандарға айлықтары, қажетті машина-механизмдер сатып алу немесе оның күтіп ұстау шығыны, материалдар шығыны және т.б. шығындар кешені арқылы есептеулер жүргізіліп, сметалық құжаттама жасалынады.

Сметалық құжаттар - жобаның құрамды бөлігі, сметалардың жасалуы, құрамын, мазмұнын, бекітуімен келістіруін қазіргі нұсқаулармен жасалады. Смета жаңа құрылыстарға, кәсіпорындарды қалпына келтіруге керекті шығындарды ақшалай түрде көрсететін құжат болып саналады.

Сметалық бағаны бірлік бағалар бойынша орындаймыз. Алдын-ала тікелей забойлық шығындарды анықтаймыз ( $C_n$ ), ол забой жұмысшыларының еңбек ақысынан ( $C_3$ ), жұмсалатын материалдардың құнынан ( $C_m$ ), энергия шығындарынан ( $C_{эн}$ ), қазба өту жабдықтарының амортизациясынан ( $C_a$ ) құрылады [12].

$$C_n = C_3 + C_m + C_{эн} + C_a, \text{ теңге} \quad (3.1)$$

#### 3.1 Штрек қазбасын өту жұмыстарындағы жұмыскерлердің жалақы шығындарын анықтау

Қазба өту жұмыстарына жұмылдырылған жұмысшылар санын есептейміз. (келісімді және тізімді). Уақыт бойынша ақы төленетін жұмысшылардың келу саны - қызмет түрі мен мөлшеріне, жұмыс көлеміне және жұмыстарды орындаудағы ауысым санына байланысты анықталады.

Бұрғылап-жару жұмыстарының параметрлері ескеріліп, зерттеу нысыны бойынша анықталған цикл ұзақтығы 8 сағат, шпур тереңдігі 3,2 м, циклдегі қазбаны өту мөлшері орташа есеппен 2,98 м, бұл бір тәуліктегі үш ауысымында қазбаны 1 метр өтуге болатын есептік мәліметті береді. Осы есептік мәліметке қарай қазбаны 1 метр өтуге кететін еңбекақы шығыны анықталады. Ол төмендегі 3.1-кестеде келтірілді (бағалар мен мәліметтер 2024 жылғы өндірістік мәліметтерден алынды [12]). Еңбек ақы кешенді түрдегі бригадаға есептеледі. Тарифтік ставка негізінде, бір метрге жұмысшы күшінің бағасы есептеледі, қосымша еңбек ақы – 25 % және әлеуметтік сақтандыруға – 9,8 %.

Бір циклдегі қазбаның жылжуы 2,59 м болғандағы еңбек шығыны анықталды, енді осыдан 1 м қазбаны өтуге кететін еңбек ақы шығынын есептейміз:

$$C_3 = \frac{85200}{2,59} = 32\,895 \text{ тг.} \quad (3.2)$$

Осыдан жоспар бойынша 400 м болатын штрек қазбасының жобалық барлық ұзындығын өтуге кететін еңбек ақы шығынын анықтаймыз:

$$400 \times 32\,895 = 13\,158\,301 \text{ тг.} \quad (3.3)$$

Кесте 3.1 - Еңбек ақы шығынын есептеу кестесі

| Біліктілігі                    | Разряд | Тариф, тг/сағ | Бір уақытта жұмыс істейтіндер саны | Циклге сумма, тг |
|--------------------------------|--------|---------------|------------------------------------|------------------|
| Ұңғылаушы                      | 5      | 1250          | 2                                  | 20000            |
| Мастер                         | 5      | 1400          | 1                                  | 11200            |
| Оқтаушы (жарушы)               | 5      | 1100          | 1                                  | 8800             |
| Тиеуші машинисті               | 5      | 1250          | 1                                  | 10000            |
| Тасымалдау көлігінің жеткізуші | 5      | 1100          | 1                                  | 8800             |
| Бекітуші                       | 5      | 1100          | 2                                  | 17600            |
| Жерасты жұмыскері              | 4      | 1100          | 1                                  | 8800             |
| Барлығы                        |        |               | 9                                  | 85 200 тг        |

### 3.2 Өту жұмыстарына қолданылатын материалдар шығындарын есептеу

Қазбаны өтудегі қажетті жабдықтар мен материалдар тобына бұрғылау штангалары, бұрғыбастары, желдету құбырлары, бекітпелеу материалдары, кабелдер, жарықтандыру материалдары т.б. қажетті материалдар жатады.

Оларды сатып алу шешімдері салынатын қазбадағы таужыныстарының қасиеттеріне, құрылыстың салыну мерзіміне байланысты қабылданады.

Олардың шығыны әрбір жекеленген материалдардың өзіндік құнымен анықталады (3.2 -кесте).

Кестеде бір циклдегі салынған 2,98 м қазбаға кеткен материалдар шығыны анықталып көрсетілген.

Кесте 3.2 - Материалдар шығынын есептеу кестесі

| Материалдар   | Мөлшері | Жеке бағасы, тг | Циклдық шығыны, тг |
|---|---------|-----------------|--------------------|
| Штанга, кг  | 6,8     | 1100            | 7480               |
| Бұрғыбас, дана  | 3       | 3500            | 10500              |
| Жарылғыш зат, кг                                      | 72      | 2500            | 180000             |
| Электро детонаторлар, дана                            | 45      | 45              | 2 025              |
| Бүрікпобетон, м <sup>3</sup>                          | 1,11    | 8500            | 9 435              |
| Анкерлер, дана  | 10      | 4 900           | 49000              |
| Желдету рукавасы, м                                   | 2,3     | 700             | 1610               |
| Қосындысы:  |         |                 | 260 050тг          |
| Ескерілмеген материалдар -10%                         |         |                 | 26 005 тг          |
| Қосындысы:  |         |                 | 286 055тг          |
| Қосымша тиеу-камераны бетондауға жұмсалған шығын - 5% |         |                 | 14 302,75 тг       |
| Барлығы:  |         |                 | 300 357,75 тг      |

Осыдан 1 м қазбаны өтуге кететін материалдар шығыны мынадай болады:

$$C_m = 300 \cdot 357,75 / 2,56 = 117 \cdot 327 \text{ тг.}$$

400 м штрек қазбасын өтуге кететін материалдар шығыны:

$$400 \times 117 \cdot 327 = 46 \cdot 930 \cdot 800 \text{ тг.}$$

Материалдар шығынын есептеу 3.2-кестеде келтірілді.

### 3.3 Қазба өту жұмыстарындағы энергия шығындарын есептеу жолдары

Жалпы энергия шығыны қолданылатын жабдықтарға байланысты анықталады (3.3-кесте). Олар бізде: электр ток көзінің қолдану мөлшері әр жабдықтардың технико-экономикалық өлшемдеріне сай қабылданып алынады.

Кесте 3.3 - Энергия шығындарын есептеу кестесі

| Энергия тұтынушы                      | Энергия бағасы, тг | Энергия түрі | Қолд. қуаты        | Жұмыс ұзақтығы, сағ. | Шығыны | Циклдегі сумма, тг      |
|---------------------------------------|--------------------|--------------|--------------------|----------------------|--------|-------------------------|
| «Мономатик» бұрғылау машинасы         | 35,00              | Электр       | 45кВт              | 3                    | 15     | 4275                    |
| ЗП-2 оқтау машинасы                   | 8,00               | Сығ.ауа      | 30 м <sup>3</sup>  | 1                    | 30     | 240                     |
| БМ-60 Бетон машинасы                  | 8,00               | Сығ.ауа      | 260 м <sup>3</sup> | 1,8                  | 234    | 1872                    |
| Электр шамдары                        | 17,00              | Электр       | 10 кВт             | 10                   | 100    | 1700                    |
| ВМ-6м желдету қондырғысы              | 17,00              | Электр       | 20 кВт             | 10                   | 200    | 3400                    |
| ТОРО-301Д тиеу маш.                   | 85,00              | Дизель       | 20л/сағ            | 3                    | 60     | 5100                    |
| Паус-8000 тасымалдау машинасы         | 85                 | Дизель       | 20л/сағ            | 3                    | 60     | 5100                    |
| Анкерлерді орнатуға арналған машинасы | 85                 | Дизель       | 15л/сағ            | 2                    | 30     | 2550                    |
| Байкаль сорабы                        | 25,00              | Электр       | 10кВт              | 0,5                  | 5      | 125                     |
| Қосындысы                             |                    |              |                    |                      |        | 22180,0тг               |
| Ескерілмеген 10% Барлығы:             |                    |              |                    |                      |        | 2 436,2 тг<br>26 798,2т |

Бір циклдегі штрек қазбасын өтуге кететін энергия шығынын анықтап болған соң, 1 м қазба өтуге кететін энергия шығыны мынадай болады:

$$C_{эн} = \frac{26798,2}{2,59} = 10 \cdot 346,8 \text{ тг.} \quad (3.4)$$

Осыдан 400 м қазбаны өтуге кететін энергия шығыны:

$$400\text{м} \times 10\,346,8 = 4\,138\,718 \text{ тг.} \quad (3.5)$$

### 3.4 Қазба өту барысындағы амортизациялық шығындарды есептеу жолдары

Кеніштің құрылысына кететін күрделі жұмсалымдарды жалпы есептеуді құрау негізінде анықтаймыз.

Олар жұмыстың келесі түрлерін орындауы қажет:

- 1) жөндеу;
- 2) жабдықтарды сатып алу;
- 3) басқа да күрделі жұмыстар мен шығындар.

Тау-кен жұмыстарына жұмсалатын күрделі шығындар смета бойынша анықталады.

Барлық жабдықтардың амортизациялық шығындарды есептеу төмендегі 4.4-кесте бойынша есептеліп анықталды.

3.4-кестеде 1 м штректі өтуге келетін жабдықтардың амортизациялық шығындары анықталды. Ол  $C_a=2203,0 \text{ тг}$  құрады.

Осыдан жоспарланған 400 м штрек қазбасын өтудегі амортизациялық шығындарды анықтаймыз:

$$C_a=400 \times 2203,0 \text{ тг} = 881\,200 \text{ тг.}$$

Кесте 3.4 -Амортизациялық шығындарды есептеу кестесі

| Жабдықтардың аттары                        | Саны, шт | Бағасы, тг | Бір жылдық шығын (350 тәулік) нормасы, 20%, тг | Бір ауысымға келетін шығын, тг | 1м қазбаға келетін шығын, тг |
|--|----------|------------|--|--------------------------------|------------------------------|
| «Мономатик» бұрғы қондырғысы               | 1        | 2 500 000  | 500 000  | $500000/700=$<br>$=715$        | 311                          |
| ТОРО-301Д тиеу машинасы                    | 1        | 5 000 000  | 1 000 000                                      | $1000000/700=$<br>$=1430$      | 622                          |
| Паус-8000 тасымалдау машинасы              |          | 5 000 000  | 1 000 000                                      | $1000000/700=$<br>$=1430$      | 622                          |
| БМ-60 Бетон машинасы                       |          | 1 000 000  | 200 000  | 286                            | 124                          |
| Анкерлерді орнатуға арналған ЖБАК машинасы | 1        | 1 000 000  | 200 000  | 286                            | 124                          |
| ВМ-5 желдету қондырғысы                    | 1        | 1 000 000  | 200 000  | 286                            | 124                          |
| Оқтау машинасы                             |          | 350 000    | 70 000   | 100                            | 44                           |
| Байкаль насосы (сорғы)                     | 1        | 250 000    | 50 000   |                                | 31                           |
| Қосындысы                                  |          |            | 316482,0тг                                     |                                | 2002,0                       |
| Ескерілмеген материалдар 10 %              |          |            | 31648,2тг                                      |                                | 201,0                        |
| Барлығы:                                   |          |            | 348130,2 тг                                    |                                | 2203,0 тг                    |

### 3.5 Қазба өту жұмыстарына жұмсалатын жалпы шығындарды анықтау

Диссертацияның зерттеу жұмыстары бойынша 1 м штрек тау-кен қазбасын өтуге кететін жалпы шығынды есептеу реті төмендегі 3.5-кесте кестеде келтірілді.

Кесте 3.5 - 1 м штрек қазбасын өтудің өзіндік забоймаңдық құны

| Шығындар түрі           | Көрсеткіштері, тг |
|-------------------------|-------------------|
| Еңбек ақы шығыны        | 32 895            |
| Энергия шығыны          | 10 346,8          |
| Материалдар шығыны      | 117 327           |
| Аммортизациялық шығын   | 2203,0            |
| <i>Барлық қосындысы</i> | <i>83 387.5тг</i> |

Бір метр штрек қазбасын өтудің құны:

$$C_n = C_z + C_{эн} + C_m + C_a = 32\,895 + 10\,346,8 + 117\,327 + 2203,0 = 162\,771,8 \text{ тг.}$$

1 м штрек қазбасын өтуге жұмсалатын жалпы шығын мөлшері 162 771,8 тг құрады, осыдан 400 м қазбаның барлық ұзындығын өтуге кететін жалпы шығынды есептейміз:

$$C = 400 \times 162\,771,8 \text{ тг} = 65\,108\,720 \text{ тг.}$$

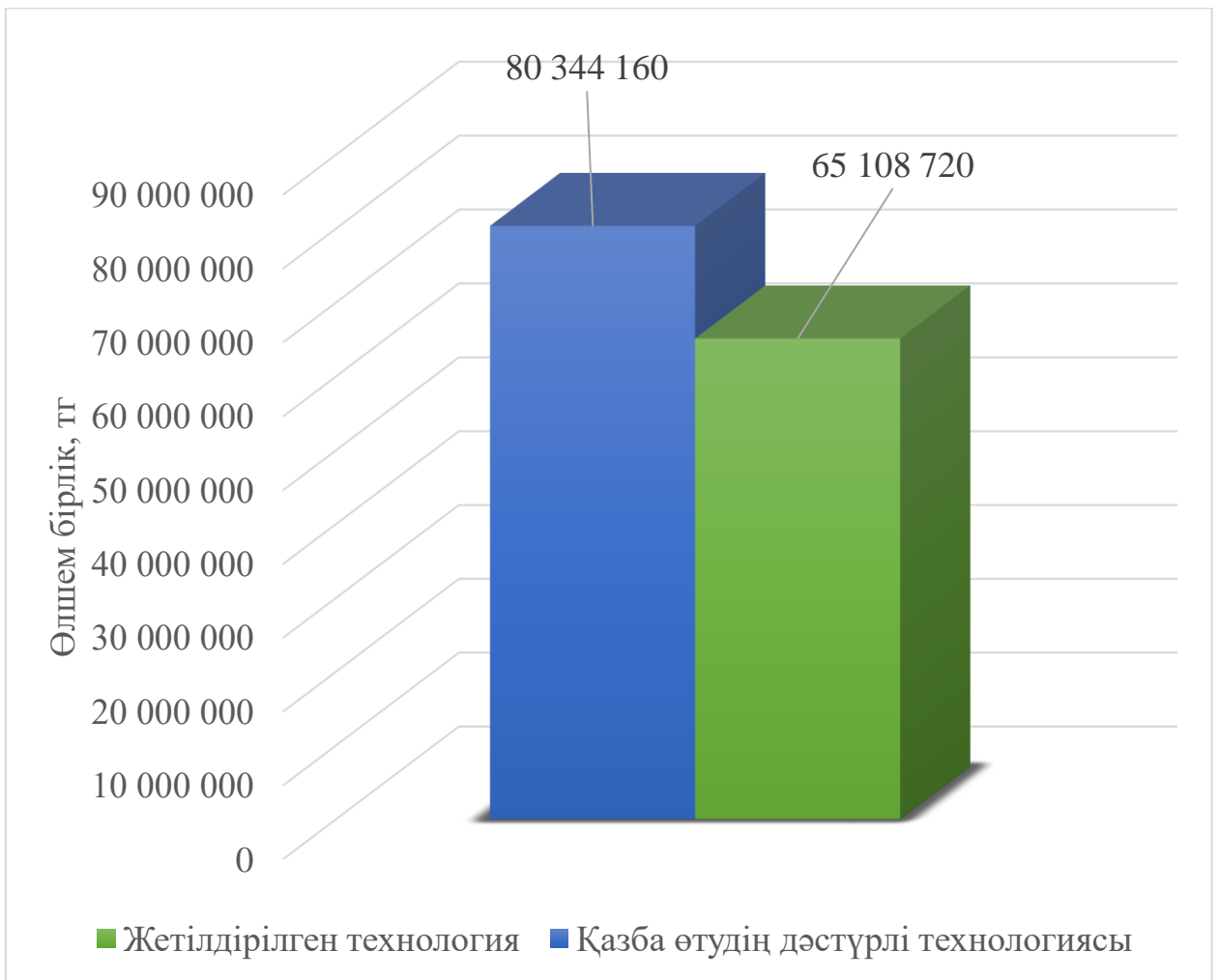
Зерттеу жұмысымызда ұзындығы 400 м, өтудегі ауданы 12,0 м<sup>2</sup> болатын штрек қазбасына 65 108 720 тг жұмсалатындығы есептеліп анықталды. Жетілдірілен технология 23,4 % жоғары екенін ескере отырып 400 м штрек қазбасына жұмсалатын барлық шығынды есептейміз:

$$C = 400 \times 200\,860,4 = 80\,344\,160 \text{ тг құрады.}$$

Кесте 3.6 - Экономикалық тұрғыдан қазба өтудің дәстүрлі және жетілдірілген әдістерін қолданудағы қазбаны өтуге жұмсалатын шығындарды салыстырмалы түрде талдау нәтижелері

| Қазбаны өту әдістері          | 1 м қазбаны өту құны, теңге | Қазбаны өтуге жұмсалатын барлық шығындар, теңге |
|-------------------------------|-----------------------------|---|
| Жетілдірілген қазба өту әдісі | 162 771,8 тг                | 65 108 720                                      |
| Дәстүрлі қазба өту әдісі      | 200 860,4 тг                | 80 344 160                                      |

Экономикалық тұрғыдан талдау және зерттеу нәтижелері 3.6-кестеде және 3.1-суретте келтірілді.



3.1-сурет - Қазба өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштерін салыстыру

## **4 «Ақжал» кенішінің еңбекті қорғау және қауіпсіздік ережелерін зерттеу**

### **4.1 Ғимараттар мен құрылыстарды жерасты қазбаларының зиянды әсерінен қорғау шаралары**

Шахта оқпандарының, ғимараттарының, және шахтаның өндірістік алаңындағы құрылыстардың қауіпсіздігін қамтамасыз етудің негізгі шарасы – оларды жер асты тау-кен жұмыстарының әсерінен пайда болатын ықтимал жылжу аймағынан тыс орналастыру болып табылады.

«Батыс» оқпаны, механикаландырылған №1 өрлеме, жоспарланып отырған желдеткіш өрлемелер, сондай-ақ автокөлік еңісі критикалық деформациялар аймағынан тыс орналасқан.

Кеніштік-капиталдық қазбалар қауіпсіздік мақсатында тірек қысымы әсер етпейтін, жатып жатқан қабаттың таужыныстарына орналастырылуы тиіс.

Капиталдық және еңіс қазбаларды кен бойымен жүргізгенде, оларды максималды көлденең кернеу бағытында, яғни кен денесінің созылымына жазық орналастыру қажет, сондай-ақ тектоникалық бұзылыстар мен басқа да әлсіреген аймақтардан аулақ болу керек.

Қабылданған тау-кен және құрылымдық қорғау шараларын уақытылы түзету мақсатында, кен орнының маркшейдерлік қызметі «Тау жыныстарының жылжуын бақылау бойынша әдістемелік нұсқауларға» сәйкес тау жыныстары мен жер бетінің жылжуын жүйелі түрде визуалды және аспаптық бақылау жұмыстарын жүргізіп отыруы қажет.

### **4.2 Өндірістік еңбекті қорғау және қауіпсіздік жұмыстары**

Өндірістік жарақаттанудың алдын алу мақсатында жобада жұмыс орындарында «Тау-кен және геологиялық барлау жұмыстарын жүргізетін қауіпті өндірістік объектілерде өнеркәсіптік қауіпсіздікті қамтамасыз ету ережелеріне» сәйкес техникалық шешімдер қабылданған.

Рудник механикаландырылған жер бетіне шығу жолдарымен қамтамасыз етілген, оларда ауа ағынының әртүрлі бағыттағы қозғалысы бар және шөміштік көтергіш қондырғылармен жабдықталған.

Қабылданған кен өндіру жүйелерінде жұмысшылар тек шағын қималы қазбаларда жұмыс істейді. Әрбір блокта кемінде екі шығу жолы қарастырылған: бірі – жоғарғы горизонтқа, екіншісі – төменгі кен тасымалдау горизонтына.

Кен орнының күрделі тау-геологиялық жағдайларына, кен денелерінің үлкен тереңдікте жатуына және таулы соққыға бейімділігіне байланысты, рудникте тау жыныстары соққысына қауіп дәрежесін локалды болжау бойынша үнемі жұмыс істейтін топ қажет. Бұл топ өз жұмысын өнеркәсіптік қауіпсіздік ережелерінің 3-бөлімшесіне сәйкес жүргізуі тиіс.

Топтың міндетіне келесілер кіреді: қауіптілік дәрежесі жоғары учаскелерді анықтау; кернеу шоғырланған аймақтарды жоспар мен қималарға түсіру; осы негізде бекітудің паспорттарын таңдау және бекітудің көтеру қабілетін арттыру шараларын қабылдау.

Тау-кен капиталдық, дайындық және кесу қазбаларының қималары қабылданған жабдық габариттері мен қазба қабырғалары арасындағы қажетті арақашықтықтар ескеріліп жобаланған.

Капиталдық рудоспусктарда бақылау көтергіштері мен тексеру өткелдері қарастырылған. Рудоспусктар мен породоспусктарды пайдаланған кезде оларға судың түсуіне жол берілмеуіне, сондай-ақ грохоттардың (ірілік бойынша сұрыптау қондырғыларының) бүтіндігіне ерекше назар аудару қажет, бұл талап капиталдық және блоктық рудоспусктарға да қатысты.

Оқпандар бетонмен, темірбетонмен бекітіледі. Көлденең қазбалар торкретбетонмен және штангалармен бекітіледі. Блоктық көтергіштердің жүріс бөлімдерінде ағаш тіреу қолданылады.

Қазбаларға берілетін таза ауа мөлшері кеніш ішіндегі ауаның зияндылығын санитарлық нормалар деңгейіне дейін төмендету талабына сай есептелген.

Тазалау жұмыстар аймағынан ластанған ауаны шығару арнайы желдеткіш қазбалар арқылы желдеткіш оқпандардың квершлагтарына бағыттап жүргізіледі.

Қазбаларға берілетін ауа калориферлермен кемінде  $+2^{\circ}\text{C}$ -қа дейін жылытылады.

Тау-кен учаскелеріндегі технологиялық процестер мен операциялар (бұрғылау, тиеу-түсіру және жару жұмыстары) шаң басу құралдарын пайдалану арқылы жүзеге асырылады. Бұған мыналар жатады:

- шпурлар мен скважиналарды сулап бұрғылау;
- жару алдында тау массасын сумен шашыратып ылғалдандыру;
- шпурларды жаруға дейін қазбаға су-ауа қоспасын беру;
- шаю суына суландырғыш заттар қосу
- ауамен жабдықтайтын оқпанның квершлагтарында су перделері мен шашыратқыштарды қолдану.

Кеніштің технологиялық камералары (жанар-жағармай құю, СО жөндеу камерасы) бөлек желдетілу жүйесіне ие, ал шығарылатын ауа ағыны желдеткіш квершлагтарына бағыттталып шығарылады.

Кеннің ілініп қалуын болдырмау мақсатында жобада мынадай алдын алу шаралары қарастырылған:

- 1) тазарту блоктары мен дайындық қазбаларынан шахта суларын мұқият шығару;
- 2) рудоспусктардан кенді тәулігіне бір ауысымнан артық үзіліссіз шығару;
- 3) рудо- және породоспусктарды кемінде  $80^{\circ}$  бұрышпен жүргізу;
- 4) негізгі рудоспуск люктерін гидравликалық немесе пневматикалық қақпақтармен жабдықтау;



- 5) кен қабылдайтын ыдыстарды судың түсуінен оқшаулау;
- 6) тау жынысына саз бөлшектерінің мүмкіндігінше түсуін болдырмау;
- 7) тау жынысының ылғалдылығының 4%-дан асуына жол бермеу.
- 8) ЖСМ қоймасынан 30 метрден жақын жерде жарылыс жұмыстарын жүргізуге тыйым салынады.

Барлық қозғалмалы және айналмалы машиналар мен механизмдер бөліктері, жетегі мен беріліс элементтері сенімді қоршаулармен жабдықталған, жұмыс кезінде оларды тексеруге болмайды, сондай-ақ қорғаушы құрылғылар орнатылған.

Еңбек қорғау мәселелері, еңбек заңнамасына, мемлекеттік және салалық нормативтерге сәйкес, осы жобаға енгізілген:

тұрмыстық ғимарат құрамында арнайы киімді сақтау, жуу және кептіру үшін бөлмелер, душ және денсаулық пункті бар; сондай-ақ тау-кен жұмысшыларына қауіпсіздік құралдарымен қамтамасыз ету үшін лампалы бөлмелер қарастырылған; вахталық поселкеде жатақхана салу;

жұмысшыларды арнайы аяқ киіммен, арнайы киіммен, арнайы қорғаныс құралдарымен және инвентармен қамтамасыз ету (өзін-өзі құтқару құралдары, каскалар, шахтер лампалары, газанализаторлар, қорғаушы белдіктер, көзілдіріктер, шуға қарсы құлаққаптар, резеңке қолғаптар, диэлектрлік төсеніштер және т.б.);

### **4.3 Ақжал кенішінің өртке қарсы алдын алу жұмыстары**

Жерасты өртке қарсы материалдар қоймалары негізгі кен қырларында қарастырылған. Қойма жер бетінде «Батыс» шахтасының шахта ұңғысында орналасқан, ол жеке жұмыс жобасымен арнайы жобалау ұйымы тарапынан әзірленеді, мұның қажетті категориясы бар лицензиясы бар.

Жерасты өртке қарсы суландыру құбыры.

ПОПБ сәйкес, «Батыс» шахтасының ұңғысы сақина тәрізді өртке қарсы құбырмен жабдыкталады.

Бұрғылау, забойларды суландыру, су тосқауылдары және өрт сөндіру мақсаттарында шаруашылық-сумен қамту көзделген.

Рудникке су беру 100 мм диаметрі бар құбыр арқылы жүзеге асырылады, ол «Батыс» шахтасының ұңғысымен өтеді.

Құбырдағы жоғары қысымды төмендету үшін қырнама қондырғыларын орнату көзделген.

Құбырларды коррозиядан қорғау үшін оларды таскөмір лақымен жабу қарастырылған.

Өртке қарсы құбырлар 63 мм диаметрі бар өрт сөндіру крандарымен жабдыкталады, олар мына жерлерде орнатылады:

- шахтаның төңірегіндегі қалқымалы аулаларда;
- әрбір камерада бес метрлік қашықтықта, желдету ағысының кіреберісінен;
- қазбалар мен қосалқы жолдарда, олардың қиылыстарында;

- қосалқы жолдары мен қиылыстары жоқ қазбаларда әр 200 метр сайын. Жеке учаскелерді өшіріп тастау үшін құбырлар бойында жапсырмалар орнатылады:

- барлық құбыр тармақтарында;

- қосалқы жолдарсыз құбырлардағы әр 400 метр сайын.

Өзін-өзі жүретін жабдықтарды қолданудағы өрт қауіпсіздігі шаралары.

Шахталық әдіспен кен орнын өндіру кезінде өзін-өзі жүретін машиналар Sandvik TH315, TH320, Sandvik LH307 және басқа да машиналар пайдаланылады.

Жобада келесі өрт қауіпсіздігі шаралары қарастырылған:

- әрбір машина өрт сөндіру қондырғыларымен жабдықталады;

- ағымдағы жөндеу жұмыстары арнайы жөндеу орындарында жүргізіледі;

- машиналарды отынмен қамтамасыз ету арнайы жабдықталған орындарда жүзеге асырылады;

- машинистер жеке құтқару құралдарымен қамтамасыз етіледі.

Дәнекерлеу жұмыстарын жүргізудегі өрт қауіпсіздігі.

Дәнекерлеу және газды отандыру жұмыстарын нормативтік құжаттамаларға сәйкес жүргізу жоспарланған.

Вентиляция жағдайын бақылау.

Вентиляция жағдайын бақылауды рудник вентиляция қызметі жүзеге асырады. Жер бетінде желдеткіш қондырғыны басқаруды рудник диспетчері жүргізеді.

Адамдарды оқыту.

Жұмысқа қабылданатын барлық жұмысшылар қауіпсіздік ережелерін үйреніп, өрт сөндіру құралдарымен қалай жұмыс істеу керектігін меңгеріп, мамандығы бойынша нұсқаудан өтеді, сондай-ақ мүмкін болатын аварияларды алдын алу және жою жоспарымен танысады.

Алдын ала оқыту ұзақтығы:

- жерасты жұмыстарына алғаш рет қабылданатын жұмысшылар үшін — 10 күн;

- бұрын жұмыс істеген жұмысшылар үшін — 5 күн;

- бір мамандықтан екінші мамандыққа ауысатын жұмысшылар үшін — 2 күн;

- жер бетіндегі жұмыстарға қабылданған бұрынғы жұмысшылар үшін — 1 күн.

Барлық жұмысшылар жылына кемінде екі рет техника қауіпсіздігі бойынша қайта нұсқаудан өтуге міндетті, оны учаскелік техникалық инспектор жүргізеді.

Инженерлік-техникалық қызметкерлер, рудникке қабылданатын, өрт сөндіру құралдарын пайдалану ережелері және жұмыс орындарындағы осы құралдардың орналасқан жері бойынша емтихан тапсыруға міндетті.

## ҚОРЫТЫНДЫ

Диссертациялық жұмыс барысында Ақжал кенішінің +300 м горизонтында орналасқан жерасты тау-кен қазбасын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарының тиімді параметрлерін негіздеуге бағытталған зерттеулер жүргізілді. Зерттеу объектісі ретінде осы горизонтта орналасқан «Штрек» жерасты қазбасы таңдалып алынды. Жұмыс аясында кеніштің тау-кен-геологиялық, гидрогеологиялық және техникалық шарттары кешенді түрде зерделеніп, қазбаны жүргізуге әсер ететін негізгі факторлар айқындалды.

Зерттеулер барысында бұрғылау-жару жұмыстарына әсер ететін негізгі параметрлерге талдау жасалып, олардың тиімді мәндері анықталды. Атап айтқанда, шпур тереңдігі, саны, жарылғыш заттың түрі мен мөлшері, шпурлардың орналасу сұлбасы және оларды шпурды пайдаланудың коэффициентінің тиімділігі жан-жақты зерттелді. Кеніштің қазіргі таңдағы бұрғылау-жару жұмыстарының технологиялық үдерістері мен техникалық жабдықталуы талданып, қолданыстағы әдістердің тиімділігі сарапталды.

Жарылғыш заттардың екі түрлі құрылымы салыстырмалы түрде зерттеліп, бірінші нұсқада тек Аммонит бЖВ қолданылды, ал екінші нұсқада Аммонит бЖВ мен Гранулит АС6 жарылғыш заттар кешені пайдаланылды. Өндірістік сынақтар нәтижесінде бірінші нұсқа өндірістік тұрғыдан жоғары тиімділік көрсетті және техникалық-экономикалық жағынан анағұрлым тиімді болып танылды. Сонымен қатар, үңгіме шпурларының екі түрі – призмалық және тік-сына тәріздес сұлбалар зерттелді. Призмалық үңгі сұлбасы шпурларды пайдалану коэффициентін 0,85-тен 0,95-ке дейін арттыруға мүмкіндік берді. Бұл өз кезегінде қазбаның жобалық контурына сәйкес келуін жақсартты, таужыныстарының уатылу сапасын жоғарылатты және жалпы қазба өту жұмыстарының өнімділігін арттырды.

Зерттеу нәтижесінде жетілдірілген бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) паспорты әзірленді. Паспортта Аммонит бЖВ жарылғыш заты негізгі компонент ретінде таңдалып алынып, шпурлардың орташа тереңдігі 2,6 м болып белгіленді. Жалпы шпур саны 45 дана, оның ішінде 3-еуі бос (компенсациялық) шпурлар ретінде қарастырылды. Жарылғыш затты қоздыру үшін электрлік жүйе қолданылды.

Жерасты қазбасын жүргізу үдерісі үшін циклограмма жасалып, 400 метр қазбаны 60 күнде аяқтауға болатындығы айқындалды. Бұл көрсеткіш дәстүрлі әдістермен салыстырғанда жұмыстардың өнімділігін 17,2%-ға арттыратынын көрсетті. Нәтижесінде, қазба жүргізу жұмыстарының техникалық-экономикалық көрсеткіштері 23,4%-ға оңтайландырылды (3-бөлім).

Жалпы алғанда, «Ақжал» кенішінің нақты тау-кен жағдайларында бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін жетілдіру нәтижесінде жерасты қазбасын жүргізудің барлық негізгі көрсеткіштері жақсарды. Ұсынылған БЖЖ параметрлері өндірістік сынақтар арқылы тексеріліп, олардың тиімділігі дәлелденді (Қосымша Ә, Б). Осы зерттеу жұмысының нәтижелері аталған кеніш жағдайларында тау-кен жұмыстарын қауіпсіз, үнемді және жоғары өнімділікпен жүргізуге ғылыми негіз бола алады.

## ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 План горных работ на разработку месторождения Акжал подземным способом (корректировка) : поясн. записка. В 2 т. Т. 1, кн. 1 / ТОО «СП ВЕКТОР». – 2021. – 316 с.
- 2 Битимбаев М. Ж., Шопашник Ю. Н., Крупник Л. А. и др. Взрывное дело: учебник/ Ассоциация вузов РК.-Алматы: Print-S, 2012.-822 с.
- 3 ТОО «NOVA ЦИНК». План развития горных работ на 2021 год. – 2021. – 45 с.
- 4 Проект промышленной разработки месторождения «Акжал» подземным способом с выделением пускового комплекса: поясн. записка. Ч. Технологическая (горная и горно-механическая) / КГППЦМ «Казгипроцветмет». – 2014. – 152 с.
- 5 Ракишев Б.Р., Битимбаев М.Ж., Минигулов А.М. Новые технологии буровзрывных работ на рудниках ТОО «Корпорация Казахмыс». Монография. Алматы: «Жибек жолы», 2020.С. 380 с.
- 6 Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки: метод. рекомендации. – Астана, 2009.
- 7 Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы: утв. приказом Министра по инвестициям и развитию РК от 30 декабря 2014 г. № 352.
- 8 ГОСТ Р 50544–93. Породы горные. Термины и определения. – Перевып. – М. : Изд-во стандартов, 2015. – 49 с.
- 9 B.R. Rakishev A.A. Orynbay A.B. Mussakhan. Automated forecasting of the particle size composition of blasted rocks during blasthole drilling in horizontal underground workings. News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences. Том 2023, Выпуск 3, Страницы 222 – 241. 2023 г.
- 10 Лозинский В., Юсупов Х.А., Рысбеков К.Б., Рустемов С., Базалук О. Using sectional blasting to improve the efficiency of making cut cavities in underground mine workings. Front. Earth Sci., 24 April 2024. Sec. Geohazards and Georisks. Volume 12 - 2024 | <https://doi.org/10.3389/feart.2024.1366901>
- 11 Горная энциклопедия [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.mining-enc.ru/v/vyazkost/> (дата обращения: 06.04.2018).
- 12 Шашенко, Л.Н. Масштабный эффект в горных породах: монография / Л. Н. Шашенко, Е. А. Сдвижкова, С. В. Кужель. – Донецк : Норд-Пресс, 2004. – 126 с.
- 13 Кузнецов, С.Т. Методическое пособие по изучению слоистости и прогнозу расслаиваемости осадочных пород / С.Т. Кузнецов, Н.С. Воронин. – Л. : ВНИМИ, 2001. – 84 с.
- 14 СНиП II-94-80. Подземные горные выработки: утв. постановлением Госстроя СССР. – М. : Стройиздат, 2008. – 37 с.

15 Галаев, Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений: учеб. для вузов / Н.З. Галаев. – М. : Недра, 2010. – 176 с.

16 Рекомендации по определению механических свойств трещиноватого массива [Электронный ресурс] // Библиотека нормативной документации / ООО «Международный Центр Качества». – Режим доступа: <http://files.stroyinf.ru/Data1/53/53846> (дата обращения: 01.02.2018).

17 Фисенко, Г.Л. Прочностные характеристики массива горных пород /– М. : Госстройиздат, 2005.

18 Berthelot, M.L'onde explosive / M. Berthelot, P. Vieille // Ann. De Chem. et de Phys. – 2005. – Т. 28, № 5.

19 Mallard, E. Recherches expérimentales et théoriques sur la combustion des mélanges gazeux explosifs. Mémoire I : Température d'inflammation des mélanges gazeux / E. Mallard, H. Le Chatelier // Ann. Des Mines. – 2008. – Т. 4, № 8. – P. 274–295.

20 Михельсон, В.А. О нормальной скорости воспламенения взрывчатых газовых смесей // Науч. труды Имп. Москва. – 2012. – Т. 10. – С. 1–93.

21 Chapman, D.L. On the rate of explosions in gases / Philos. Mag. – 1899. – Vol. 47. – P. 90–104.

22 Jouguet, E. On the propagation of chemical reaction in gases / J. de Math. Pures et Appl. – 1905. – Т. 7. – P. 347–425 ; 2012. – Т. 2.

23 Гриб, А. А. Гидродинамическая теория взрывных волн: дис. ... канд. физ.-мат. наук /– Томск : Томский гос. ун-т, 2007. – Оpubл. в: Прикладная механика и математика. – 1944. – Т. 8, № 4.

24 Зельдович, Я.Б. К теории распространения детонации в газовых системах / Журнал эксперим. и теорет. физики. – 2005. – Т. 10, № 5.

25 Von Neumann, J. Theory of Detonation Waves (OD-02): Technical Report National Defense Research Committee, Office of Scientific Research and Development. – 2011. – Division B. Section B-1. Serial № 238.

26 Doring, W. Über der Detonation vergang in Gasen / Ann. Phys. – 2011. – Vol. 43, № 5.

27 Дремин, А. Н. Детонационные характеристики зерногранулита 80/20 и гранулита АС-8 / Физ.-техн. пробл. разр. полез. ископаемых. – 2009. – № 4.

28 Дремин, А.Н. Параметры ударных волн, созданные детонацией зарядов аммонита 6 ЖВ на границе ВВ – горные породы / Физ.-техн. пробл. разработки полез. ископаемых. – 2008. – № 2.

29 Bhandari, S. Engineering Rock Blasting Operations / Rotterdam, 2010. – 375 p.

30 Lowrie, R. Mining Reference Handbook / – Englewood : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2002. – 448 p.

31 Hartman, H. L. SME Mining Engineering Handbook / H. L. Hartman. – 2nd ed. – Englewood : SME, 2006. – Vol. 1. – 2268 p.

32 Миндели, Э. О. Забойка шпуров. М. : Недра, 1967. – 152 с.

33 Кирсанов, А. К. Обоснование параметров буровзрывных работ при строительстве подземных горизонтальных и наклонных горных выработок: дис. ... канд. техн. наук / А. К. Кирсанов. – 2019. – 186 с.

34 Бегалинов, А. Б. Жазық және көлбеу жерасты қазбалары құрылысының технологиясы: оқу құралы. – Алматы : Қазақ энциклопедиясы, 2008. – 417 б.

35 Сердалиев, Е. Т. Қопару жұмыстарының технологиясы мен қауіпсіздігі: оқу құралы / Астана: ҚР БҒМ, 2015. – 160 б.

36 Сердалиев, Е. Т. Таужыныстарын бұрғылап-аттырып қопару : оқулық / Алматы : ҚР ЖООҚ, 2011. – 360 б.

37 Кутузов, Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород / М.: Недра, 1973. – 311 с.

38 Т.М. Алменов, Д.М. Шабаз, М.Е. Базархан. Жерасты тау-кен қазбаларын жүргізу кезіндегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру. Экономиканың тұрақты дамуы жағдайындағы минералдық-индустриялық мегакешендегі ресурс үнемдеуші технологиялар» атты халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференция. ҚазҰТЗУ, 2024 жылғы 14–15 наурыз, 282–287-беттер.

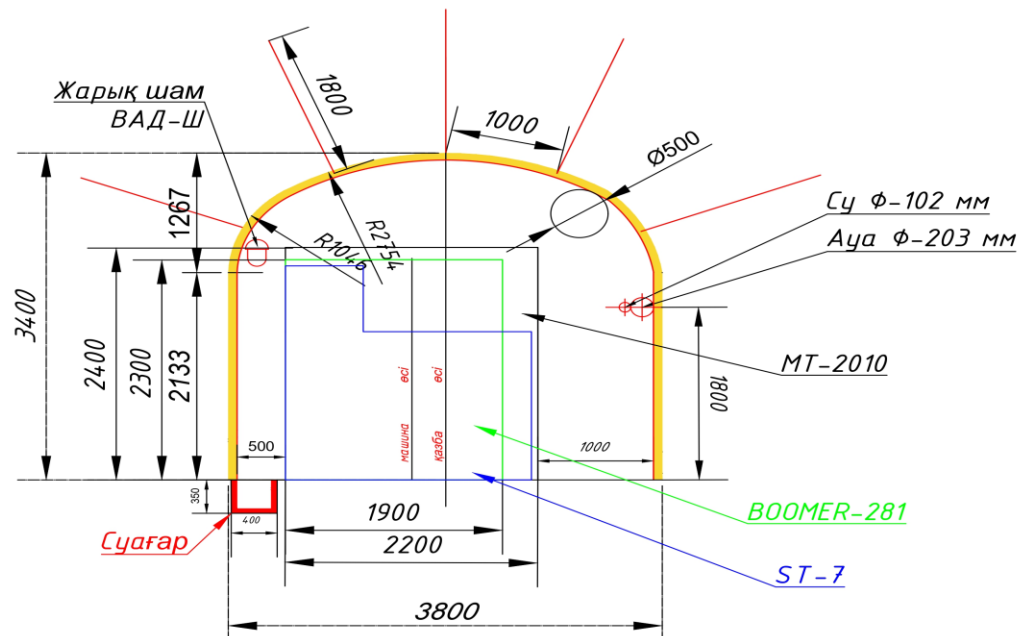
39 Д.М. Шабаз, Т.М. Алменов, Е.Р. Муратов. «Ақжал кенішінің жағдайында жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін жетілдіру. Satbayev International Conference. 2024 ж.

40 Talgat A., Shabaz D., Shynyazak A., Tyrsynkhan B., Serzhanov M. «Scientific substantiation of rational drilling and blasting technologies in underground mine workings». Geotechnical problems of mining of mineral deposits: Proceedings of the XXII International Conference of Young Scientists (October 24, 2024, Dnipro). – Dnipro: M.S. Polyakov Institute of Geotechnical Mechanics of the NAS of Ukraine, 2024. –p. p. 12-17.

41 Almenov, T., Zhanakova, R., Sarybayev, M., Shabaz, D.M. (2025). A Novel Approach to Selecting Rational Supports for Underground Mining Workings. Civil Engineering Journal, Vol. 11, No. 03, March, 2025, 1217–1241. Scopus, Процентиль 83%, квартиль Q1.

## Қосымша А

«Ақжал» кенішінің шарттарында тау-кен қазбаларын өту кезінде бұрғылау жару жұмыстарының тиімді параметрлерін негіздеу



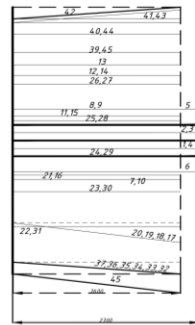
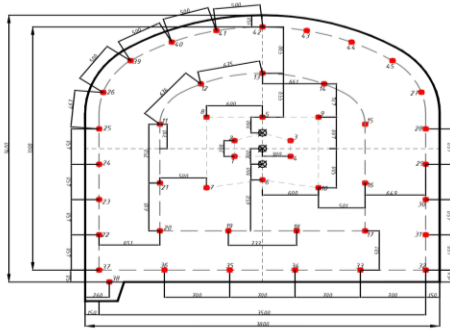
*Қазбаның негізгі өлшемдері:*

Қазбаны бекіткеннен кейінгі таза сәулелі ауданы  $S_{св}=11,77 \text{ м}^2$ ;  
 өтудегі қара ауданы  $S_{вч}=12,0 \text{ м}^2$ ;  
 күмбездің биіктігі  $h_0=1,267 \text{ м}$ ;  
 қазба табанынан тік қабырғаның биіктігі  $h_3=2,13 \text{ м}$ ;  
 қазбаның таза ені  $B=3,7 \text{ м}$ ;  
 Қазбаны өтудегі ені  $B1=3,8 \text{ м}$ ;  
 Қазбаны өтудегі биіктігі  $h_0=3,4 \text{ м}$ .

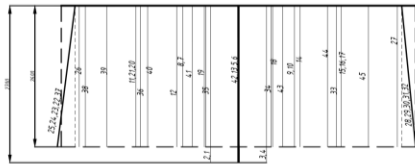
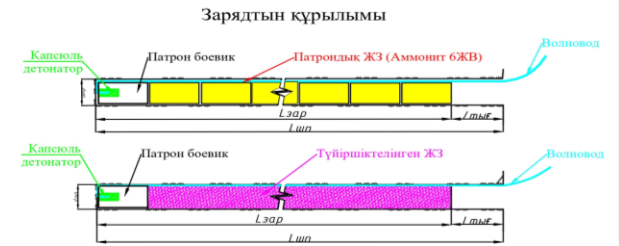
|            |                  |     |     |                                  |   |  |       |                         |          |
|------------|------------------|-----|-----|----------------------------------|---|--|-------|-------------------------|----------|
|            |                  |     |     |                                  | <b>Магистрлік диссертация</b>   |  |       |                         |          |
| Өзг. Бет   | Құжат №          | Қол | Күн | Штрек қазбасының көлденең қимасы |   |  | Әдеб. | Масса                   | Масштаб  |
| Орынд.     | Шабаз Д.М.       |     |     |                                  |   |  |       |                         |          |
| Тексер.    | Алменов Т.М.     |     |     |                                  |   |  |       |                         |          |
| Каф. мең.  | Молдабаев С.К.   |     |     |                                  |   |  |       |                         |          |
| Н. тексер. | Мендекинова Д.С. |     |     |                                  |   |  |       |                         |          |
|            |                  |     |     |                                  | «Ақжал» кенішінің шарттарында тау-кен қазбаларын өту кезінде бұрғылау жару жұмыстарының тиімді параметрлерін негіздеу |  |       | Қ.И.Сатбаев ат. ҚазҰТЗУ |          |
|            |                  |     |     |                                  |   |  |       | Бет 1                   | Беттер 2 |

## Қосымша Ә

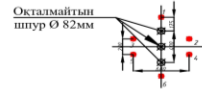
БЖЖ ПАСПОРТЫ  
 $S = 12.0 \text{ м}^2$  Штрек қазбасын өту жұмыстары



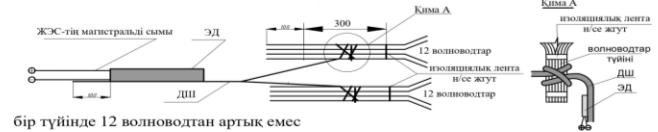
| № шп. | шұр. тереңдігі, м | волновод ұзындығы, м | қысқа кешікту, м/с | № шп. | шұр. тереңдігі, м | волновод ұзындығы, м | қысқа кешікту, м/с |
|-------|-------------------|----------------------|--------------------|-------|-------------------|----------------------|--------------------|
| 1     | 2,8               | 5                    | 1500               | 24    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 2     | 2,8               | 5                    | 1500               | 25    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 3     | 2,8               | 5                    | 1500               | 26    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 4     | 2,8               | 5                    | 1500               | 27    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 5     | 2,8               | 5                    | 3000               | 28    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 6     | 2,8               | 5                    | 3000               | 29    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 7     | 2,7               | 5                    | 3000               | 30    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 8     | 2,7               | 5                    | 3000               | 31    | 2,7               | 5                    | 4500               |
| 9     | 2,7               | 5                    | 3000               | 32    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 10    | 2,7               | 5                    | 3000               | 33    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 11    | 2,7               | 5                    | 4000               | 34    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 12    | 2,7               | 5                    | 4000               | 35    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 13    | 2,7               | 5                    | 4000               | 36    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 14    | 2,7               | 5                    | 4000               | 37    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 15    | 2,7               | 5                    | 4000               | 38    | 2,7               | 5                    | 5000               |
| 16    | 2,7               | 5                    | 4000               | 39    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 17    | 2,7               | 5                    | 4000               | 40    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 18    | 2,7               | 5                    | 4000               | 41    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 19    | 2,7               | 5                    | 4000               | 42    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 20    | 2,7               | 5                    | 4000               | 43    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 21    | 2,7               | 5                    | 4000               | 44    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 22    | 2,7               | 5                    | 4500               | 45    | 2,7               | 5                    | 6000               |
| 23    | 2,7               | 5                    | 4500               |       |                   |                      |                    |



### Үгіме құрылымы мен типі призматикалық



### ЖЭҚ-ды ДШ көмегімен монтаждалу схемасы



бір түінде 12 волноводтан артық емес

## ЖМ материалдары

| Атыру өңсі | Шұрлар саны | Оқтайтын шұрлар саны | Циклдары забордылау жұмыстың тәрізі, м/с | ВАРИАНТ - I                |  |                            | ВАРИАНТ - II  |  |  | ДШ және ЭД шығыны                             |       |           |    |
|------------|-------------|----------------------|--|----------------------------|--|----------------------------|---|--|--|---|-------|-----------|----|
|            |             |                      |  | 1) Аммонит (БЖВ) шығындары |  |                            | 2) Трассиротта АСВ(АВ) және Аммонит (БЖВ) шығындары |  |  | ДШ, м   | ЭД, м | Нора Ш шп |    |
| механик.   | 45          | 45                   | 2,2                                      | 26,4                       | Аммонит (БЖВ) не бөлек (0,2кг - шұрқа) | Аммонит (БЖВ) не патронир. | Барлығы: Аммонит (БЖВ) не бөлек/патронир.           | Граунит АСВ(АВ), 1 кг не шығыны = 1,78кг | Аммонит (БЖВ) не бөлек (0,2кг - бөлек) | Аммонит (БЖВ) не шұрқа (32,33,34,35,36,37,38) | 5     | 1         | 45 |
|            |             |                      |  |                            | Барлығы: Аммонит 6ЖВ 30-63,0-12,0кг    |                            | Барлығы: Аммонит 6ЖВ 30-63,0-12,0кг                 | Барлығы: Аммонит 6ЖВ 30-63,0-12,0кг      | Барлығы: Аммонит 6ЖВ 30-63,0-12,0кг    |   | 5     | 1         | 45 |



# Қосымша Б



## АКТ

### Проведения опытного взрыва.

Дата: 06 апреля 2025г.

Место проведения: ТОО «Nova Цинк», Подземный рудник

Объект испытаний: горная выработка — штрек на горизонте +300 м.

В зарядании шпуров участвовало 2 чел.

Способ инициирования обратное

Получены следующие результаты:

| п/п | Показатели   | Взрыв №1                     | Взрыв №2 | Взрыв №3 |
|-----|--|------------------------------|----------|----------|
| 1   | Ширина забоя, м                                    | 3,8                          | 3,8      | 3,8      |
| 2   | Высота забоя, м                                    | 3,4                          | 3,4      | 3,4      |
| 3   | Площадь забоя, м <sup>2</sup>                      | 12                           | 12       | 12       |
| 4   | Количество шпуров, шт.                             | 45                           | 46       | 47       |
| 5   | Диаметр шпуров, мм                                 | 51                           | 51       | 51       |
| 6   | Глубина шпура, м                                   | 3,2                          | 3,2      | 3,2      |
| 7   | Площадь забоя, приходящего на шпур, м <sup>2</sup> | 0,45                         | 0,45     | 0,45     |
| 8   | Величина заряда в шпурах, кг                       | 4,6                          | 4,5      | 4,5      |
| 9   | Количество ВВ на забой, кг                         | 72                           | 166+19,3 | 120+18   |
| 10  | КИШ  | 0,95                         | 0,87     | 0,85     |
| 11  | Объем отбойки, м <sup>3</sup>                      | 26,4                         | 25,2     | 25,2     |
| 13  | Количество шпурометров на цикл, п.м.               | 117                          | 106,6    | 101,4    |
| 14  | Способ взрывания                                   | электрический                |          |          |
| 15  | Источник тока                                      | Пусковое устройство EXPLO-SE |          |          |
| 16  | Детонирующий шнур, м                               | 5                            | 5        | 5        |
| 17  | Волноводы ИСКРА-Ш по сериям, шт                    | 45                           | 46       | 47       |
| 18  | Расход ДШЭ, п.м.                                   | 5                            | 4        | 4        |
| 19  | Электродетонатор, шт.                              | 1                            | 1        | 1        |
| 20  | Взрывной провод, п.м.                              | 20                           | 20       | 20       |

По результатам 6 опытных взрывов наиболее эффективным является взрыв № 1, на основании которого составлен паспорт БВР.

### Подписи:

Генеральный директор ТОО «Nova Цинк»

Начальник БВР подземного рудника

Горный мастер

Джангельдинов А.Б.

Хрущев С.С.

Кабрахман Е.Ж.



Разработчик к.т.н. профессор, (КазНИТУ)

Алменов Т.М.

младший научный сотрудник, магистрант (КазНИТУ)

Шабаз Д.М.



# CIVIL ENGINEERING JOURNAL

Vol. 11 - No. 03

Mar 2025



E-ISSN: 2476-3055

P-ISSN: 2676-6957



**Editor in Chief:**

**Prof. M. R. Kavianpour**

K.N.Toosi University of Technology (Iran)

**Executive Manager:**

**Dr. O. Aminoroayaie Yamini**

K.N.Toosi University of Technology (Iran)

**Dr. S. Hooman Mousavi**

K.N.Toosi University of Technology (Iran)

**Editorial Board Members:**

**Prof. Dintie S. Mahamah**

St. Martin's University (USA)

**Dr. Kartik Venkataraman**

Tarleton State University (USA)

**Dr. Tanya Igneva**

University of ACEG (Bulgaria)

**Dr. Daniele Bocchiol**

Polytechnic University of Milan (Italy)

**Dr. Michele Iervolino**

Second University of Naples (Italy)

**Dr. Rouzbeh Nazari**

Rowan University (USA)

**Prof. Marta Bottero**

Polytechnic University of Turin (Italy)

**Chris A. O'Riordan-Adjah** (PhD Candidate)

University of Central Florida (USA)

**Dr. Yasser Khodair**

Bradley University (USA)

**Dr. Weidong Wu**

University of Tennessee - Chattanooga (USA)

**Dr. Kaveh Saleh**

University of Sherbrooke (Canada)

To view all editorial board members [Click Here](#).

**Dr. Jiliang Li**

Purdue University North Central (USA)

**Dr. Yaqi Wanyan**

Texas Southern University (USA)

**Prof. M.M. Rashidi**

Tongji University (China)

**Dr. Sanjay Tewari**

Louisiana Tech University (USA)

**Prof. Nikolaos Eliou**

University of Thessaly (Greece)

**Dr. Mohammad Reza Najafi**

University of Victoria (Canada)

**Dr. Saeed Khorram**

Eastern Mediterranean University (Cyprus)

**Dr. Xinqun Zhu**

University of Western Sydney (Australia)

**Dr. Jalil Kianfar**

St. Louis University (USA)

**Dr. Luca Comegna**

Second University of Naples (Italy)

**Dr. Davide Dalmazzo**

Polytechnic University of Turin (Italy)

**Dr. Viviana Letelier González**

University of the Frontera (Chile)

**Dr. Paola Antonaci**

Polytechnic University of Turin (Italy)

**Dr. Davorin Penava**

University of Osijek (Croatia)

**Dr. Ali Behnood**

Purdue University (USA)

**Dr. Uğur Albayrak**

Eskisehir Osmangazi University (Turkey)



# Contents

**Vol. 11, No. 03, March, 2025**

■ Page 798-817

**Cluster-Driven Predictive Model for Asphalt Pavement Maximum Temperature in Tropical Airport**

Pebri Herry, Ade Sjafruddin, Bambang S. Subagio, Eri S. Hariyadi

■ Page 818-833

**Statistics on Small Networks in Construction Design Offices**

Kleber Jaramillo, Tito Castillo, Andrea Zarate, Alexis Andrade, Rodrigo Herrera

■ Page 834-856

**An Innovative Design of Strip and Circular Footings on Sand Surface: Stress-Density Framework**

Mohamed I. Ramadan

■ Page 857-883

**Shear Strength and Serviceability of GFRP-Reinforced Concrete Beams: A Study on Varying Reinforcement Ratios**

Thar Mohammed Hamed, AbdulMuttalib I. Said

■ Page 884-909

**Complex Geodetic Monitoring of the Massive Sports Structures by Terrestrial Laser Scanning**

Roman Shults, Gulnur Seitkazina, Andriy Annenkov, Roman Demianenko, Saule Soltabayeva, Zhenis Kozhayev, Gulizat Orazbekova

■ Page 910-931

**Integrating Gradient Boosting and Parametric Architecture for Optimizing Energy Use Intensity in Net-Zero Energy Buildings**

Maqbul Kamaruddin, Martin C. T. Manullang, Jurng-Jae Yee

■ Page 932-949

**Gray Correlation Coefficient Analysis on the Mechanical Properties of Nylon Fiber Reinforced Recycled Aggregate Concrete with GGBS**

Sk. Rakibul Islam, Rupak Mutsuddy, Nishatee Binte Shahid

■ Page 950-962

**Nonlinear Finite Element Analysis of I-Steel Beam with Sinusoidal Web**

Jawad Abd Matoq, Majed A. Khalaf, Adel A. Al Menhosh, Abdulamir A. Almayah, Fareed H. Majeed

■ Page 963-987

**Performance Optimization of Masonry Mortar with Marble Dust, Spent Coffee Grounds, and Peanut Shell Ash**

Alexey N. Beskopylny, Mohammad Hematibahar, Komeil Momeni, Sergei A. Stel'makh, Evgenii M. Shcherban'

■ Page 988-1010

**Integration of Low-Cost GNSS and Multispectral Camera to Increase Oil Palm Position Accuracy and Health Monitoring**

M. N. Cahyadi, M. A. Syariz, F. Taufany, . Lisnawita, S. S. Wismaroh, D. Kusumawardani, T. B. Saputro, F. Haq, M. C. Laksana, L. A. Triawan

■ Page 1011-1033

**Retrofit Design for Climate Resilient Housing: Strategies for Architectural Adaptation to Climate Change**

Afaq H. Chohan, Jihad Awad, Adi Irfan Che-Ani, Abdelaziz Awad



# Contents

Vol. 11, No. 03, March, 2025

■ Page 1034-1049

**Mechanical Properties of Sustainable Base Course Binder Incorporating GGBFS and Spent FCC Catalyst**

Sajjad E. Rasheed, Waqed H. Hassan, Mohammed Y. Fattah

■ Page 1050-1071

**Fuzzy Bayesian Belief Networks Method on Risk Assessment of EPC Pipeline Project**

Muhammad Yusuf, Yusuf Latief, Ayomi Dita Rarasati, Bambang Trigunarsyah, Naufal Budi Laksono

■ Page 1072-1087

**Advanced Digital Modeling of Stress-Strain Behavior in Rock Masses to Ensure Stability of Underground Mine Workings**

Vladimir Demin, Alexey Kalinin, Nadezhda Tomilova, Aleksandr Tomilov, Assem Akpanbayeva, Denis Shokarev, Anton Popov

■ Page 1088-1105

**An Automated Assessment Technique for Pavement Defects Using a Laser Scanner and Deep Machine Learning**

Bara' Al-Mistarehi, Amir Shtayat, Rana Imam, Ashraf Abdallah

■ Page 1106-1131

**Development and Validation of a Seismic Index for Assessing the Vulnerability of Low-Rise RC Buildings**

Sayed Q. Sharafi, Taufiq I. Maulana, Taiki Saito

■ Page 1132-1144

**Examining the Compressive Behavior of SFRC and SCC Using Finite Element and Experimental Methods**

Muna M. Hano, Salwa M. A. Hano, Hesham S. Al-Rawe

■ Page 1145-1161

**Assessment of Organic Carbon Stocks at Landscape Levels Using the InVEST Software**

Polina Drygval, Anna Drygval, Vladimir Tabunshchik

■ Page 1162-1179

**Piezometer Time-Lag and Pore Pressure Ratio for Identification of Dam Internal Erosion**

Wiphada Thepjunthra, Warakorn Mairaing, Montri Jinakulwipat, Thawatchai Chalernpornchai, Bunpoat Kunsuwan

■ Page 1180-1195

**Landslide Susceptibility Assessment Using Combined TRIGRS and Flow-R**

Ahmad Rifa'i, Ragil A. Yuniawan, Fikri Faris, Tiara R. Trisnawati, Byon Rezy Pradana Purba, Andy Subiyantoro, Eka Priangga Hari Suryana, Banata Wahid Ridwan

■ Page 1196-1216

**A Comparative Study of Terrestrial Laser Scanning and Photogrammetry: Accuracy and Applications**

Mohamed H. Zakaria, Hossam Fawzy, Mohammed El-Beshbeshy, Magda Farhan

■ Page 1217-1241

**A Novel Approach to Selecting Rational Supports for Underground Mining Workings**

Talgat Almenov, Raissa Zhanakova, Madiyar Sarybayev, Din-Mukhammed Shabaz



## Focus and Scope

Civil Engineering Journal (C.E.J) is a multidisciplinary, an open-access, internationally double-blind peer-reviewed journal concerned with all aspects of civil engineering, which include but are not necessarily restricted to:

- Building Materials and Structures
- Coastal and Harbor Engineering
- Constructions Technology
- Constructions Economy and Management
- Earthquake Engineering
- Environmental Engineering
- Renovation of Buildings
- Geotechnical Engineering
- Highway Engineering
- Hydraulic and Hydraulic Structures
- Road and Bridge Engineering
- Structural Engineering
- Surveying and Geo-Spatial Engineering
- Transportation Engineering
- Tunnel Engineering
- Urban Engineering and Economy
- Water Resources Engineering
- Urban Drainage

## Special Issues

Special Issues deal with more focused topics with high current interest falling within the scope of the journal in which they are published. Special Issue proposals are welcome at any time during the year.

For most of the civil engineering conferences it is possible to submit papers presented at the conference for subsequent publication in special issues of the C.E.J.

- Civil Engineering Journal (C.E.J) is published monthly.
- Civil Engineering Journal (C.E.J) has fast peer review process (3-4 weeks).

## Civil Engineering Journal (C.E.J) Indexing & Abstracting



- This is an open access journal under the CC-BY license (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).





## A Novel Approach to Selecting Rational Supports for Underground Mining Workings

Talgat Almenov <sup>1</sup>, Raissa Zhanakova <sup>1\*</sup>, Madiyar Sarybayev <sup>2</sup>,  
Din-Mukhammed Shabaz <sup>1</sup>

<sup>1</sup> *Satbayev University, Almaty, 50013, Kazakhstan.*

<sup>2</sup> *Al-Farabi Kazakh National University, Almaty, 050040, Kazakhstan.*

Received 31 December 2024; Revised 23 February 2025; Accepted 27 February 2025; Published 01 March 2025

### Abstract

The goal of this study is to examine the stress-strain state and stability of rock massifs to select a rational type of support for underground workings in challenging mining and geological conditions. The primary aims include increasing the speed of mine workings, reducing capital expenditure, and enhancing safety. Established and novel theoretical methods for mining, geomechanics, and rock massif management were employed. These methods involve analyzing factors affecting the mine working speed, studying the physical and mechanical properties of rocks, developing stratigraphic profiles, and assessing the stress-strain state and stability using Bieniawski's Rock Mass Rating (RMR), Barton's Q-rating, and construction norms and rules. Numerical modeling with the Rocscience RS2/RS3 software was utilized to identify failure-prone areas and determine rational support types and parameters. This study provides comprehensive insights into the stress-strain state of the massif, identifying high-risk zones, and recommending suitable support types. The findings contribute to accelerating the progress of underground work, enhancing safety, and reducing construction costs. The developed support systems for challenging mining and geological conditions were designed to increase the speed, safety, and profitability of underground workings. Additionally, this research emphasizes the significance of selecting appropriate support systems to ensure the longevity and stability of underground structures, thereby optimizing operational efficiency and cost-effectiveness.

**Keywords:** Underground Mine Workings; Conducting and Supporting Mine Workings; Stress-Strain State; Rock Massif; Massif Stability Category; Support Design.

### 1. Introduction

The sustainable economic growth of a country is closely linked to the efficient utilization of its natural resources. At present, mineral extraction is primarily limited to ore reserves located at depths of up to 1,200 meters. However, the future of the mining industry requires the exploration and extraction of deep-lying mineral deposits through the implementation of safe and advanced technologies. To facilitate this, extensive mine construction is essential, including the establishment of new mining enterprises and the expansion of existing operations to access deeper horizons. This approach aims to enhance the annual production rates and expedite the construction and commissioning of underground mine workings. Achieving these objectives requires substantial capital investments and extensive preparatory mine development. Underground mine workings serve critical functions, including personnel movement, ore transportation, and the integration of essential infrastructure, such as compressed air, ventilation, water supply, and electrical systems. Consequently, mine workings represent complex underground engineering structures that are fundamental to modern mining operations.

\* Corresponding author: [raissazhanakova@yandex.ru](mailto:raissazhanakova@yandex.ru)

<http://dx.doi.org/10.28991/CEJ-2025-011-03-022>



© 2025 by the authors. Licensee C.E.J, Tehran, Iran. This article is an open access article distributed under the terms and conditions of the Creative Commons Attribution (CC-BY) license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

The study of factors influencing the speed of mine workings and the quality of their support under complex mining and geological conditions requires a comprehensive approach. This is because of the influence of multiple variables, which depend on both natural factors and the technologies used. The primary factors determining the mine working rate include mining and geological conditions, as well as technological, economic, environmental, and social aspects. Under complex conditions, progress may be slowed by the need for additional wall reinforcement, enhanced monitoring of rock stability, and application of specialized methods. Furthermore, the implementation of modern technologies, such as mechanized supports and advanced drilling rigs, can significantly accelerate the process but requires substantial investment and highly qualified specialists [1, 2].

Underground mine workings must retain their designed shape and dimensions throughout the operational lifespan of the mine to ensure long-term structural stability. This necessitates prevention of collapse over extended periods. Therefore, selecting an optimal support system and enhancing its design by studying the physical and mechanical properties of the rock mass, as well as its geomechanical conditions, is a critical task in modern mining engineering [3, 4]. For instance, the scientific works of Protodyakonov focused on the study of rock properties, rock pressure issues, support systems for mine workings, and the management of rock mass stability. He developed an original theory of rock pressure and was the first to derive a formula for its calculation [5–8].

An outstanding Soviet and Kazakh scientist in the field of mining science and mechanics –Erzhanov– made a significant contribution to the development of the mechanics of natural and technogenic processes related to human activities on the Earth's subsurface. He developed the theory of rock creep, which has been widely applied in mining. His research encompasses methods for calculating the strength, deformability, and seismic resistance of underground structures for various purposes [3, 4]. A classification system based on rock mass characteristics was developed by Bieniawski and is known as the Rock Mass Rating (RMR) method. In this approach, specific parameters are assessed using a table compiled by Bieniawski, in which each parameter is assigned a certain number of points based on its value. The total score determined the stability category of the rock mass. The evaluated parameters include the uniaxial compressive strength of intact rock, rock quality designation (RQD), spacing of discontinuities, condition of discontinuities, hydrogeological conditions, and an adjustment factor for unfavorable orientations of the rock interface [9].

As a result of analyzing a large number of real examples of underground mine workings, Barton proposed using the tunnelling (mine workings) quality index  $Q$ , which is expressed as  $Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$ . In his research, Y. Zaslavsky developed support systems with enhanced load-bearing capacity and lightweight designs for underground mine workings and structures, considering the characteristics of rock massifs. Furthermore, Makarov conducted a comprehensive study on the patterns of rock pressure formation in underground workings using laboratory experiments, theoretical analysis, and statistical methods. By applying modern mathematical modeling techniques, he achieved significant results in understanding and predicting rock pressure behavior.

In the concept of anchoring design, the research presented in Elrawy et al. [10] is particularly noteworthy because it employs mechanical calculations to evaluate tunnel stability by considering strength coefficients, collapse zones, and rock mass displacements. Despite the thorough investigation of this topic, the study remains limited to the application of anchor supports exclusively for tunnels, without considering the conditions of solid mineral development. Foreign studies have also made significant contributions to research on rock mass stability [11, 12]. For example, mines in Shanxi Province, China, have developed a mechanistic model to analyze the stability of coal massifs by incorporating field monitoring and identifying key instability factors. While these results have proven to be highly effective for coal deposits, their applicability to solid minerals and complex tectonic conditions requires further refinement.

Modern research on rock mass state assessment employs various empirical and analytical methods to enhance the accuracy of stability predictions and optimize anchorage systems. In particular, Abramkin et al. [12] proposed a comprehensive methodology that integrates structural evaluation using the Deere Rock Quality Designation (RQD) method, application of the Rock Mass Rating (RMR) system to determine the deformation modulus, and geomechanical classification based on the Q-system. This approach enables a comparative analysis of rock masses under different mining and geological conditions, identifies the strengths and limitations of each method, and emphasizes the need for their combined application. However, its scope is restricted to relatively simple geological conditions as it does not account for complex geological and mining environments, thereby limiting its applicability to rock masses affected by tectonic disturbances [13]. This study examined the effects of drilling and blasting, including analyses of rock impacts, displacements at significant depths, and recommendations for massif consolidation. While the findings are highly relevant, these studies primarily focus on conditions influenced by anthropogenic factors, without accounting for the effects of tectonic faults or the complexities of challenging mining and geological conditions [14–17].

Studies conducted in the East Sary-Oba field (Kazakhstan) [18], including an analysis of the natural stress state of the rock mass, provide valuable data for selecting appropriate support systems for mine workings in complex geological conditions. The evaluation of the stress distribution and the application of 2D measurements in horizontal and vertical boreholes serve as crucial tools for assessing the stress-strain state of the rock mass in support system design. The



obtained results, which are essential for enhancing the safety and efficiency of mining operations, facilitate the informed selection of anchorage systems by considering the local mining, geomechanical, and hydrogeological conditions necessary for ensuring the stability of underground workings [19].

Elbially et al. [20] examined the deformation state and stability of quarry slopes in Ukraine. As part of this research, the stress-strain state of the rock mass and the interaction between quarry rocks and filling materials were analyzed. These studies provide a deeper understanding of the impact of these processes on the stability of underground workings, which is a critical factor for ensuring their reliability and safety [21].

The analysis of the impact of existing fractures on rock stability under seismic action using numerical methods, such as ABAQUS and XFEM, enhances the understanding of the effects of seismic forces on rock mass stability. Studying fracture propagation under seismic loads is particularly relevant for deposits in which seismic activity or other dynamic factors pose potential threats to rock stability. Establishing the relationship between crack geometry, rock mechanical properties, and seismic activity enables the optimization of support system designs capable of withstanding dynamic loads, thereby ensuring the structural integrity and safety of underground mine workings. This area of research plays a crucial role in developing innovative support designs that enhance the stability of mine workings under dynamic impacts and minimize failure risk [22–24].

Research on the selection of construction materials, particularly concrete mixtures modified with microsilica and superplasticizers, provides valuable insights for improving the quality of underground mine workings. Studies have confirmed that high-strength concrete can be produced using locally available raw materials, which is especially relevant for the Beskempir deposit. Given that mining operations are primarily conducted in remote areas, the rational selection of concrete mix components based on available materials helps reduce economic costs, enhance operational efficiency, and improve the durability of support structures, particularly in challenging mining and geological conditions. The incorporation of specialized additives to enhance the strength and workability of concrete is a promising approach that can be effectively applied in the design and construction of mine support systems at this site [20, 25].

In Demin et al. [26], the stress-strain state of rocks in hollow coal seams and the impact of mining engineering factors on the zones of underground working were studied. This research identified stress dependencies and their effect on the stability of mine workings, which is crucial for support system design. Empirical relationships were established to demonstrate how the mining method, depth, and rock strength influence the stability of mine workings. These findings enable the prediction of mine behavior at various developmental stages. Under complex mining conditions, anchoring is recommended to enhance the stability and safety of underground workings [27]. All researchers emphasize in their scientific works that the consolidation of underground mine workings and the management of rock pressure exhibit unique characteristics and natural regularities due to the varying mining and geological conditions of each deposit. Even within the same mine, the rock mass properties can change significantly, necessitating a detailed study of the rock mass at each horizon. In addition, the service life of mine workings must be considered when selecting support types.

Global mining practices have historically shown that capital and preparatory mine workings have been supported using a single type of fastening along their entire length, regardless of frequent changes in mining and geological conditions. However, with modern mine workings extending for kilometers, the strength and deformation properties of the rock mass may vary significantly, even within the same lithological unit, leading to nonuniform displacement along the workings. These irregularities can reach considerable magnitudes and affect the stability of underground structures.

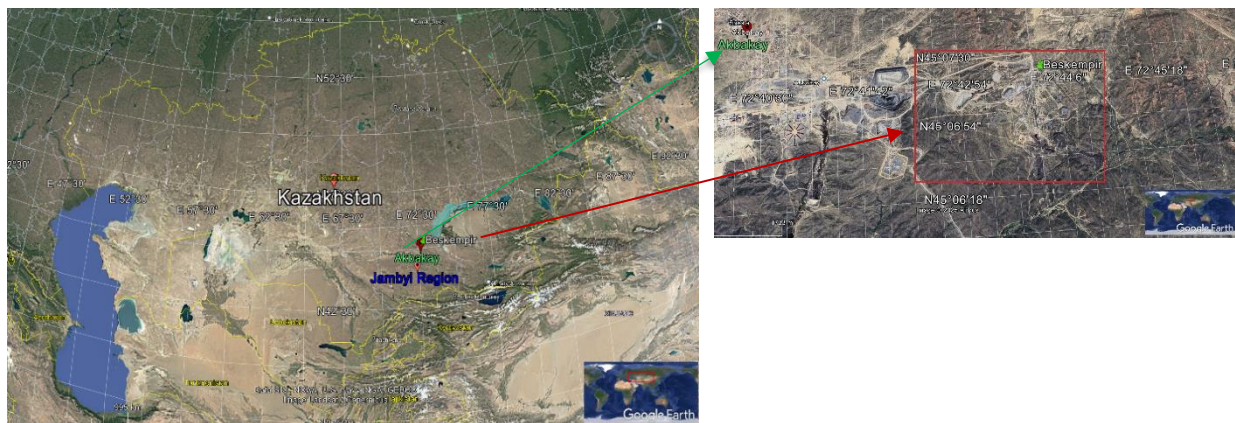
Despite extensive studies on the mining, geological, and geomechanical conditions of deposits, few studies have systematically addressed the selection of rational support types in relation to rock-mass stability indicators. To bridge this gap, we propose a comprehensive methodology for evaluating the stability parameters and selecting rational support types based on these assessments. Underground mine workings in rock masses affected by tectonic faults present additional challenges for excavation and support installation. Therefore, a thorough analysis of rock stability along the entire length of the mine workings is essential, considering the influence of fault zones. Identifying zones of unstable rock prone to fracturing and classifying them into distinct sections along the workings will allow for the implementation of differentiated support systems tailored to the specific stability conditions of each section, making this a highly relevant issue in underground mine workings.

The new approach to mine excavation and support systems emphasizes the implementation of rational technologies and the application of various support designs along the length of underground workings tailored to the specific geomechanical conditions of each section. Due to variations in rock stability and stress-strain characteristics within the surrounding mass, certain sections may exhibit favorable load-bearing capacities, allowing for the use of lighter, cost-effective, and technologically efficient support structures. By utilizing innovative research methods, it is possible to segment the rock mass along the longitudinal axis of underground workings based on specific geomechanical conditions and accordingly apply distinct support types. This targeted approach enhances the technical and economic efficiency of mine workings and improves labor productivity. The proposed support methods have broad applicability in the mining industry and offer a practical solution for optimizing underground stability.

## 2. Study Area

### 2.1. Brief Mining and Geological Characteristics of the Beskempir Deposit

The Beskempirskoye deposit serves as a prime example of complex geological conditions where studies have identified an irregularly layered structure intersected by disjunctive fractures. The presence of tectonic faults results in rock mass stability classifications ranging from category I to category IV according to construction norms and regulations. Similarly, the Akzhal and Khromtau deposits exhibit intricate geological and geomechanical mining conditions, yet their underground workings have largely been designed with uniform support types, which may not fully account for site-specific variations in stability. The Beskempir deposit is situated in the northern part of South Kazakhstan within the Zhambyl region, approximately 300 km southwest of Balkhash. Geographically, these deposits lie within the Chu-Balkhash watershed (Figure 1). The region features relatively smooth relief with shallow sandstone formations. The absolute surface elevations reach 500 m, with relative height differences of 3–5 m. The area was not seismically active. The primary valuable mineral extracted from the deposit is gold, with silver and sulfide sulfur as associated components.



**Figure 1. Geographical location of the Beskempir deposit**

Given the geological complexity of these deposits, the conventional uniform support systems may not provide rational stability. This highlights the necessity to implement adaptive support designs tailored to specific geomechanical conditions to ensure safer and more efficient underground mining operations. An example is the Beskempirskoye deposit, in which studies have revealed an irregularly layered structure with disjunctive fractures. The presence of tectonic faults causes the stability of the rock mass to range from category I to category IV according to construction norms and regulations. Similarly, the mining geological and geomechanical conditions at the Akzhal and Khromtau deposits are characterized by complex geological structures. Underground mine workings at these sites were predominantly designed using uniform support types.

This study provides a comprehensive examination of the mining, geological, geomechanical, and mining engineering characteristics of the Beskempir Deposit. This research specifically focuses on the geomechanical conditions of the deposit, which is classified as a moderate gold-quartz sulfide formation within Kazakhstan's gold deposits. Alongside gold, the deposit contains associated components such as silver and sulfide sulfur. The Beskempir deposit is characterized by shallow and relatively flat relief, with absolute elevations ranging from +465 to +490 m. The region experiences a sharply continental and arid climate with strong northeastern winds. Summers are dry and hot, while winters are snowy, with frequent thaws. Stable snow cover, typically 0.3–0.4 meters thick, lasts from December to February. The average annual temperature varies between +5°C and +6°C. The area recorded a seismicity level at six points.

The most significant ore-controlling structures in the deposit are spearheading fractures that result from chipping or detachment. These fractures extend up to 2–3 km in length, with multidirectional dips varying from 40° to 45° to 60°–85°. In addition, dikes play a crucial role in influencing the positioning of ore bodies, further shaping the geomechanical conditions of the deposit. Understanding these geological features is essential for optimizing mining strategies and ensuring the stability and safety of underground workings. The morphology of ore bodies in the Beskempir deposit is highly complex, with multiple geological faults shearing the ore bodies both vertically and horizontally and varying in displacement from 1 to 25 m.

The hydrogeological conditions of the deposits are relatively simple. No significant water-bearing horizons were present within or near the ore field, eliminating the risk of sudden water inflow into the underground workings. The existing groundwater is of the fracture type, with an actual inflow into underground workings of 10–15 m<sup>3</sup>/h. However, groundwater exhibits aggressive properties toward concrete made with non-sulfur-resistant cement, although it does not

contain carbonic acid-aggressive waters. The Beskempir Au deposit lies in an intense tectonic zone at the fault intersection. The maximum rock disturbance was observed in the western part of the deposit. The ore field of the Beskempir deposit is complicated by numerous differently oriented faults ranging from regional faults of ancient emplacement (Kengirsky) and long-lived faults of the second order (Beskempirsky, Dolinniy, etc.) to leading faults, fractures, spalling, and fracture structures [4-6].

This study examined the stress-strain state of the rock mass surrounding the transport drift along the Surprise vein, located at the +150 m horizon of the Beskempir deposit. The initial field data required for this research, including the geological and geomechanical parameters, are summarized in Table 1.

**Table 1. Initial data required for research and development activities**

| No.   | Name of indicators  | Values                                   |
|---|---|--|
| 1   | Mine workings   | Transport drifts along the Surprise vein |
| 2   | Cross-sectional area of the mine workings, m <sup>2</sup> | 10.9                                     |
| <b>The strength of the host rocks according to the scale of Prof. M. Protodyakonov:</b> |   |  |
| 3   | - Host rocks  | 11-14                                    |
|   | - Ores  | 16-17                                    |
| 4   | Loosening coefficient                                     | 1.6                                      |
| <b>Average compressive strength (<math>\sigma_{сж}</math>), MPa:</b>                    |   |  |
| 5   | - Granodiorites   | 135.33                                   |
|   | - Orgovician sandstones                                   | 159.45                                   |
|   | - Quartz ores   | 166.71                                   |
| 6   | Berezites   | 125.32                                   |
|   | Lamprophyres  | 90                                       |
| <b>Volume density, t/m<sup>3</sup>:</b>   |   |  |
| 7   | - Host rocks  | 2.7                                      |
|   | - Ores  | 2.73                                     |

The planned total length of the mine workings is  $L_{\text{drift}} = 1200$  m, of which approximately 30% of the mine workings cross deformed rock massifs with medium stability prone to destruction, and the rest of the length of the transport drift (70%) is more stable.

The mine workings have a vaulted shape, the cross-sectional area is  $S = 10.9$  m<sup>2</sup> ( $L = 3400$  mm,  $H = 3450$  mm,  $R = 2350$  mm,  $r = 890$  mm). The analysis of mining geological and engineering conditions revealed that the stress-strain state of rocks around the transport drift is distinctively complex. The complexity of this task is owing to the variety of rock properties along the length of the transport drift. Beskempir ore bodies are represented by quartz veins with berezite solbands in the granodiorites.

### 3. Research Methodology

In this study, both established and novel theoretical and analytical research methods were employed, utilizing specialized software and critical experimental analyses. Through theoretical and analytical investigations, key factors influencing the rate of mine development under complex mining and geological conditions were identified. Based on the analysis of specific geological data, the stress-strain state of the rock mass and the physical-mechanical properties of the rocks were examined. Stratigraphic columns of the studied rock mass were developed, and the lithological characteristics of the deposit were identified. Rock mass stability was assessed using multiple approaches, including the official methodology outlined in construction norms and regulations (Building Codes and Regulations), the Bieniawski rock mass rating (RMR) and E-Hook diagram, as well as the empirical Q-rating method by Barton (Figure 2). Using numerical modeling with advanced software programs, such as Rocscience RS2/RS3, the boundaries of zones prone to failure within the rock mass intersected by underground horizontal mine workings were identified. The study involved segmenting these areas based on rock mass stability, providing a more precise justification for the stress-strain state of the massif. For each identified section of the mine workings, optimal support types were selected, their structural designs were determined and substantiated, and the key support parameters were recommended. Additionally, research has been conducted on support installation technologies for underground mine workings (Figure 3).

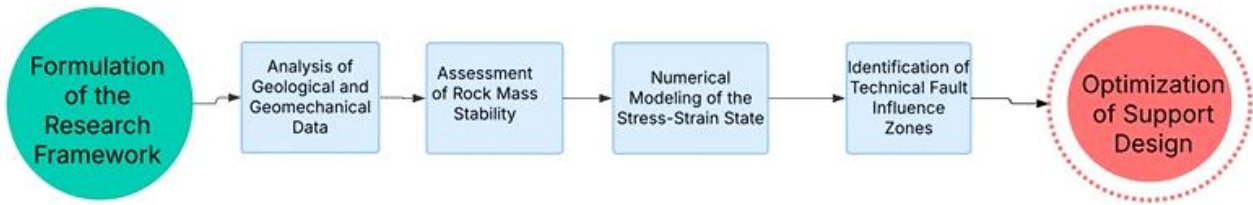


Figure 2. Generalized methodological algorithm for selecting a rational type of support in mine workings

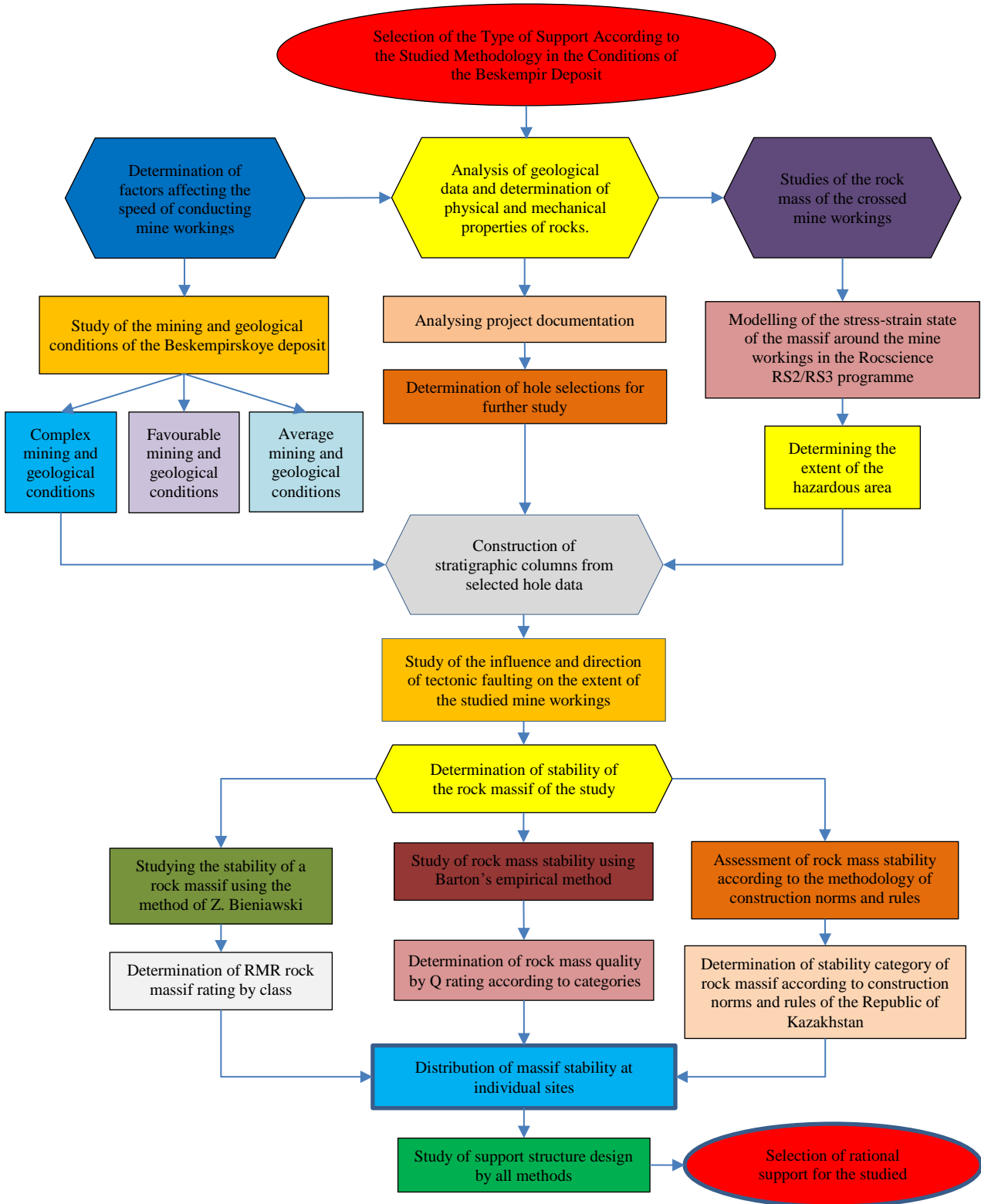


Figure 3. Detailed structural and logical scheme of the algorithm for selecting rational support for mine workings in complex mining and geological conditions

### 4. Results of the Study

#### 4.1. Study of the Formation of Stratigraphic Columns of the Rock Massif and Lithological Features of the Deposit

Stratigraphic characterization of a deposit plays a crucial role in evaluating the overall condition of the rock mass, including the properties of the surrounding formations above and below the mining horizon. The geological age of the rocks directly influences their physical and mechanical properties. In this study, profiles XL-XL and XLVIII-XLVIII, which exhibited frequent tectonic faults along the deposit, were analyzed.

The mine workings (drift) were developed at the +150 m horizon, with a total length of 1,200 m, following the Surprise orebody. Of this length, 48% is located within a tectonic fault zone, while the remaining 42% lies within a stable rock massif [5]. During the investigation, it was determined that a significant portion of mine workings (L = 580 m) developed within a fractured rock massif affected by tectonic faults. Given the instability in this zone, it is essential to select a rational and durable support system. To achieve this, samples and cores extracted from boreholes near the unstable rock mass were comprehensively analyzed to assess the geomechanical properties of the hazardous sections (Figure 4).

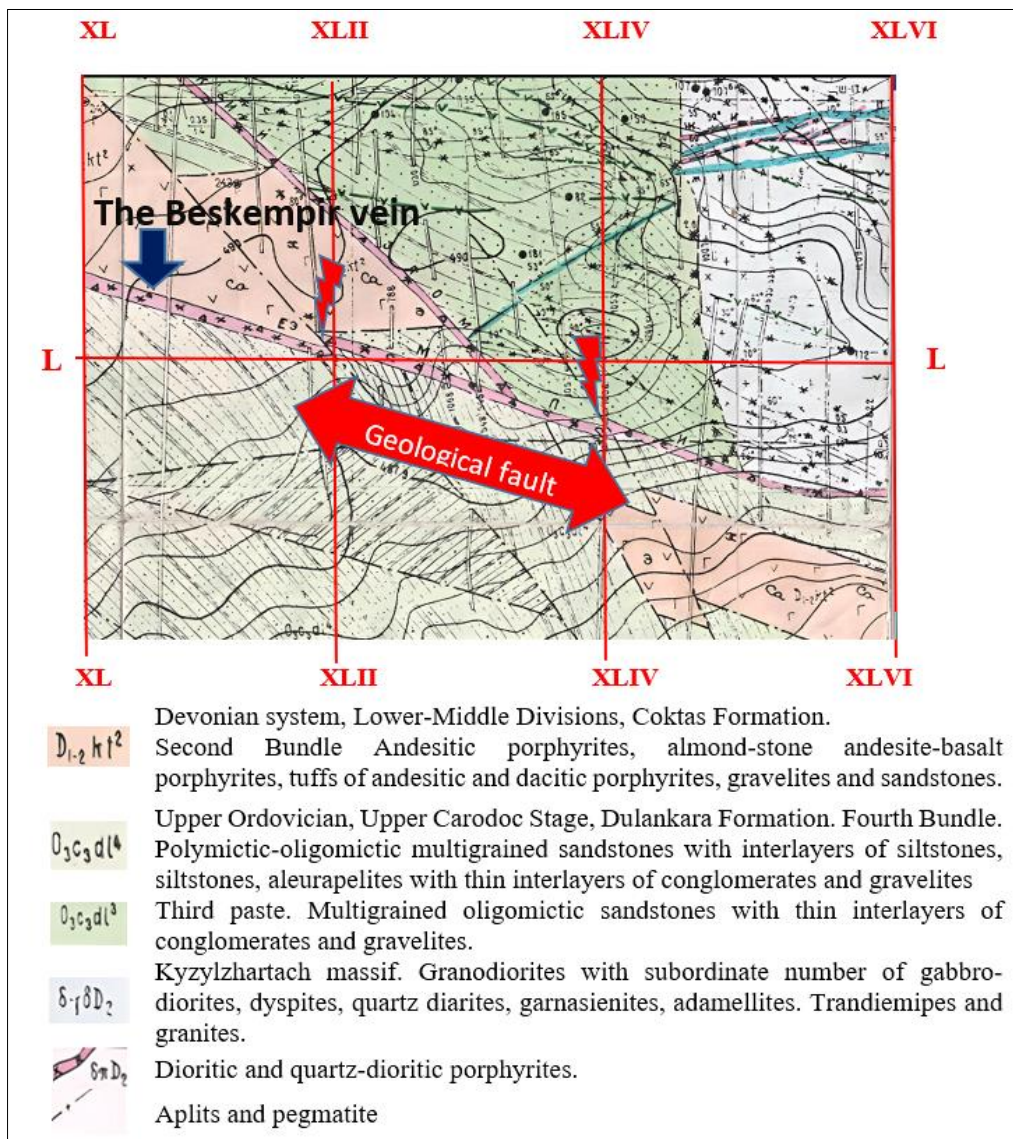


Figure 4. Geological map of the Beskempir field (Western part)

During this research, the area containing tectonic faults was identified using a general geological map of the Akbakai field (Beskempir section). Based on the selected map (Figure 1), geological cross-sections were analyzed for XL-XL, XLII-XLII, XLIV-XLIV, and XLVI-XLVI, with one geological section of a hazardous zone presented as an example (Figure 5).

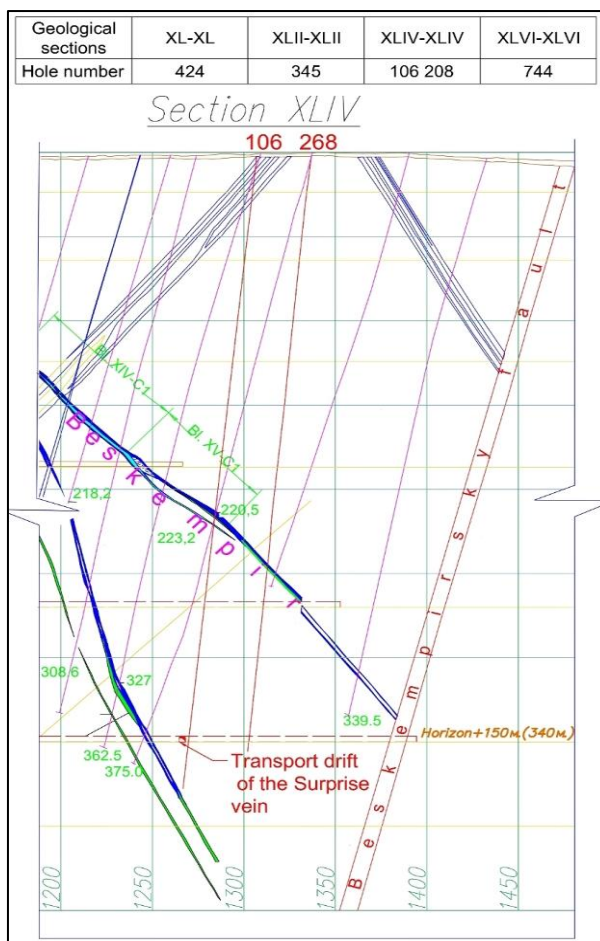


Figure 5. Geological section along profile XLIV-XLIV

For a detailed assessment, boreholes with diameters of 70–85 mm drilled along the cross sections of each profile were considered. The analyzed holes included no. 57 (depth 350 m), no. 424 (depth 590 m), no. 345 (depth 450 m), no. 268 (depth 700 m), no. 245 (depth 520 m), no. 313 (depth 480 m), no. 106 (depth 170 m), no. 268 (depth 510 m), no. 744 (depth 410 m), no. 86 (depth 350 m), and no. 66 (depth 100 m). The study was conducted using data from selected holes [5].

Laboratory studies were conducted to determine the physical and mechanical properties of the core and rock samples taken from the rock massif surrounding the mine workings at a horizon of +150 m in the Beskempir field. These studies were carried out at the laboratory of the Kazakh National Research Technical University, named after K.I. Satbayev (Figure 6). The physical and mechanical properties of the core samples were assessed using a specialized Pilot-4 press. Additionally, research findings from the VNIICVETMET Institute, the Zhetisu Geological and Geophysical Expedition, and Altynalmas JSC were considered in the analysis [2, 5].

The analysis of theoretical, analytical, and experimental studies indicates the presence of tectonic faults in distinct submeridional sections along with smaller fractures in the same direction within the Beskempir deposit. The ore field is structurally complex and intersected by multiple faults of varying orientations, including regional faults of ancient emplacement (Kengirsky), long-lived second-order faults (Beskempirsky, Dolinniy, etc.), and leading faults, fractures, spalling, and other fracture structures. The primary ore-controlling structures are spearheading fractures of chipping or detachment, with lengths reaching 2–3 km and dips varying from 40–45° to 60–85°. Dikes significantly influence the positioning of orebodies. The ores exhibited no tendency toward caking, soaking, bloating, or spontaneous combustion. However, with a free silica content of 30–40%, they are classified as silica-prone. The natural radioactivity of rocks remains within background values, ranging from 10 to 15  $\mu\text{r/h}$  in diorite porphyrites, 25–31  $\mu\text{r/h}$  in granodiorites, and 20–30  $\mu\text{r/h}$  in ore bodies. The bulk density of ores is 2.73  $\text{t/m}^3$ , while that of host rocks is 2.7  $\text{t/m}^3$ , with a loosening coefficient of 1.6 for both.

Hardness of the host rocks on the scale of Professor M. Protodyakonov 11-14, ore 16-17. The volume densities of the ores and rocks were 2.73  $\text{t/m}^3$ . Loosening coefficient of 1.6. The average compressive strength of granodiorites is as follows  $\sigma_c=1380 \text{ kg/cm}^2$ , in orgovician sandstones  $\sigma_c=16290 \text{ kg/cm}^2$ , at quartz ores  $\sigma_c=1700 \text{ kg/cm}^2$ , berezits  $\sigma_c=1278 \text{ kg/cm}^2$ , in lamprophyres  $\sigma_c=918 \text{ kg/cm}^2$ . The fracture coefficient was in the range 0.011–0.008.

The impact of water-bearing properties on the stability of rock massifs in tectonically fractured zones was analyzed. The natural moisture content of ores and rocks does not exceed 1.5%, while water inflow into underground workings during mining operations ranges from 1.5 to 4.5  $\text{m}^3/\text{hour}$ . Underground water is aggressive toward concrete made with

non-sulfate-resistant cement, but does not exhibit carbonic aggression. Water mineralization varies between 0.7 and 7.6 g/L, depending on rainfall. Rock fractures in tectonic fault zones demonstrate high water permeability, and water infiltration into these fractures contributes to rock displacement, ultimately increasing rock pressure.

Taking these factors into account, the impact of tectonic fault orientation on the length of the studied mine workings was analyzed. It was established that the tectonic faults influence the mine workings in four distinct directions (Figure 7). These fracture orientations will be considered in future studies for selecting appropriate support systems, incorporating modeling results obtained using RS software.



Figure 6. Photos of the core samples

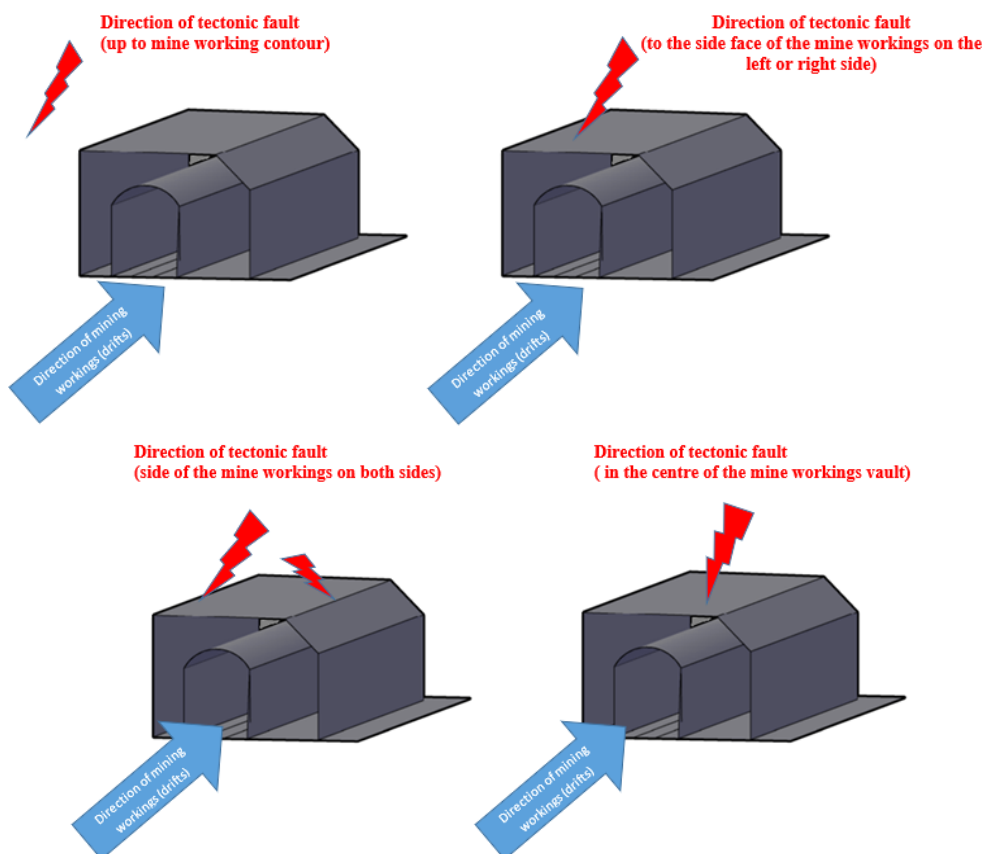


Figure 7. Influence of tectonic fault direction on the length of the investigation of mine workings

The stability, tectonics, stratigraphy, and geological age of the rocks through which underground mine workings pass vary, depending on the properties of the rock layers. For the construction of stratigraphic columns selected from geological sections on XL-XL, XLII-XLII, XLIV-XLIV, and XLVI-XLVI (1:10000), data from wells 424, 345, 106, 268, and 744 were studied (Figure 8).

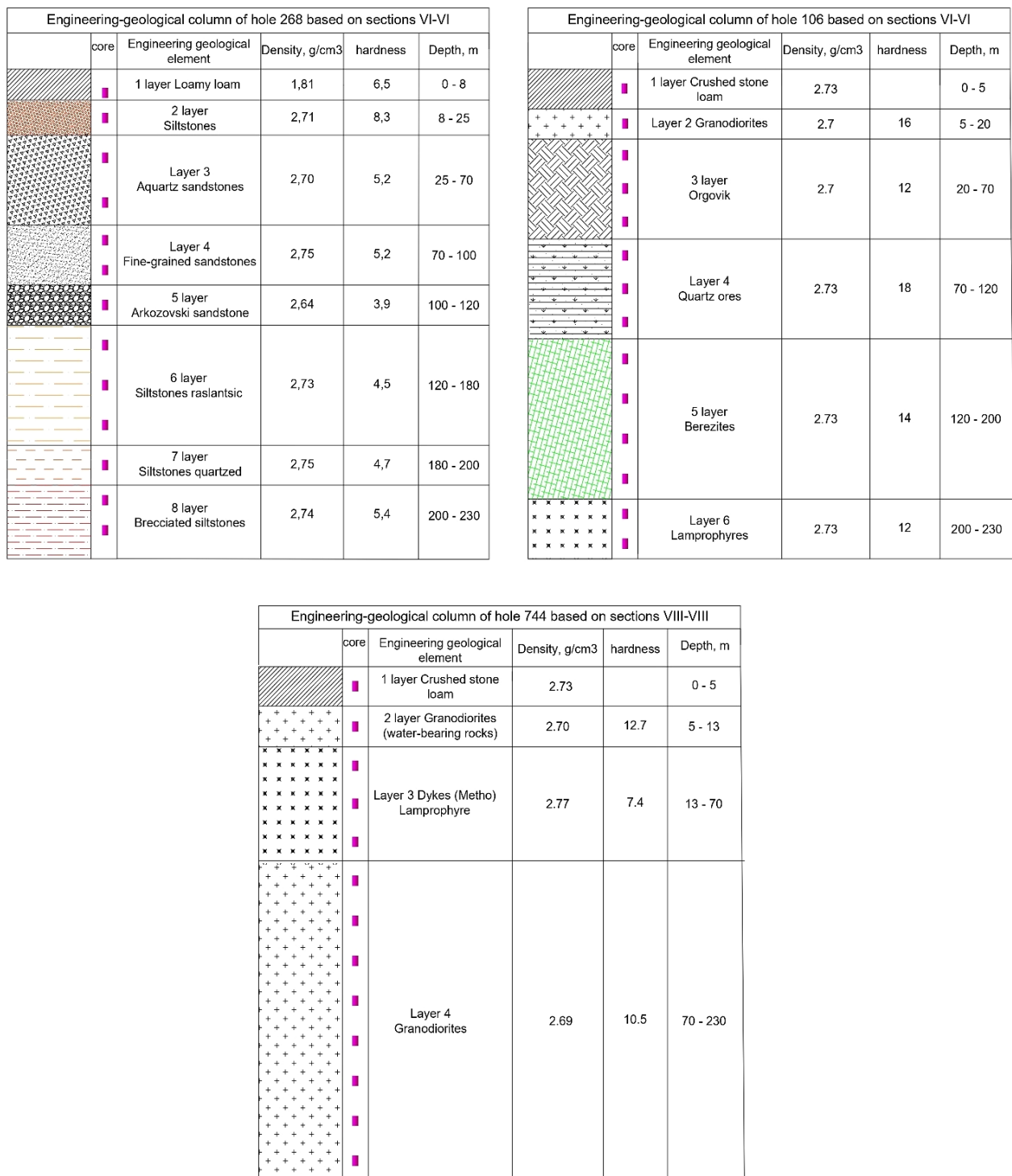


Figure 8. Stratigraphic columns of wells No. 268, No. 106, No. 744 and physical and mechanical properties of rocks

In particular, the general picture of geological faults is clearly visible from profiles XLII-XLII and XLVI-XLVI profiles. Therefore, stratigraphic columns along each well were constructed based on data from each profile.

Analyzing the results of the stratigraphic columns formed along the specified profiles (Figures 1-4), where tectonic faults numbered 2, 4, 7, 12, and the main “Beskempir” fault are located, it is evident that the strength properties of the rock massif undergo significant changes (Figure 9).



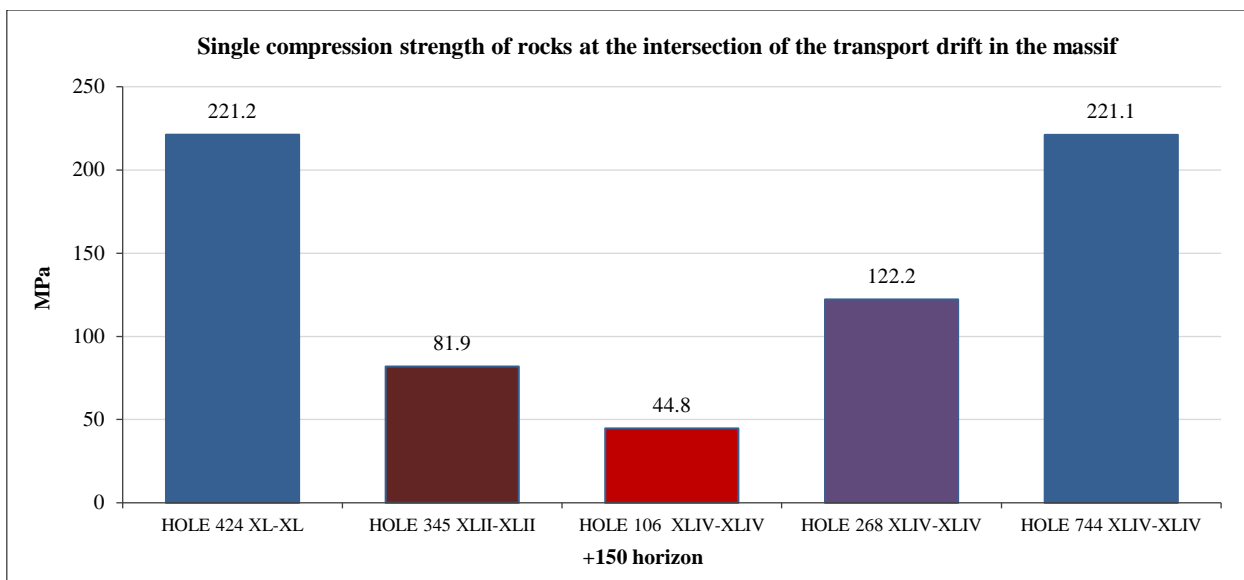


Figure 9. Uniaxial compressive strength of rocks intersected by underground mine workings

Figure 9 illustrates a significant variation in rock strength under uniaxial compression, ranging from 221.2 MPa to 44.8 MPa. This indicates that the stress-strain state of the rock massif within the tectonic fault zone is highly complex, leading to considerable changes in the potential rock shear and rock pressure affecting underground mine workings. Consequently, an in-depth study of the rock mass stability in this hazardous zone is essential.

### 5. Analyzing the Results of the Studies

To justify the selection of a rational support type for the transportation drift at the +150 m horizon in the “Surprise” vein of the Beskempirskoye deposit, a comprehensive analysis of the stress-strain state of the rock massif is conducted. This study employed three distinct methods: Z. Bieniawski’s RMR classification, Barton’s Q-method, and numerical modeling, along with a traditional approach based on building codes and regulations. The use of these methods was necessitated by the complex geological conditions, particularly the presence of fault zones, which required a comparative analysis to identify the most effective support system. The detailed results of each method are provided in the respective sections, with a summarized analysis presented at the end of this section and the conclusion.

#### 5.1. Investigation of Rock Mass Stability Using Z. Bieniawski Method (Rock Mass Rating RMR)

To predict and assess the stability of the rock massif surrounding unconfined mine workings, the Rock Mass Rating (RMR) system proposed by Bieniawski was used. This method evaluates the potential for rockfall and delamination in the roofs of mine workings based on six key parameters. Each parameter is assigned a specific gradation corresponding to the characteristics of the assessed rock mass. A rating scale in points was applied to each gradation, allowing for a comprehensive assessment of mine working stability and the identification of necessary support measures [27, 28].

Samples were taken from boreholes No. 424, 345, 106, 268, and 744, which were located along the route of the mine workings. Based on the RMR rating, the stability classification of the rock mass according to Bieniawski was determined within a score range of 0–100. The obtained results are summarized in Tables 2 and 3 and illustrated in Figure 10.

Table 2. Results of the study of rock massif stability by the method of Z. Bieniawski

| Parameters                              | No. 424 L <sub>1</sub> =198 | No. 345 L <sub>2</sub> =50  | No. 106 L <sub>3</sub> =138 | No. 268 L <sub>4</sub> =50  | No. 744 L <sub>5</sub> =52 |
|---|-----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|----------------------------|
| Rock uniaxial compressive strength, MPa | 221                         | 81.9                        | 44.8                        | 122.1                       | 221.1                      |
| Strength coefficient                    | 16                          | 8                           | 5.4                         | 10.5                        | 16                         |
| J <sub>A1</sub>                         | 12                          | 7                           | 4                           | 9                           | 12                         |
| J <sub>A2</sub>                         | 18                          | 13                          | 3                           | 13                          | 18                         |
| J <sub>A3</sub>                         | 15                          | 10                          | 6                           | 8                           | 15                         |
| J <sub>A4</sub>                         | 20                          | 13                          | 3                           | 15                          | 20                         |
| J <sub>A5</sub>                         | 14                          | 13                          | 5                           | 13                          | 14                         |
| J <sub>B</sub>                          | 0                           | 0                           | 0                           | 0                           | 0                          |
| RMR Massif Rating                       | 79                          | 56                          | 21                          | 58                          | 79                         |
| Category of sustainability              | Resistant rocks             | Breeds of medium resistance | Very unstable rocks         | Breeds of medium resistance | Resistant rocks            |
| Massif class                            | II                          | III                         | V                           | III                         | II                         |
| Cohesion in the massif, MPa             | 0.3-0.4                     | 0.2-0.3                     | < 0.1                       | 0.2-0.3                     | 0.3-0.4                    |

Table 3. Stability and class of the rock massif

| No. 424 L <sub>1</sub> =198m | No. 345 L <sub>2</sub> =50m | No. 106 L <sub>3</sub> =138m | No. 268 L <sub>4</sub> =50m | No. 744 L <sub>5</sub> =52m |
|------------------------------|-----------------------------|------------------------------|-----------------------------|-----------------------------|
| RMR =79                      | RMR =56                     | RMR =21                      | RMR =58                     | RMR =79                     |
| Resilient breeds             | Medium resilient breeds     | Very resilient breeds        | Medium resilient breeds     | Resilient breeds            |
| II class                     | III class                   | V class                      | III class                   | II class                    |

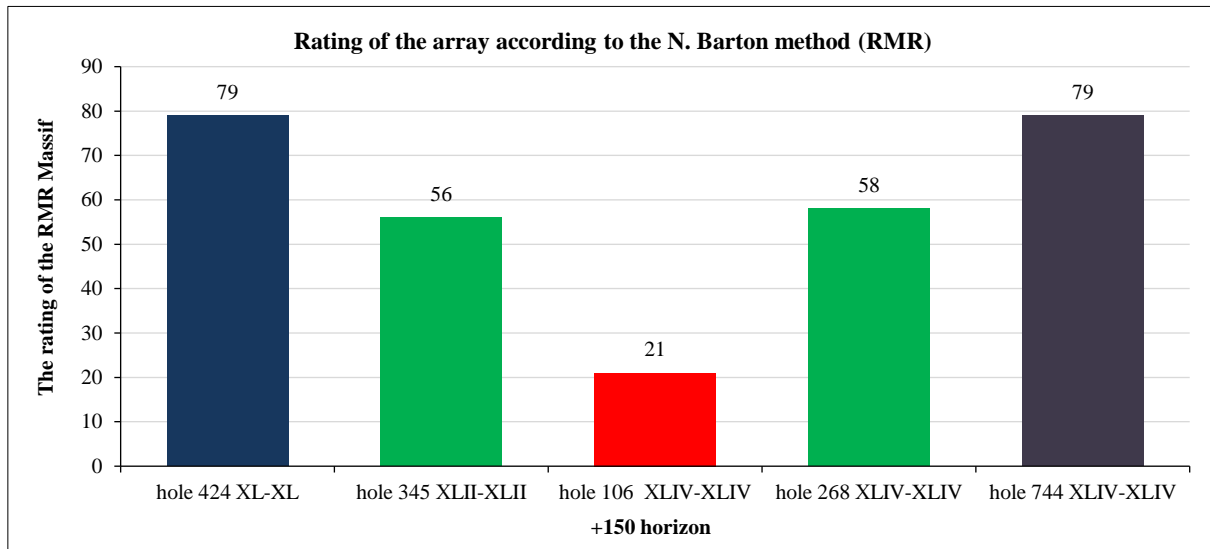


Figure 10. Results of rock mass stability research using Z. Bieniawski method

It has been established that the stability indicators of the rock massif where the mining drift is excavated fall into several categories according to the RMR rating of Z. Bieniawski. This means that, after analyzing the stability indicators of the rock massif at the +150 m horizon, where the “Drift” mine workings will be located, the area can be divided into three sections, each requiring a specific type of support construction adapted to its stability conditions.

In the same mine workings, two types of rock stability loss can be simultaneously observed: rock fallout along the weakened slopes of the massif and rock destruction due to high-acting stresses in the concentration zones. These forms of stability loss are not mutually exclusive and can occur simultaneously, further complicating the selection of appropriate support measures. Taking this factor into account, Hoek proposed a diagram (Figure 11) for selecting the type of fastening using two key parameters: the Rock Mass Rating (RMR) and the ratio of the maximum stress ( $\sigma_{max}$ ) acting on the mine working contour to the compressive strength of the rock mass ( $\sigma_m$ ).

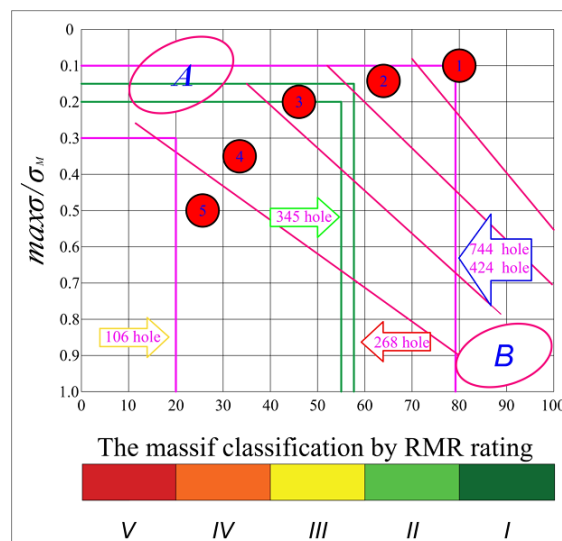


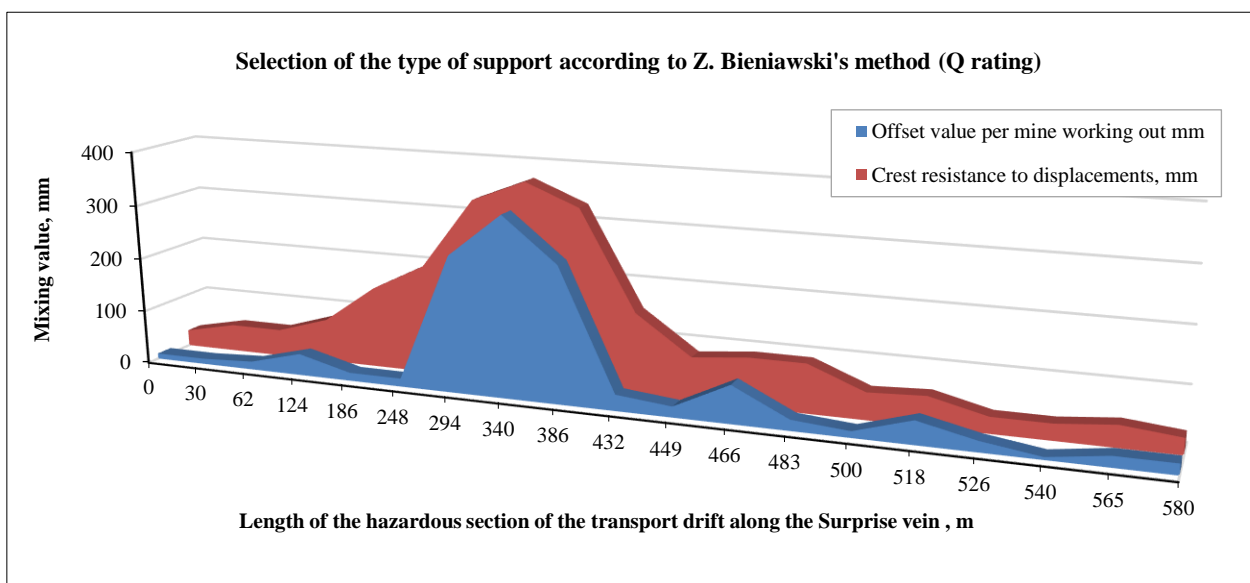
Figure 11. Hook’s recommendations on the selection of the type of fastening depending on the RMR rating of the massif and the value of the maximum acting stresses on the mine workings contour: 1 - without fastening; 2 - light fastening; 3 - medium fastening (combined with metal mesh); 4 - heavy fastening (metal frame, monolithic concrete, reinforced concrete); 5 - maintenance of permanent mine workings are inexpedient; I, III, IIII, IIV, V - classes of massifs in terms of stability respectively very stable, stable, medium stable, unstable, very unstable. Areas of values in which the loss of rock stability in mine workings occurs in the form of A - slumps, delaminations, collapses on weakening slopes under the action of own weight, and B - destruction of rocks in stress concentration zones.

The ratio of RMR and  $\sigma_{max} / \sigma_M$  determines the form of rock stability loss in the mine workings. In unstable rocks (RMR up to 40 points) with a low level of acting stresses on the contour ( $\sigma_{max} / \sigma_M \leq 0.3$ ), rock stability loss occurs in the form of block collapses of fractured, unstable rocks under their own weight. In contrast, in stable rocks (RMR above 60 points), stability loss occurs due to rock crushing along the contour under the influence of high acting stresses ( $\sigma_{max} / \sigma_M \geq 0.7$ ).

According to the results obtained during the study (Table 4), the recommended types of support were determined using a graph (Figure 11), taking into account the degree of displacement of the rock massif (Figure 12).

**Table 4. Results of the RMR rock mass stability study and recommended types of support construction**

| Hole number                                  | Length of separate section, m | No. 424 L <sub>1</sub> =198                                    | No. 345 L <sub>2</sub> =50                    | No. 106 L <sub>3</sub> =138   | No. 268 L <sub>4</sub> =50                    | No. 744 L <sub>5</sub> =52  |
|--|-------------------------------|--|---|---|---|---|
|  | $\sigma_{max} / \sigma_c$     | 0.1  | 0.2   | 0.3   | 0.14  | 0.1   |
| Sustainability category                      |                               | Resistant rocks  | Breeds of medium resistance                   | Very unstable rocks   | Breeds of medium resistance                   | Resistant rocks   |
| Fastener types recommended by the RMR rating |                               | 1-without bracing or 2-light bracing (2-3 cm thick shotcrete). | 3-Medium strength (combined with metal mesh). | 4-Heavy fasten (metal frame, monolithic concrete, reinforced concrete). | 3-Medium strength (combined with metal mesh). | 1-without bracing or 2-light bracing (2-3 cm thick sprayed concrete). |



**Figure 12. Dynamics of displacement of the dangerous section of the transport drift according to Bieniawski methodology**

**5.2. Assessment of Rock Mass Stability Using Bartons Empirical Method (Q-rating)**

Barton’s empirical method (Q-rating) assesses the impact of factors such as rock strength and quality, mining depth, cross-section of mine workings, stress state in the surrounding massif, and number and condition of fractures, including their degree of alteration. The rock stability rating Q was determined based on six key indicators. Consequently, stability indicators of the rock massif were established and appropriate methods for supporting and reinforcing mine workings were identified [29]. The compliance of the rock stability system, as defined by the Q rating interval indicator, with the current official technical operating rules (TOR) is presented in Table 5.

**Table 5. Results of rock mass stability assessment study (Q-rating) using Barton’s method**

| Number of holes                         | Length of separate section, m | No. 424 L <sub>1</sub> =198 | No. 345 L <sub>2</sub> =50 | No. 106 L <sub>3</sub> =138 | No. 268 L <sub>4</sub> =50 | No. 744 L <sub>5</sub> =52 |
|---|-------------------------------|-----------------------------|----------------------------|-----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| Strength factor                         |                               | 16                          | 8                          | 5,4                         | 10,5                       | 16                         |
| Rock uniaxial compressive strength, MPa |                               | 221                         | 81.9                       | 44.8                        | 122.1                      | 221.1                      |
| RQD                                     |                               | 80                          | 60                         | 30                          | 70                         | 80                         |
| J <sub>n</sub>                          |                               | 0.8                         | 3                          | 4                           | 3                          | 0,8                        |
| J <sub>r</sub>                          |                               | 3                           | 1                          | 1.5                         | 1                          | 3                          |
| J <sub>a</sub>                          |                               | 0.75                        | 2                          | 3                           | 2                          | 0.75                       |
| J <sub>w</sub>                          |                               | 1                           | 0.5                        | 0.5                         | 0.5                        | 1                          |
| SRF                                     |                               | 1                           | 5                          | 7.5                         | 5                          | 1                          |
| Q                                       |                               | 400                         | 1                          | 0.3                         | 1.17                       | 400                        |
| Class of rock massif                    |                               | A (ext good)                | D (poor)                   | E (very poor)               | D (poor)                   | A (ext good)               |

The study determined the quality of array Q, an index that considers the main parameters of the massif, RQD, which characterizes the quality of the massif (structural disturbance),  $J_n$  is the number of crack systems,  $J_r$  is the crack surface roughness,  $J_a$  is the weathered and fracture state changes,  $J_w$  is the watered massif and fractures, and SRF is the stress state of the massif.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \tag{1}$$

The obtained pair parameters characterize the three main factors determining the stability of mine workings:  $RQD/J_n$  – c degree of massif disturbance (relative size of the structural block);  $J_r/J_a$  the relative frictional resistance along cracks;  $J_w/SRF$  – acting stress (considering the influence of water and disturbance).

The quality of the rock massif (structural disturbance) was assessed by determining the RQD both on outcrops of mine workings outside the area of cleaning operations and based on core material analysis.

RQD was calculated according to formula:

$$RQD = \frac{L_\Sigma}{L_v} \cdot 100\%, \tag{2}$$

where  $L_\Sigma$  is sum of lengths of distances between natural cracks in the investigated outcrop section with length more than 10 cm, m; and  $L_v$  is total length of the investigated section, m.

The results of the rock mass stability assessment using Barton’s Q-rating method are presented in Table 5 and illustrated in Figures 13 to 16.

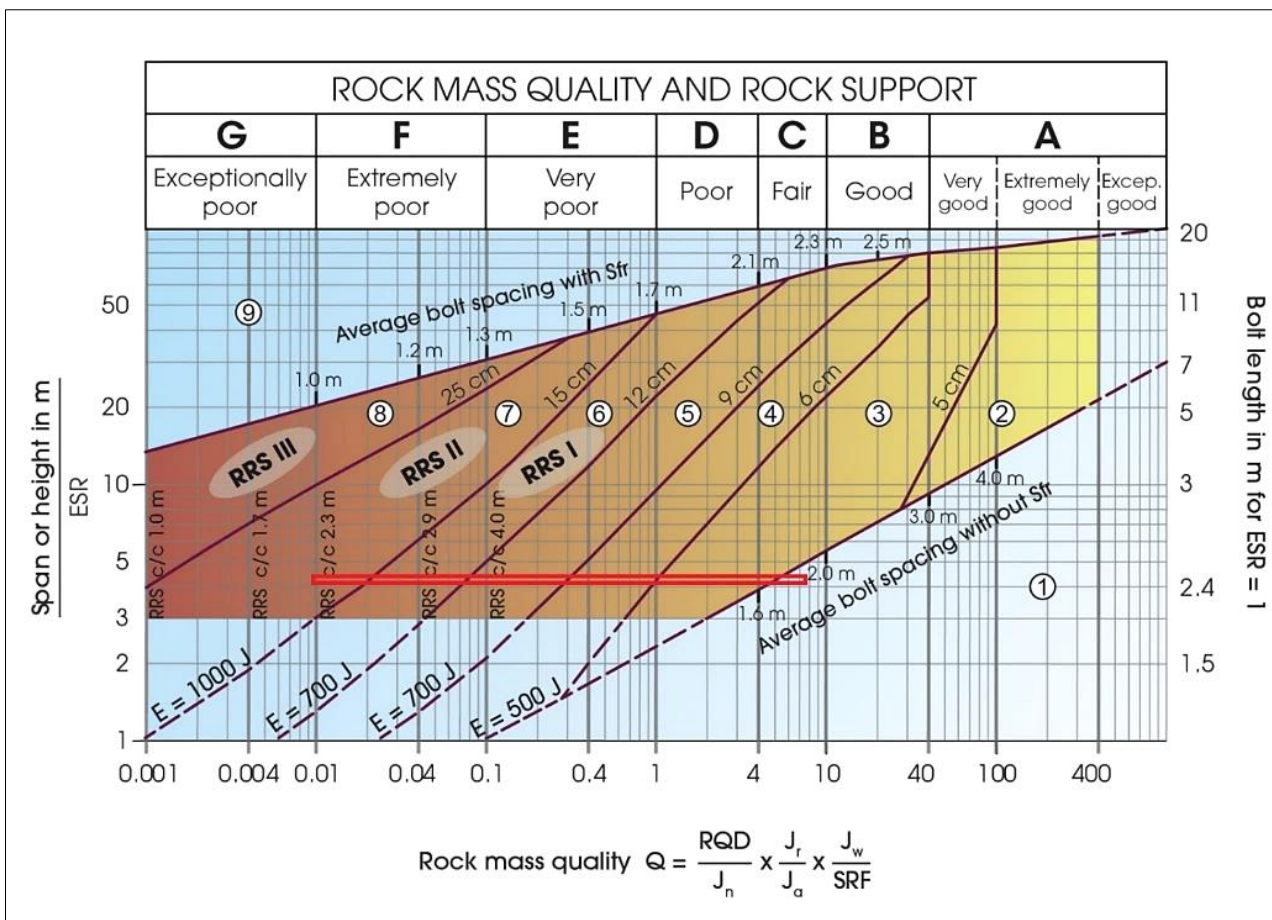


Figure 13. Diagram for determining the type of support for mine workings using Barton’s method: 1- without fixing; 2- local fixing with anchors; 3- fixing with anchors; 4- support with anchors and 30–90 mm thick sprayed concrete; 5- fixing with anchors and 50–90 mm thick fiber-reinforced concrete; 6- anchoring with anchors and fibre reinforced concrete 90–120 mm thick; 7- anchoring with anchors and fibre reinforced concrete 120–150 mm thick; 8- anchoring with anchors, shotcrete, and metal arch bracing; 9- monolithic concrete bracing.

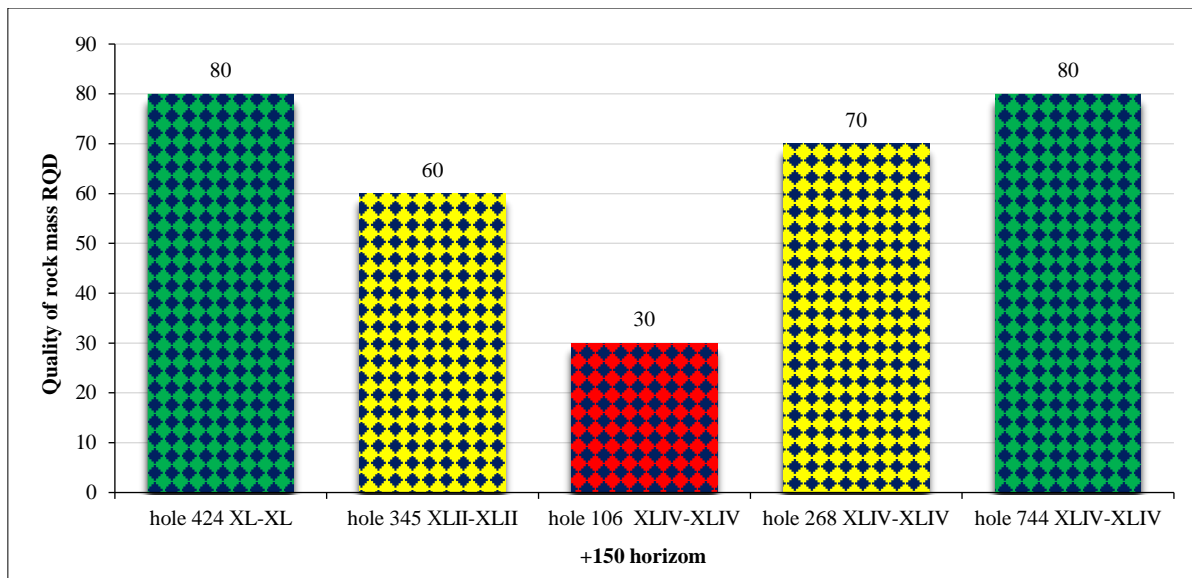


Figure 14. Quality of rock mass by Q rating

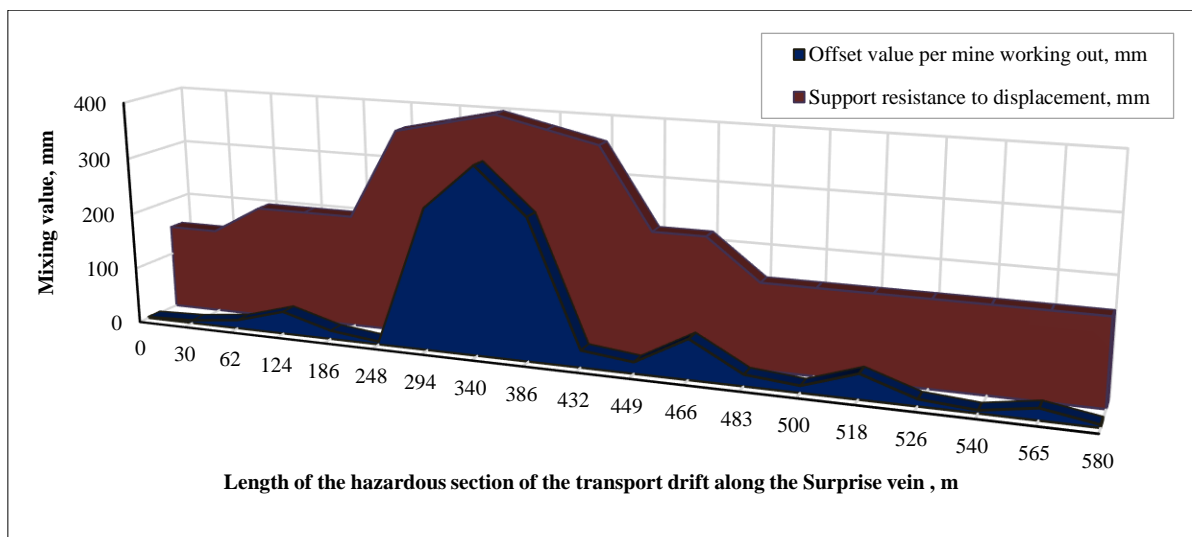


Figure 15. Dynamics of rock mass displacement at the dangerous section of the transport drift according to N. Barton’s methodology

| Hole, m  | 324 hole<br>198 m | 245 hole<br>50 m | 106 hole<br>138 m | 268 hole<br>50 m | 744 hole<br>52 m |
|----------|-------------------|------------------|-------------------|------------------|------------------|
| Category | A<br>(ext. good)  | D<br>(poor)      | E<br>(very poor)  | D<br>(poor)      | A<br>(ext. good) |
| Q rating | 400               | 1                | 0.3               | 1.17             | 400              |

Figure 16. Rock mass class according to the RQD method

As shown in Figure 15, according to Barton’s method, the design value of displacement (as per the Building Codes and Regulations) ranges from 5 mm to 380 mm, which was also considered when selecting the fastening methods.

Based on the evaluation of Q of the rock massif using the Barton method, the stability of the rock massif was classified into three different categories along the length of the mine workings: RQD = 80–90 corresponds to category A (extremely good) with more stable rocks, RQD = 60–80 corresponds to category D (poor) with medium stability, and RQD = 20–40 corresponds to category E (very poor) with unstable rocks (Figure 16).

Based on the analysis of rock mass stability using Barton’s method (Q-rating), the rock massifs were classified into three categories (Figure 12). Therefore, a 3 cm thick sprayed concrete reinforcement is proposed for category A, anchoring with anchors and 5–9 cm thick sprayed concrete is recommended for category D, and a combined reinforcement system, including anchors, a metal mesh (5 cm × 5 cm), and 12–15 cm thick sprayed concrete, is recommended for category E.

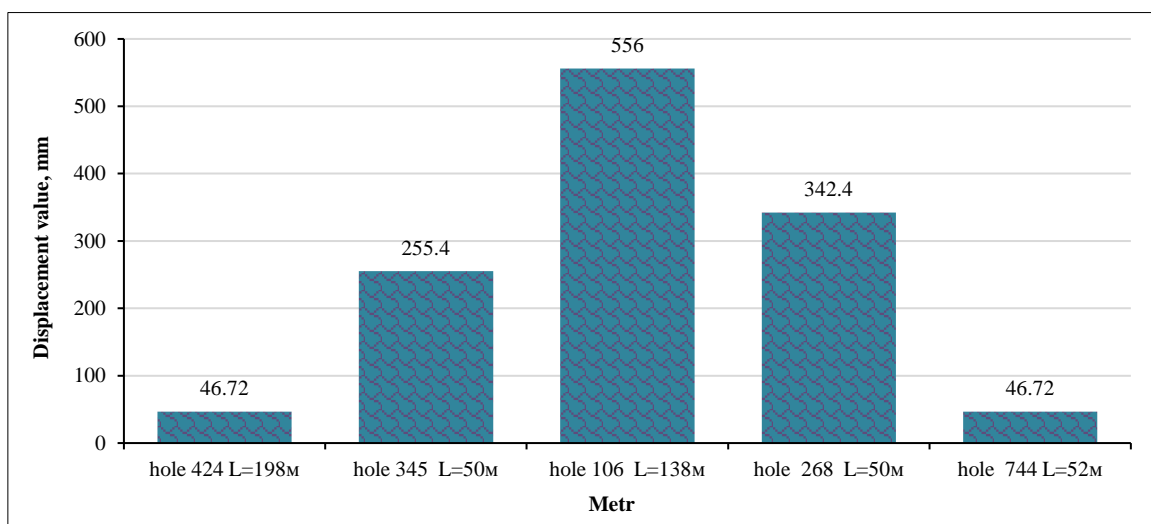
### 5.3. Assessment of Stability of Rock Massif and Choice of Type of Support According to the Method of Construction Norms of the Republic of Kazakhstan

The selection of the type and calculation of parameters for horizontal and inclined mine workings should be based on the category of rock stability, considering the degree of impact from cleaning operations and other mine workings. As a criterion for determining rock stability categories, the displacement value (U) at the contour of the mine working cross section over its entire lifespan without support should be considered. The classification of mine workings into stability categories should be based on the absolute maximum displacement values of rocks at the cross-sectional contour, determined separately for the roof, floor, and sides of the mine workings [30].

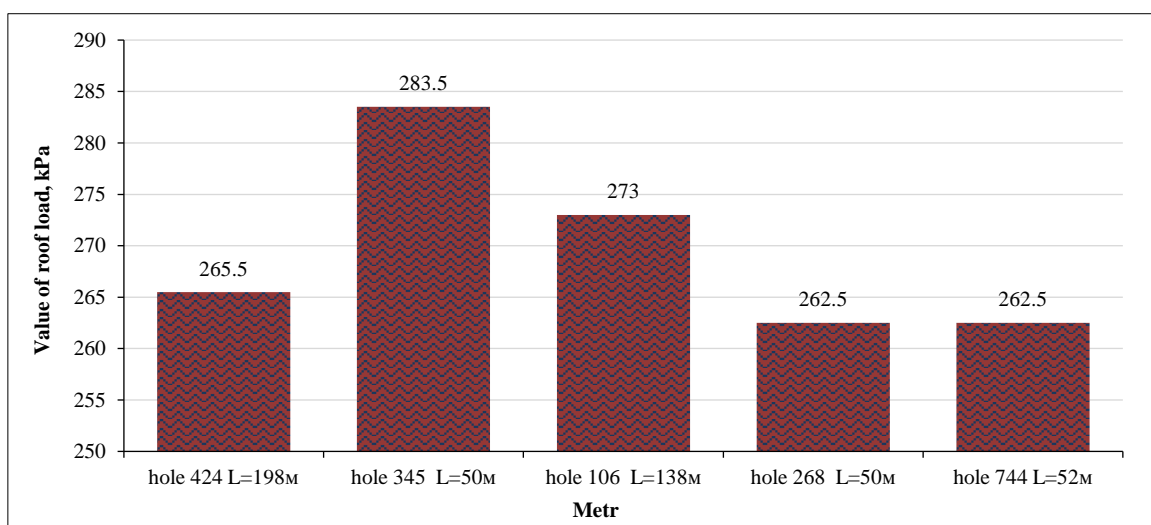
The results of the studies on the assessment of rock mass stability and the selection of support types based on the methodology of construction norms and rules are presented in Table 6 and Figures 17 to 19.

**Table 6. Recommended support according to the Construction norms of the Republic of Kazakhstan methodology**

| Category of rock mass stability | Recommended support  |
|---------------------------------|--|
| I category                      | In rocks of the I category of stability - anchor or poured-in-place concrete fasten with a thickness of not less than 30 mm. In monolithic, low-cracked rocks it is allowed to leave the mine workings without bracing.  |
| II category                     | In rocks of II category of stability - monolithic concrete fasten, combined from poured concrete with thickness not less than 50 mm with anchors and metal mesh or without it, frame fasten from reinforced concrete posts with metal tops, prefabricated tubing, metal flexible fastens (supports) without a back vault, anchor-metal, metal arch fastens with poured concrete coating and tamping of the consolidation space.  |
| III and IV categories           | In rocks of III and IV stability categories prefabricated tubing and block, and with appropriate justification metal-concrete, metal malleable and anchor-metal support, while in soil rocks of I and II stability categories in the support of these types of back vaulting is not provided. In sedimentary rocks of soil of stability categories III and IV and in eruptive rocks of stability category IV, support should generally be back vaulted. In the rocks of III and IV stability categories, support without a back vault is allowed, but with the mandatory implementation of measures to reduce ground displacements by hardening the rocks by cementation, anchoring or unloading the massif. |



**Figure 17. Displacement of rocks in the roofs along the length of the mine workings**



**Figure 18. Estimated load on the transport drift fasten according to the methodology of Construction norms of the Republic of Kazakhstan**

|            |              |             |              |            |
|------------|--------------|-------------|--------------|------------|
| 424 hole   | 345 hole     | 106 hole    | 268 hole     | 744 hole   |
| I category | III category | VI category | III category | I category |
| 198 m      | 50 m         | 138 m       | 50 m         | 52 m       |

Figure 19. Categories of rock mass stability in the longitudinal conditions of mine workings

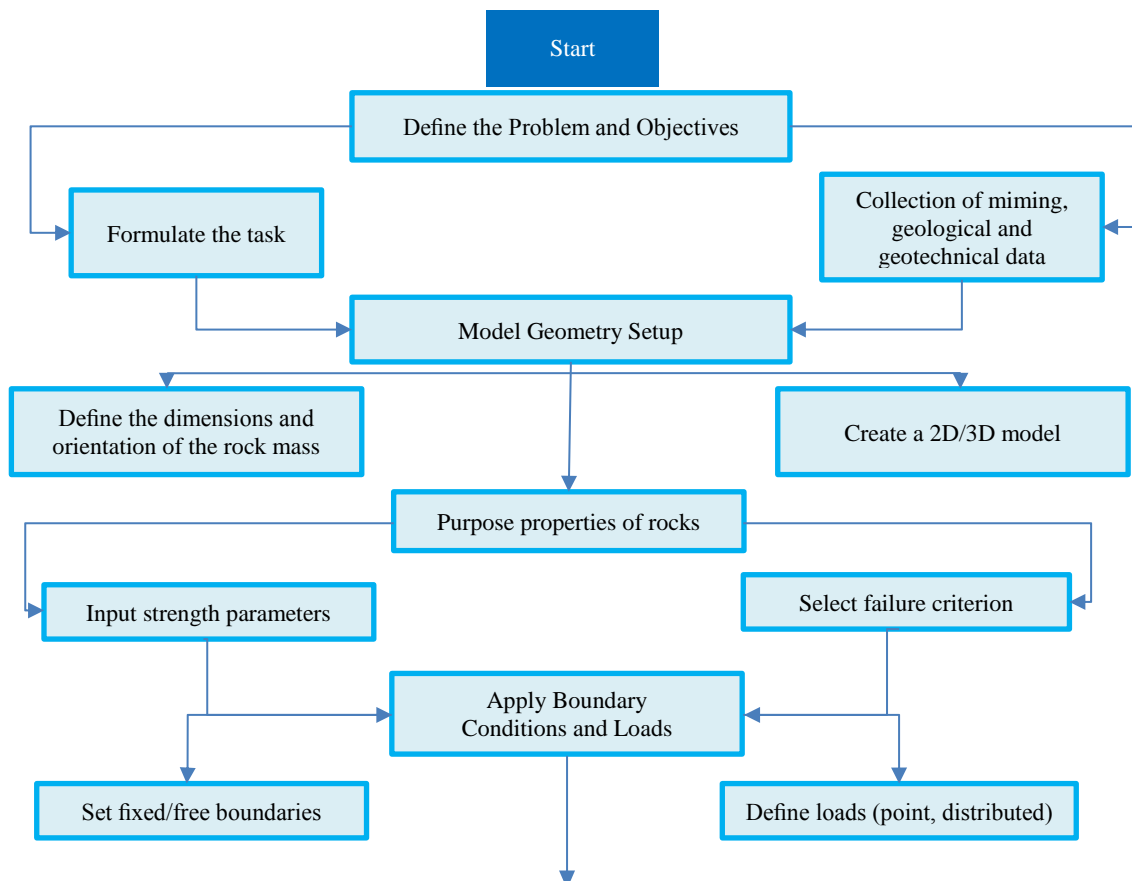
**5.4. Estimation of Rock Mass Stability and Selection of the Type of Fasten by Means of Numerical Modelling Using Rocscience RS2/RS3 (Examine 2D/3D) Software Packages**

The interaction between the support and rock massif, particularly when rock properties change rapidly along the length of the mine workings, presents a complex geomechanical challenge. Standard analytical methods are often unsuitable or highly labor-intensive. In such cases, mathematical modeling provides a more efficient approach for solving these problems. Therefore, numerical modeling studies have been conducted using Rocscience RS2/RS3 and Examine 2D software to analyze stability and support effectiveness [31-33].

Modeling the stress-strain state (STS) of a rock massif enables the assessment of stability variations along the route of underground mine workings. This approach not only helps identify zones prone to failure, but also allows for a detailed classification of the massif into sections based on their stability [19, 34].

For the numerical simulation of the stress-strain state (SS) of a rock massif using Rocscience RS2/RS3 software, a multi-stage approach is recommended, focusing on stability analysis and massif behavior prediction for each site, considering tectonic faulting. The first step involves defining the modeling problem, which may include evaluating the stability of mine workings, identifying stress concentration zones, or predicting massif failure. This is followed by the collection of geological and mining data, including rock properties, fault presence, and complex geomechanical conditions. Based on these inputs, a numerical model is developed that incorporates the boundary conditions, massif orientation, and configuration of the investigated mine workings.

In the subsequent modeling stage, key mine working parameters and rock mechanical properties, including the Young’s modulus, Poisson’s ratio, cohesion, internal friction angle, and tensile strength, were incorporated. The fixed and free boundaries of the model were established, and external loads, such as distributed stresses, point loads, and rock pressure, were applied. A mesh model was then generated to ensure calculation accuracy. The Shear Strength Reduction (SSR) method was employed to determine the stability factor, and the stress and displacement isolines were plotted to identify failure-prone zones. The final stage involves defining the stability assessment criteria and forming the basis for selecting an optimal support system. These results enhanced the accuracy of predicting rational support choices for the studied object. The flowchart in Figure 20 illustrates the complete step-by-step modeling process.



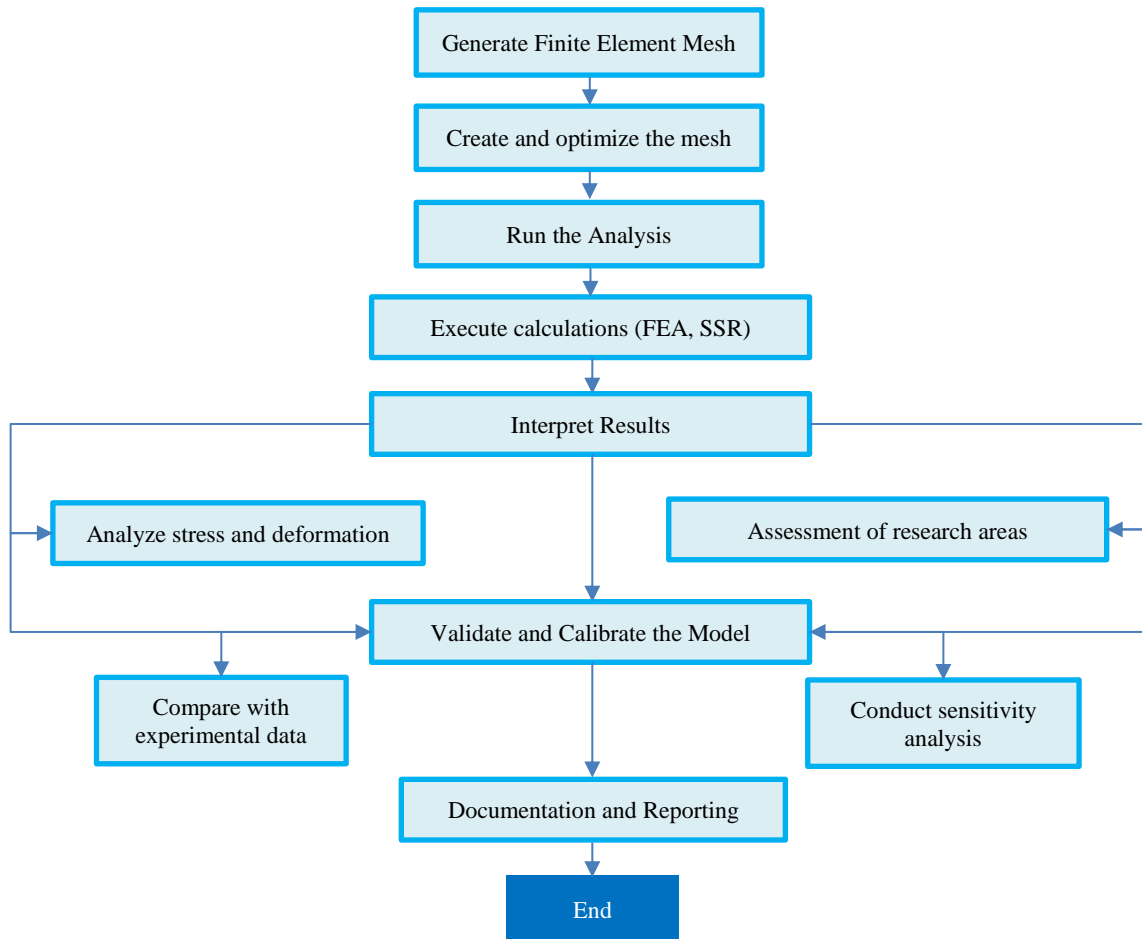
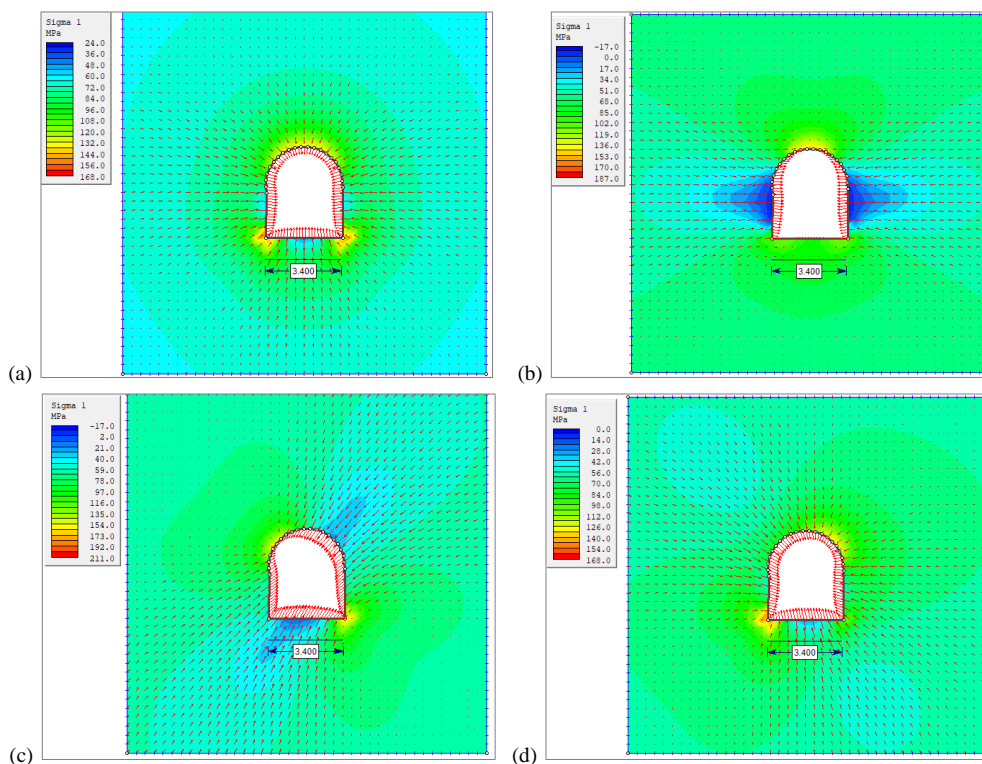


Figure 20. Block diagram of step-by-step modeling of stress-strain state of rock massif in Rocscience RS2 and RS3

In the Examine 2D program, a stress-strain state (STS) model of the transport drift was developed, incorporating the specified conditions for wells No. 424, 345, 106, 268, and 744. This model facilitates the identification of potential fracture zones and classifies rock massifs based on stability levels. Such an approach enhances mining safety and enables the development of effective strategies for managing rock-mass conditions. The results of this analysis are shown in Figure 21.





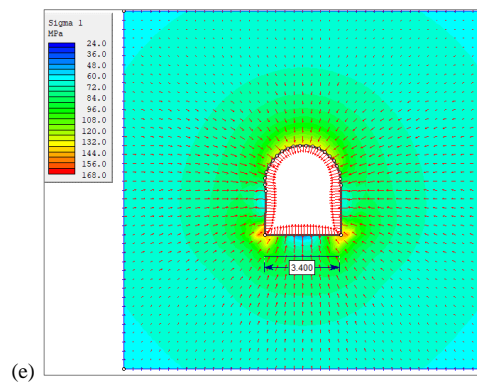


Figure 21. Model of the stress-strain state of the rock massif near the drift mine workings: (a) Stress-strain state of the massif around hole No. 424 along cross-section XL-XL (b) Stress-strain state of the massif around hole No. 345 in cross-section XLII-XLII (c) Stress-strain state of the massif around hole No. 106 (angle of incidence of tectonic fracture 57 degrees) in cross-section XLIV-XLIV (d) Stress-strain state of the massif around hole No. 268 (angle of incidence of tectonic fracture 57 degrees) in cross-section XLIV-XLIV (e) Stress-strain state of the massif around hole No. 744 in cross-sections XLVI-XLVI.

The raw data and input values used for the simulations in Rocscience RS2/RS3 and Examine 2D integrated programs are presented in Table 7.

Table 7. Input data and values entered the Rocscience RS2/RS3, Examine 2D integrated programme

| Number of holes | Rock strength according to M. Protodyakonov’s scale | Density, g/cm <sup>3</sup> | Rock uniaxial compressive strength, MPa |          | Poisson’s ratio | Parameters of mine workings                             |
|-----------------|---|----------------------------|---|----------|-----------------|---|
|                 |   |                            | dry                                     | wet      |                 |   |
| 424             | 8-19  | 2.53-2.85                  | 394-1660                                |          | 0.25-0.33       | Width, 3400 mm;   |
| 345             | 3.9-8.3   | 1.81-2.75                  | 385-832                                 | 235-602  |                 | Height, 3450 mm   |
| 106             | 12-18   | 2.70-2.73                  | 918-1629                                |          | 0.31            | Rectangular-vaulted shape                               |
| 268             | 12-18   | 1.81-2.73                  | 1390-1530                               |          |                 | Mine workings cross-sectional area, 10.9 m <sup>2</sup> |
| 744             | 7.4-12.7  | 2.69-2.77                  | 744-1660                                | 938-2710 | 0.18-0.28       | Type of mine workings – drifts                          |

Studies on modelling the stress-strain state (STS) of a rock massif using Rocscience RS2/RS3 and Examine 2D/3D complex programs have demonstrated that the design loads on the bracing primarily affect the right side of the roof (348 kPa) and the two lateral sides (275 kPa) of the mine workings. The modelling process followed a structured approach: first, the unstable zones of the rock massif were identified, taking into account the dimensions of the tectonic fault “Beskempir” and the fracturing along the length of the mine workings. The distributions of the stable and unstable sections of the rock massif were then determined. As a result, the deformation propagation zones around the mine working contours were identified, enabling the tracking of rock behavior in the fault zone. This research established three main categories of rock stability based on the STS propagation model of the investigated massif. Figure 22 specifically highlights the fault influence zone (488 m), whereas the remaining 712 m of the mine workings are located in a stable rock massif of the 1<sup>st</sup> category, free of fractures.

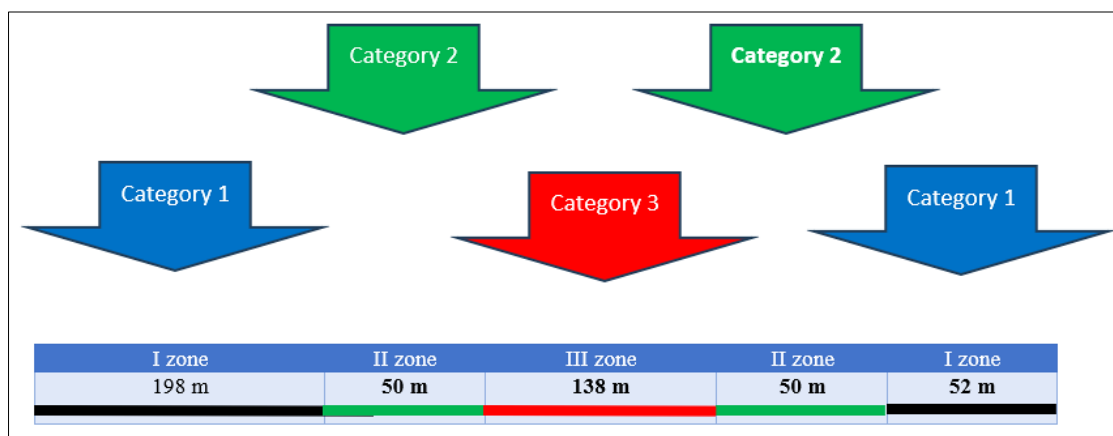


Figure 22. Separated categories of stable and unstable rock mass sections along the length of the mine workings (defined in Rocscience RS2/RS3 (Examine 2D/3D))

This study provides a rationale for the application of appropriate support systems for underground mine workings based on rock stability categories.

- Table rocks of the first category without fractures, no support is required, whereas for those with cracks, a 2–3 cm layer of sprayed concrete is recommended;
- Moderately resistant rocks of the second category require combined bracing consisting of anchors, a metal mesh, and a 5–10 cm layer of sprayed concrete;
- For unstable rocks in the third category, monolithic concrete supports with a thickness of up to 300 mm are necessary to ensure stability and safety in mine workings.

### 5.5. Comparative Analysis of Traditional and Proposed New Innovative Methods

According to the traditional method regulated by construction norms, a monolithic concrete support with a thickness of 0.3 m is recommended for the 1200 m long transportation drift. However, this approach involves high labor intensity and significant economic costs. In contrast, the results obtained using the Bieniawski and Barton Q-rating methods suggest that a more efficient solution would be the use of combined bracing systems, which better reflect the actual stability of the rock massif. This alternative approach optimizes both the safety and cost-effectiveness.

Analysis of the stress-strain state of the massif revealed varying degrees of rock stability along the drift. To ensure rational selection of support, a numerical modeling assessment was conducted using the Rocscience RS2/RS3 software package. The modeling process enabled the differentiation of stable and unstable sections of the massif, allowing for the application of appropriate support types based on the specific stability conditions of each section.

The research findings indicate that out of the 1200 m of mine workings, 488 m fall into the category of unstable sections. To ensure stability, a combined support system comprising anchoring and sprayed concrete (nabryzcrete) is recommended, offering a rational balance between reliability and economic efficiency. A comparative analysis of the traditional monolithic concrete support versus the proposed combined system (nabryzcrete + anchor), considering economic aspects (Table 8, Figure 23), confirmed the rationality of this approach.

**Table 8. Techno-economic comparative analysis indicators**

| Indicators  | Traditional existing Building Codes and Regulations reinforcement (monolithic concrete reinforcement) | Recommended rational support (fasteners) using combined fasteners (new method) |
|---|---|--|
| Cross-sectional area of mine workings in sinking, m <sup>2</sup>  | 14.2  | 14.2   |
| The cross-sectional area of the mine workings in clear view (after the construction of fasteners), m <sup>2</sup>   | 12.5  | 13.3   |
| Length of mine workings, L, m   | 1200  | 1200   |
| Cost of 1 m <sup>3</sup> of concrete mix, dollar, (\$)  | 41.4 \$   | -  |
| Volume of sprayed concrete mixture used for 1200 m long mine workings using the traditional method, (m <sup>3</sup> )   | 2040  | -  |
| Total cost of materials for (support) fixing a 1200 m long mine workings by conventional method with monolithic concrete support, US dollar (\$)                            | 844 560   | -  |
| Cost of 1 m <sup>3</sup> of sprayed concrete mix, dollar, (\$)  | -   | 40.4   |
| Volume of sprayed concrete mixture used for 1200 m long mine workings according to the new method, (m <sup>3</sup> )  | -   | 779.4  |
| Consumption of sprayed concrete mix for 1200 m long mine workings, dollar, (\$)   | -   | 31176  |
| Cost of anchor 1 piece, dollar, (\$)  | -   | 17.3   |
| Total consumption of anchorages, pieces   | -   | 1320   |
| Consumption of anchorages used per 1200 m mine workings, dollar, (\$)   | -   | 22836  |
| Cost of 1 m <sup>2</sup> of metal mesh, dollar, (\$)  | -   | 0.9  |
| Total consumption of metal mesh, for 1200 m long mine workings (metal mesh is used only for fixing (fastening) the roof and upper side of mine workings), (m <sup>2</sup> ) | -   | 1071   |
| Metal mesh consumption per 1200 m mine workings, dollar, (\$)   | -   | 963.9  |
| Total consumption of materials for fixing a 1200 m long mine workings using a new method of combined fixing (anchors with metal mesh and sprayed concrete), US dollar (\$)  | -   | 55 000   |

**Note:** Conversion from tenge to dollars is calculated on 24.01.2025.

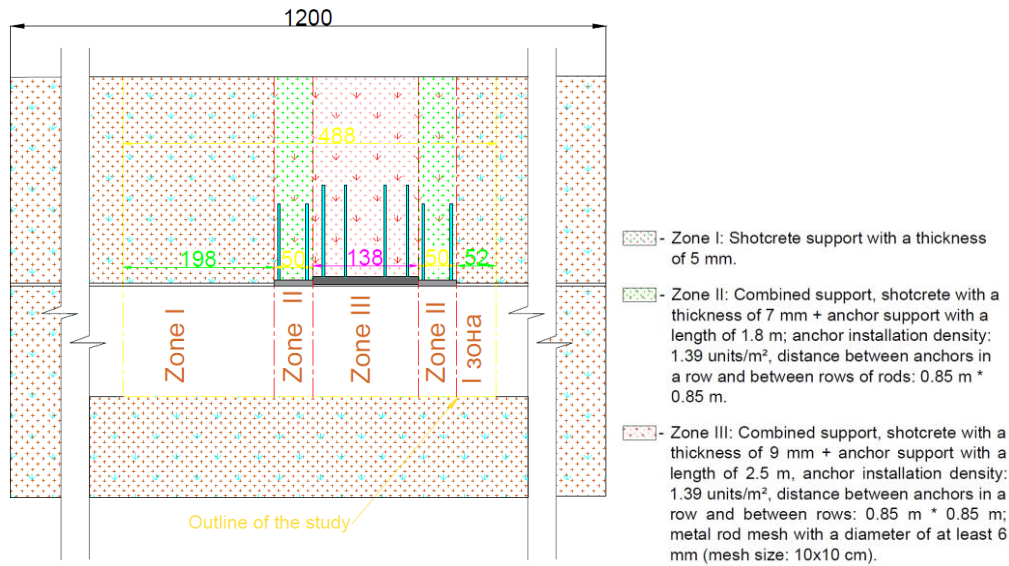


Figure 23. Design of the recommended support (new method)

Thus, the results of the conducted studies demonstrate that the implementation of the recommended support designs enhances the stability of mine workings, ensures operational safety, and reduces construction costs, making this method a rational choice for given mining and geological conditions. The results of the study are recommended and approved for implementation in underground mine workings of the Beskempirskoye deposit (Kazakhstan). Currently, the proposed combined support systems have been successfully introduced and are actively used in mine workings.

### 6. Discussion

Hazardous areas were identified and classified into three sections. Currently, the Beskempir deposit employs monolithic concrete support in accordance with Building Codes and Regulations for the entire 1200 m length of the mine workings (Figure 24). Although this support system is highly reliable and stable, its construction requires significant labor at all stages, including preparation, formwork installation, reinforcement, concreting, and maintenance. Additionally, the cost of monolithic concrete supports is considerably higher than that of recommended combined support systems.

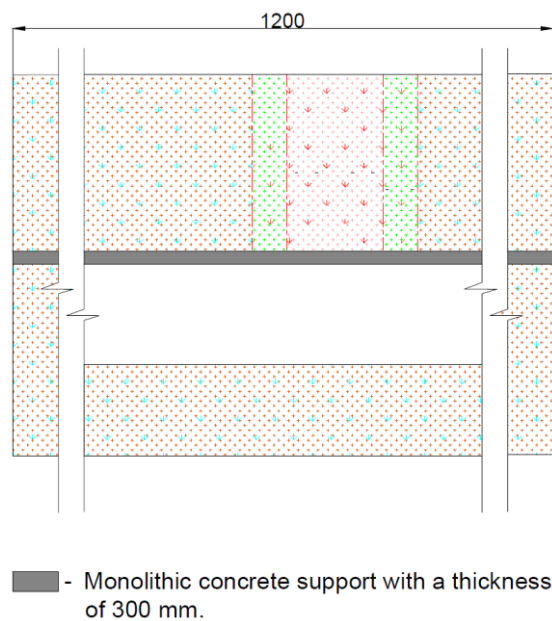
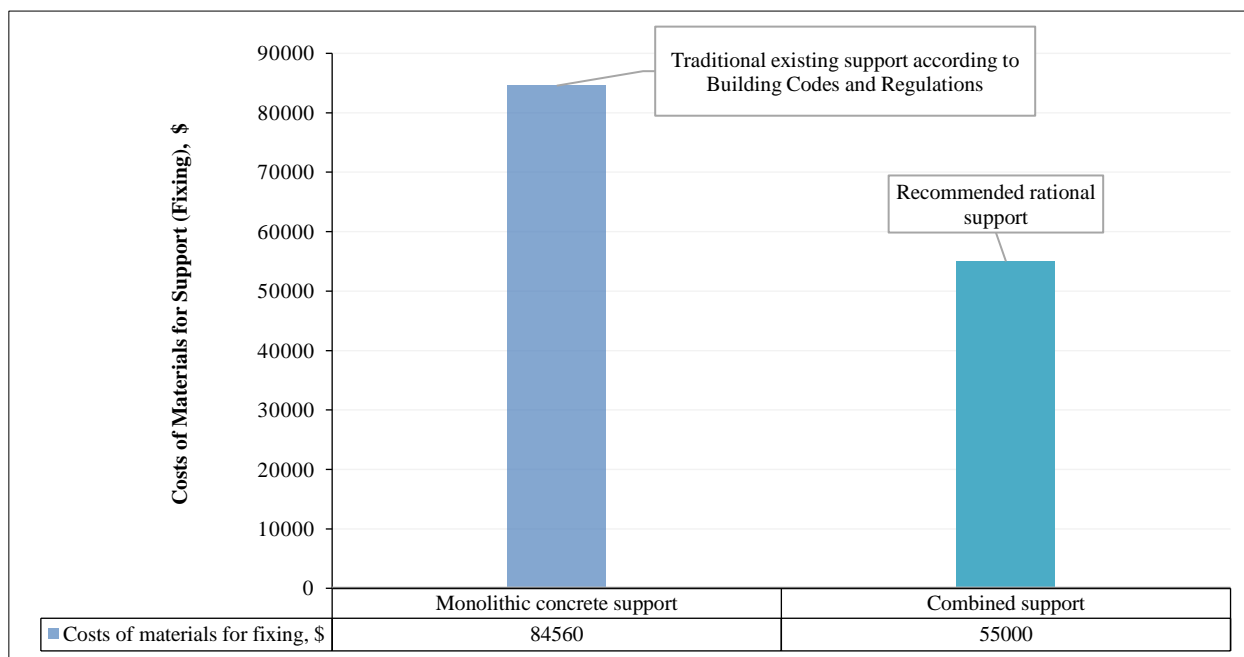


Figure 24. Design of the existing monolithic concrete support structure

Figure 23 illustrates the recommended design of the combined support, which is optimally suited to the current loads. This design ensures reliability while being more cost-effective and less labor-intensive than monolithic concrete supports.

Further studies should focus on evaluating the economic efficiency of the proposed support structures. A comparative analysis was conducted by calculating the material consumption of both types of supports. The results presented in Table 1 confirm that the recommended combined support system is not only highly reliable but also economically advantageous (Figure 25).



**Figure 25. Diagram of comparative technical and economic indicators of materials used for supports**

The results of this study propose a novel approach for selecting a rational, load-regulated support system designed to effectively stabilize horizontal mine workings. These findings confirm the advantages of the recommended support design, which enhances reliability and is more cost-effective, thereby contributing to the optimization of deposit development. It has been established that using adjustable resistance supports, compared to traditional monolithic concrete supports, accelerates the rate of mine workings by 1.4 times and reduces costs by a factor of 1.5.

## 7. Conclusions

### 7.1. Research Novelty

The scientific novelty of this study lies in the development of optimized support solutions for mine workings operating under complex mining and geological conditions. This study introduces a new approach for selecting support structures based on a detailed analysis of the stress-strain state of a rock mass. The proposed method enhances the rate of mine working penetration by 1.4 times, reduces capital expenditures on support by a factor of 1.5, and improves mining safety, making a significant contribution to both the theoretical and practical aspects of mining engineering.

### 7.2. Theoretical Contribution

The study of rock mass stability and support selection was conducted using three different methods, allowing for a more precise assessment of rock stability under various mining, geological, and engineering conditions. The application of the Bieniawski, Barton, and building codes enabled the classification of rock mass into multiple stability categories, leading to the recommendation of appropriate support designs for each zone. These methods optimize the selection of support types based on the geomechanical characteristics of the rocks, increasing the penetration rate by 1.4 times and reducing support costs by a factor of 1.5. Furthermore, numerical modeling of the stress-strain state using Rocscience RS2/RS3 software enhanced the understanding of rock-support interaction, providing a foundation for future research and improvements in underground support design methodologies.

### 7.3. Practical Significance

The practical significance of this study lies in the development of methods and technologies that ensure effective and safe support of mine workings under complex mining and geological conditions. The recommendations for selecting support structures based on geomechanical analysis of rock massifs enhance both the safety and economic efficiency of mining operations. This contributes to the overall improvement of mining enterprises by reducing material and labor costs while increasing productivity.

## 7.4. Research Limitations

The results of this research on selecting support systems for mine workings under complex mining and geological conditions can be widely applied in the design and construction of support structures for mining enterprises specializing in solid mineral deposits. However, their practical application must consider the specific mining geological, hydrogeological, and geomechanical conditions of each deposit, as these factors can influence the choice and effectiveness of support systems. Additionally, when applying this research methodology to layered coal massifs, it is crucial to account for gas dynamic conditions, including gas release from the massif, because these factors can significantly impact the stress-strain state of rocks and the stability of mine workings.

## 7.5. Future Research Directions

A detailed study of the rational parameters of support structures for underground mine workings is essential for enhancing their efficiency and reliability under complex mining and geological conditions. A promising direction for future research is the development of innovative support types, introduction of new high-strength and adaptive support materials, and improvement of construction technologies. These advancements contribute to optimizing support systems, increasing mine safety, and reducing operational costs.

Future research should focus on developing concrete compositions with high resistance to aggressive underground environments, particularly under conditions of high-water inflow, significant rock pressure, and chemical influences. Enhancing the adhesion and bonding properties of concrete is crucial for ensuring a reliable interaction with the rock massif. By improving these characteristics, support structures can be made more durable and effective, ultimately enhancing the stability and safety of underground mine working.

To achieve this goal, a comprehensive approach is necessary, involving the optimization of concrete mix compositions, selection of effective chemical and mineral additives, and in-depth study of the adhesive interaction mechanisms with various rock types. The implementation of such advanced materials will enhance the stability and durability of mine support structures, minimize the risks of deformation and failure, and significantly improve the safety of underground operations in complex mining and geological conditions.

## 8. Declarations

### 8.1. Author Contributions

Conceptualization, T.A., R.Z., M.S., and D.S.; methodology, T.A., R.Z., M.S., and D.S.; software, T.A. and R.Z.; validation, T.A. and R.Z.; formal analysis, T.A. and R.Z.; investigation, T.A. and R.Z.; resources, T.A. and R.Z.; data curation, T.A. and R.Z.; writing—original draft preparation, T.A., R.Z., M.D., and D.M.S.; writing—review and editing, T.A., R.Z., M.D., and D.M.S.; visualization, T.A. and R.Z.; supervision, T.A. and R.Z.; project administration, T.A. and R.Z.; funding acquisition, T.A. and R.Z. All authors have read and agreed to the published version of the manuscript.

### 8.2. Data Availability Statement

The data presented in this study are available in the article.

### 8.3. Funding and Acknowledgments

The authors acknowledge the financial support provided by the Committee of Science of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan under research Grant No. AP23489198, which funds the project Development of rational technology for conducting and fixing underground mine workings by means in-depth study of stress-strain state and stability.

### 8.4. Conflicts of Interest

The authors declare no conflict of interest.

## 9. References

- [1] Makhanov B. (2022). Sustainability Report “Golden Prospects for a Sustainable Future 2022” Joint Stock Company "AK Altyntalmas", p. 114. Available online: <https://www.altynalmas.kz/inform/reports> (accessed on February 2025).
- [2] Begalinov, A., Almenov, T., Zhanakova, R., & Bektur, B. (2020). Analysis of the stress deformed state of rocks around the haulage roadway of the beskempir field (Kazakhstan). *Mining of Mineral Deposits*, 14(3), 28–36. doi:10.33271/mining14.03.028.
- [3] Bakhramov, B., Begalinov, A., & Almenov et al. (2015). Method of development of steeply falling vein deposits. Patent No. 30460 for Invention of the Republic of Kazakhstan, Astana, Kazakhstan.
- [4] Begalinov, A., Serdaliev, E., Almenov, T., Iskakov, E., Amanzholov, D., & Bahramov, B. (2012). Improvement of mining of gold-bearing ores of Akbakai ore field. *Mining Journal of Kazakhstan*, 12, 4–8.

- [5] AK Altynalmas JSC (ALMS). (2020). Stripping and development of reserves of Beskempir and Aksakal deposits. Kazakhstan Stock Exchange JSC, Almaty, Republic of Kazakhstan.
- [6] Korchak, S. A., Abaturova, I. V., Savintsev, I. A., & Storozhenko, L. A. (2021). Methodology for Studying the Fracturing of Rock Massifs at Different Stages of the study of Mineral Deposits. *Engineering and Mining Geophysics* 2021, 1–11. doi:10.3997/2214-4609.202152066.
- [7] Makhanov B. (2023). Sustainability Report “Golden Prospects for a Sustainable Future 2023” Joint Stock Company "AK Altynalmas", p. 114. Available online: <https://www.altynalmas.kz/inform/reports> (accessed on February 2025).
- [8] Matayev, A., Abdiev, A., Kydrashov, A., Musin, A., Khvatina, N., & Kaumetova, D. (2021). Research into technology of fastening the mine workings in the conditions of unstable masses. *Mining of Mineral Deposits*, 15(3), 78–86. doi:10.33271/MINING15.03.078.
- [9] Yu, M., Zuo, J., Sun, Y., Mi, C., & Li, Z. (2022). Investigation on fracture models and ground pressure distribution of thick hard rock strata including weak interlayer. *International Journal of Mining Science and Technology*, 32(1), 137–153. doi:10.1016/j.ijmst.2021.10.009.
- [10] Elrawy, W. R., Abdelhaffez, G. S., & Saleem, H. A. (2020). Stability assessment of underground openings using different rock support systems. *Mining Geology and Petroleum Journal*, 35(1), 49–64. doi:10.17794/rgn.2020.1.5.
- [11] Feng, G., & Wang, P. (2020). Simulation of recovery of upper remnant coal pillar while mining the ultra-close lower panel using longwall top coal caving. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30(1), 55–61. doi:10.1016/j.ijmst.2019.12.017.
- [12] Abramkin, N. I., Mansurov, P. A., & Kuzina, A. V. (2024). Rationale for underground coal combustion. *AIP Conference Proceedings*, 3183, 080001. doi:10.1063/5.0244068.
- [13] Ligotsky, D. N., & Argimbaeva, K. V. (2023). Effect of grain size distribution of tailings during the formation of technogenic deposit on the fragmentation index. *Sustainable Development of Mountain Territories*, 15(2), 275–282. doi:10.21177/1998-4502-2023-15-2-275-282.
- [14] Waqar, M. F., Guo, S., & Qi, S. (2023). A Comprehensive Review of Mechanisms, Predictive Techniques, and Control Strategies of Rockburst. *Applied Sciences (Switzerland)*, 13(6), 3950. doi:10.3390/app13063950.
- [15] Yu, X., Lv, S., Luo, Y., Liu, P., Fu, H., & Zhou, Y. (2024). Research on Support Technology for Unstable Roof Roadway Under Abandoned Roadways in Ultra-Thick Coal Seam. *Processes*, 12(12), 2886. doi:10.3390/pr12122886.
- [16] Ren, H., Dai, L., Pan, Y., Wang, A., & Xiao, Y. (2025). Instability mechanism of composite structure involved coal pillar and key strata induced by multi-face mining. *Geomatics, Natural Hazards and Risk*, 16(1), 2453085. doi:10.1080/19475705.2025.2453085.
- [17] Zhang, L. (2004). *Drilled shafts in rock: analysis and design*. CRC Press, London, United Kingdom. doi:10.1201/9780203024423.
- [18] Yussupov, K., Aben, E., Akhmetkanov, D., Aben, K., & Yussupova, S. (2023). Investigation of the solid oxidizer effect on the metal geotechnology efficiency. *Mining of Mineral Deposits*, 17(4), 12–17. doi:10.33271/mining17.04.012.
- [19] Petlovanyi, M., Sai, K., Khalymendyk, O., Borysovska, O., & Sherstiuk, Y. (2023). Analytical research of the parameters and characteristics of new “quarry cavities – backfill material” systems: Case study of Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 17(3), 126–139. doi:10.33271/mining17.03.126.
- [20] Elbially, S., Elfarnsawy, M., Salah, M., Abdel-Aziz, A., & Ibrahim, W. (2025). An Experimental Study on Steel Fiber Effects in High-Strength Concrete Slabs. *Civil Engineering Journal (Iran)*, 11(1), 215–229. doi:10.28991/CEJ-2025-011-01-013.
- [21] Akpanbayeva, A., & Issabek, T. (2023). Assessing a natural field of rock mass stress by means of in-situ measurements within Vostochnaya Sary-Oba deposit in Kazakhstan. *Mining of Mineral Deposits*, 17(3), 56–66. doi:10.33271/mining17.03.056.
- [22] Izotova, V., Pankratova, K., & Pospehov, G. (2019). Analysis of the Vibration Impact on the Soils of Vasilyevsky Island of St. Petersburg. *Akustika*, 32, 332–334. doi:10.36336/akustika201932332.
- [23] Akishev, K. M., Aryngazin, K. S., Tleulessov, K., Bulyga, L. L., & Stanevich, V. T. (2024). The Use of Simulation Modeling in Calculating the Productivity of the Technological System for the Production of Building Products with Fillers from Man-Made Waste. *News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences*, 2024(4), 22–32. doi:10.32014/2024.2518-170X.422.
- [24] Al-Fasih, M. Y. M., Edris, W. F., Elbially, S., Marsono, A. K., & Al Sayed, A. A. K. A. (2024). Lateral Displacement Behavior of IBS Precast Concrete Elements Reinforced with Dual System. *Civil Engineering Journal (Iran)*, 10(1), 317–335. doi:10.28991/CEJ-2024-010-01-020.
- [25] Mnzool, M., Al-Mukhtar, A., Majeed, A. J., Arafat, A., & Gomaa, E. (2024). Simulation and performance characteristics of rock with borehole using Visual Finite Element Analysis. *Mining of Mineral Deposits*, 18(3), 33–41. doi:10.33271/mining18.03.033.

- [26] Demin, V., Khalikova, E., Rabatuly, M., Amanzholov, Z., Zhumabekova, A., Syzdykbaeva, D., Bakhmagambetova, G., & Yelzhanov, Y. (2024). Research into mine working fastening technology in the zones of increased rock pressure behind the longwall face to ensure safe mining operations. *Mining of Mineral Deposits*, 18(1), 27–36. doi:10.33271/mining18.01.027.
- [27] Imashev, A., Suimbayeva, A., Zhunusbekova, G., Adoko, A. C., & Issakov, B. (2024). Assessing stability of mine workings driven in stratified rock mass. *Mining of Mineral Deposits*, 18(1), 82–88. doi:10.33271/mining18.01.082.
- [28] Cheremisina, O. V., Vasiliev, R. E., Netrusov, A. O., & Ter-Oganesyants, A. K. (2024). Hot Curing and Lime Boiling of High-Arsenic Copper Concentrate Pressure Oxidation Product and Their Effect on Precious Metals Recovery During Subsequent Cyanidation. *Tsvetnye Metally*, 2024(2), 19–26. doi:10.17580/tsm.2024.02.02.
- [29] Burtan, Z., & Chlebowski, D. (2022). The Effect of Mining Remnants on Elastic Strain Energy Arising in the Tremor-Inducing Layer. *Energies*, 15(16), 6031. doi:10.3390/en15166031.
- [30] SN RK 2.03-04-2020. (2020). Construction norms and rules. *Underground Mine Workings*, Republic of Kazakhstan, Astana, Kazakhstan.
- [31] Rocscience Inc. (2021). User Manual for modelling and analysis of slopes, surface and underground mine workings, groundwater filtration, consolidation. Rocscience Inc., Toronto, Canada.
- [32] Rocscience RS2 11.0. (2020). RS2 Version 11.0 - Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. Rocscience Inc., Toronto, Canada.
- [33] Van Kien, D., Anh, D. N., & Thai, D. N. (2022). Numerical Simulation of the Stability of Rock Mass around Large Underground Cavern. *Civil Engineering Journal (Iran)*, 8(1), 81–91. doi:10.28991/CEJ-2022-08-01-06.
- [34] Matayev, A. K., Lozynskiy, V. H., Musin, A., Abdrashev, R. M., Kuantay, A. S., & Kuandykova, A. N. (2021). Substantiating the optimal type of mine working fastening based on mathematical modeling of the stress condition of underground structures. *Scientific Bulletin of the National Mining University*, 2021(3), 57–63. doi:10.33271/nvngu/2021-3/057.



ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ  
ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ  
МИНИСТРЛІГІ



ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ПРЕЗИДЕНТІНІҢ ЖАҢЫНДАҒЫ  
**ҰЛТТЫҚ ҒЫЛЫМ  
АКАДЕМИЯСЫ**



# Satbayev International Conference – 2024: «Ғылым мен технологияның интеграциясы: тұрақты даму жолы» халықаралық конференцияның еңбектері

Proceedings of the Satbayev International  
Conference – 2024:  
«Integration of science and technology: the  
pathway to sustainable development»



**ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ**  
**Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті**

**МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**  
**Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева**

**MINISTRY OF SCIENCE AND HIGHER EDUCATION OF THE REPUBLIC OF KAZAKHSTAN**  
**Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satbayev**

**«SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024**  
**(Сәтбаев Оқулары-2024).**

**ҒЫЛЫМ МЕН ТЕХНОЛОГИЯНЫҢ ИНТЕГРАЦИЯСЫ:**  
**ТҰРАҚТЫ ДАМУ ЖОЛЫ**

**халықаралық ғылыми – практикалық конференцияның**

**ЕҢБЕКТЕРІ**  
**12 сәуір 2024 ж.**

**ТРУДЫ**

**Международной научно-практической конференции**

**«SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024**  
**(Сатпаевские Чтения – 2024).**

**ИНТЕГРАЦИЯ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИЙ: ПУТЬ К УСТОЙЧИВОМУ**  
**РАЗВИТИЮ**

**12 апреля 2024 г.**

**PROCEEDING**

**International scientific and practical conference**

**«SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024**  
**(Satbayev Conference - 2024).**

**INTEGRATION OF SCIENCE AND TECHNOLOGY: THE PATHWAY TO**  
**SUSTAINABLE DEVELOPMENT**

**12 april 2024**

**Алматы 2024**

УДК 001  
ББК 72  
С-10

Труды Международной научно-практической конференции «SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024 (Сатпаевские Чтения – 2024). Интеграция науки и технологий: путь к устойчивому развитию».

|                          |   |   |
|--------------------------|---|---|
| <b>Бегентаев М. М.</b>   | – | Председатель Правления – Ректор, <b>председатель</b>  |
| <b>Кульдеев Е. И.</b>    | - | Член Правления – Проректор по науке и корпоративному развитию, <b>заместитель председателя</b>                      |
| <b>Шалабаев С.К.</b>     | - | Член Правления – Проректор по административной, социальной и воспитательной работе, <b>заместитель председателя</b> |
| <b>Сыздыков А.Х.</b>     | – | Директор Института геологии и нефтегазового дела  |
| <b>Рысбеков К.Б.</b>     | – | Директор Горно-металлургического института имени О. Байконурова   |
| <b>Кальпеева Ж.Б.</b>    | – | И.о. Директора Института автоматизации и информационных технологий  |
| <b>Елемесов К.К.</b>     | – | Директор Института энергетики и машиностроения  |
| <b>Куспангалиев Б.У.</b> | – | Директор Института архитектуры и строительства имени Т. Басенова  |
| <b>Амралинова Б.Б.</b>   | – | Директор Института управления проектами   |
| <b>Абдуллаев С. С.</b>   | - | Руководитель Школы «Транспортная инженерия и логистика» имени М. Тынышпаева   |
| <b>Буршукова Г. А.</b>   | - | Заместитель директора Департамента стратегического развития   |

**«SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024 (Сатпаев окулары-2024). Ғылым мен технологияның интеграциясы: тұрақты даму жолы» = «SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024 (Сатпаевские чтения -2024). Интеграция науки и технологий: путь к устойчивому развитию» = «SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024 (Satbayev Conference - 2024). Integration of science and technology: the pathway to sustainable development»:** Материалы Международной научной конференции – Алматы: КазННТУ, 2024. - 1366с. – Англ., каз., рус

ISBN 978-601-323-460-1

*В сборнике рассматриваются результаты научных исследований в следующих направлениях: Научно-инновационная концепция развития ГКК Казахстана; Вызовы и возможности трансформации ключевых секторов в новых реалиях; Компьютерные науки, инженерия и информационные технологии: от теории к приложениям; Освоение и внедрение инновационных технологий в строительстве гражданских и транспортных сооружений; Инновационные тенденции развития в области машиностроения и энергетики; Современные тенденции развития социально-гуманитарных и экономических наук.*

ISBN 978-601-323-460-1

© КазННТУ им. К.И. Сатпаева

<https://doi.org/10.51301/SIC.2024.i1.19>

## Improving the parameters of drilling and blasting operations during the sinking of underground mine workings at the Akzhal mine

D.M. Shabaz\*, T.M. Almenov, E.R. Muratov

Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

\*Corresponding author: [dimash.shabaz@mail.ru](mailto:dimash.shabaz@mail.ru)

**Abstract.** The article presents the results of research work to improve the parameters of drilling and blasting operations in underground mining at the conditions of the mine «Akzhal». During the research work, the indicators for mining-geological and hydrogeological conditions, geological structure, physical and mechanical characteristics of rocks, deformation conditions, stability and others were analyzed. By conducting in-depth studies of these indicators studied geomechanical and geotechnical conditions of the massif during the sinking of underground mine workings, improved the parameters of the adopted technological scheme of sinking underground mine workings, considered the issues efficiency and safety in the conduct of mine workings. It also analyzed various factors affecting drilling and blasting operations, conducted studies, and determined effective drilling and blasting parameters to maximize productivity and to reduce risks in underground mining operations. In improving drilling and blasting operations, technologies without electric initiation of explosives, modern mining equipment and machinery, complex software systems used in the sinking of special mine workings Holset, Netpromine, etc. are used. The obtained results will allow to improve the works on sinking of underground mine workings on conditions of mine «Akzhal», to increase efficiency of working processes and to improve working conditions of workers.

**Keywords:** *conducting underground mining workings, drilling and blasting operations, cut blasthole, borehole utilization factor, tamping, explosives.*

### 1. Кіріспе

Еліміз қатты пайдалы қазбалар қоры бойынша тау-кен өндіру өнеркәсібінде дамыған елдердің бірі болып табылады. Пайдалы қазбаларды жерасты әдісімен өндіру мақсатында салынатын жерасты тау-кен қазбалары маңызды инженерлік жерасты ғимараты (тау-кен қазбасы) болып саналады. Осы аталған тау-кен қазбалары бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) көмегімен өту жұмыстарын техникo-экономикалық тиімділігі мен қауіпсіздігі жағынан алып қарағанда терең зерттеу жұмыстарын қажет етеді. Бұрғылау-жару жұмыстарының қазіргі таңдағы жағдайы техникалық құралдар (жабдықтар) мен технологиялардың, сондай-ақ, бұрғылау-жару жұмыстарын өту жұмыстарын тәсілдері мен

тау-кен қазбасын өту жұмыстарының параметрлерін есептеу әдістерінің айтарлықтай дамуы арқылы сипатталады.

Бұрғылау-жару жұмыстары тау-кен қазбаларын өтуде забойдағы таужыныстары массивін бұзу кезінде және кен сілемдерін де бұзып қопару барысында да кеңінен қолданылады. Яғни, қатты пайдалы қазбаларды өндіру барысында кен сілемдері мен таужыныстары массивтерін бұзудың (қопсытудың) 90% шамасы бұрғылау-жару жұмыстарының көмегімен жүзеге асырылады. Сондықтанда аталған тақырыптағы терең зерттеу жұмыстары тау-кен саласының ерекше және маңызды мәселелерінің бірі болып саналады [1, 2].

Жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарын жүргізуде тау-кен қазбаларын дайындық жұмыстары (забойға шпурларды белгілеу, бұрғы жабдықтарын забойға жеткізу, су, электр, сығылған ауа желілеріне жалғау т.б.), шпурларды бұрғылау, бұрғыланған шпурлардың ішін тазарту, оларды жарылғыш заттармен толтырып оқтау және тығындау, жару желілерін монтаждау, жабдықтармен адамдарды қауіпсіз аймаққа шығарып жару жөніндегі белгілерді қою, содан кейін жарушы мастер тығылу аймағына барып аттыру операцияларын орындалады.

Қазіргі таңда, «Ақжал» кеніші кендерді ашық әдіспен өндіру тәсілінең, жерасты әдісімен кен өндіру тәсілдеріне қарай көшу жұмыстарын жүргізіле басталды. Осыған байланысты «Ақжал» кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының параметрлерін жетілдіру жұмыстарын қарастырылып жүргізілді. Жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының кезінде параметрлерін негіздеу кезінде келесідей: жарылғыш затты электрсіз қоздыру технологиясын қолдану, шпурларды пайдалану коэффициентін жоғарлату, мейлінше қазбаның көлденең қимасының контурын жобаға сәйкес бұзу (қопару), қазба өту жұмыстарын толық механикаландыру, тау-кен сілемін жай-күйін оңтайлы басқару, қоршаған ортаны қорғау, еңбек қауіпсіздігі және т.б. көрсеткіштерді ескере отыра жерасты тау-кен қазба өту жұмыстарын жетілдіруге бағытталған.

Жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылау-жару жұмыстарының көмегімен өтуде шпурларды пайдалану коэффициентінің көрсеткішін жоғарылату, шпурлардың тиімді параметрлерін қабылдау (тереңдігі, диаметрі, саны), оқтамдардың оңтайлы болатын параметрлерін есептеп (жарылғыш зат және жару құралдарының түрі, олардың шпурда орналасуы сұлбасы, әрбір шпурдағы мөлшері т.б.) оңтайландыру жұмыстары зерттеу барысында жүргізілді.

Шпурларды пайдалану коэффициенті (ШПК) – забойдың бір жарылыстан соң алға жылжуы мөлшерінің, шпурдың орташа тереңдігіне қатынасын айтамыз [1, 2].

Жарылғыш заттар (ЖЗ) дегеніміз – тау-кен қазбаларын өту және басқа да тау-кен жұмыстары кезінде тау жыныстары массивтерін бұзу үшін қолданылатын құрал.

*Жұмыстың басты мақсаты:* «Ақжал» кенішінің шарттарындағы жер асты тау-кен қазбаларын өту кезінде, қазба забойында шпурларды призмалық-ромб тәрізді орналастыра отырып шпурларды пайдалану коэффициентін жоғарлату жұмыстары арқылы тау-кен қазбасын өту жұмыстарын жетілдіру болып табылады.

## **2. Материалдар мен зерттеу әдістері**

«Nova Цинк» ЖШС Қарағанды облысының Шет ауданында Қарағанды қаласынан 230 км және Балқаш қаласынан 130 км қашықтықта орналасқан. Nova Цинк» ЖШС құрамын кіретін Ақжал кеніші мырыш-қорғасын кендерін өндіру жұмыстарын жүргізеді [3].

Массивтен таужынысын жарылғыш заттардың жарылыс әсерімен қопару процесі өте күрделі процестердің бірі болып саналады. Оның ағымы мен соңғы нәтижелері массивтің табиғи қасиеттерімен, жарылғыш заттардың жарылғыш түрлену сипаттамасымен және жарылыс өнімдерінің қоршаған ортамен механикалық әрекеттесуімен анықталады. Олардың ішіндегі ең маңыздыларын анықтау үшін массивтегі таужыныстарының физика-механикалық

қасиеттері, массивке әсер етуші күштердің сипаттамалары және олардың өзара әрекеттесу шарттары туралы нақты түсінік болуы қажет [1-3].

Ақжал кен орынында төрт кен сілемі (кен денесі) орналасқан. Олардың үшеуі Батыс бөлігінде, біреуі Шығыста орналасқан. Кварцты диоритті порфириттер, габбро-диоритті порфириттер, монзонит-порфириттер басым болып табылады. Кенорының кен сілемінде негізінен, кеннің түзілуі бойынша қорғасын-мырыш типті болып келеді [3].

Кен орнында интрузивті жыныстар кең ауқымда таралған. Таужыныстарының негізгі түрлері келесідей беріктік коэффициенттерімен сипатталады: диорит-порфирит, күмбезді әктас - 8-10, мәрмәр әктас - 10-12, ашық сұр ірі түйіршікті әктас - 10-14, сұрланған әктас - 14-16. 2009 жылы бұрғылау арқылы барлау жұмыстарындағы берілген материалдарға сәйкес кендер мен негізгі жыныстардағы бос кремнеземнің мөлшері 0.43-6.02%, ауадағы шаң мөлшері 4 мг/м<sup>3</sup> құрайды. Негізгі таужыныстардың орташа тығыздығы 2.74 г/см<sup>3</sup>, массалық тығыздығы 2.69 г/см<sup>3</sup>. Таужыныстарының қопсыту коэффициенті 1.5 болып табылады [3].

Тау-кен қазбаларын өту жұмыстары кезінде келесідей арнайы тау-кен бағдарламалар қолданылды. Атап айтқанда Netpromine, Hollset атты жобалау бағдарламалары пайдаланылды. Жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстары кезінде патрондалған жарылғыш зат (ЖЗ) Аммонит 6 ЖВ, түйіршіктелген ЖЗ Гранулит А6 және жарылғыш заттарды электрсіз қоздыру технологиясы қолданылды. Сондай-ақ, қазба забойын бұрғылау жұмыстары үшін Boomer 104 бұрғылау кешені, ЗП-2 жарылғыш затты оқтағыш машинкасы және т.б. жабдықтар пайдаланылып, тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының параметрлерін жетілдірілді.

### 3. Зерттеу нәтижелері мен талқылау

Бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерінің тиімділігі әртүрлі факторларға байланысты олар: тау-кен массасының физико-механикалық қасиеттері; жарылғыш заттың түрі мен шығыны; шпурлардың параметрлері; оқтамдардың (зарядтардың) құрылымы мен оны қоздыру технологиясы; шпурлардың орналасу сұлбасы мен зарядтардың жарылу реті; бұрғылау қондырғысы; бұрғылау-жару жұмыстарын дұрыс ұйымдастыру.

Шпурлар қазба забойында орналасуына және атқаратын қызметтеріне байланысты үш түрге бөледі: үңгіме, қопарғыш және жиектеуші [1, 3]. Зерттеу жұмыстары нәтижесінде үңгімелік шпурларды қазба забойына призмалық-ромб сұлбасында орналастыру негізделді 1-суретте келтірілді.

Жарылғыш заттың (ЖЗ) нақты шығыны келесідей формула арқылы анықталады:

$$q = q_n f_0 j e K_d, \text{ кг/м}^3$$

мұнда  $q_n$  – ЖЗ стандартты жағдайдағы нақты шығыны;  $f_0$  – таужыныстарының құрылымдық коэффициентті  $f_0=2$ ;  $j$  – таужыныстарының қысу коэффициенті.  $6.5/\sqrt{S_{\text{вч}}}$ ,  $S_{\text{вч}}$  – тау-кен қазбаларының өтудегі ауданы;  $e$  – ЖЗ жұмысқа қабілеттілік коэффициентті;  $K_d$  – патронның (заряд) диаметрінің ескеретін коэффициент.

Жарылыс жұмыстарына кететін жалпы ЖЗ мөлшері келесі формула арқылы анықталады:

$$Q_{\text{вч}} = S_{\text{вч}} l_{\text{ш}} q_n, \text{ кг}$$

мұнда  $l_{\text{ш}}$  – шпурдың тереңдігі, м,  $q_n$  – шпурларды пайдалану коэффициентті.

Бір шпурға кететін заряд мөлшері келесі формула көмегімен анықталды:

$$Q_3 = \frac{l_{\text{ш}} \cdot a}{l_n} q_n, \text{ кг}$$

мұнда  $l_n$  - ЖЗ оқшанының ұзындығы, м;  $q_n$  - ЖЗ оқшанының салмағы, кг/м<sup>3</sup>; а - шпурдың жарылғыш заттармен толуын ескеретін коэффициенті.

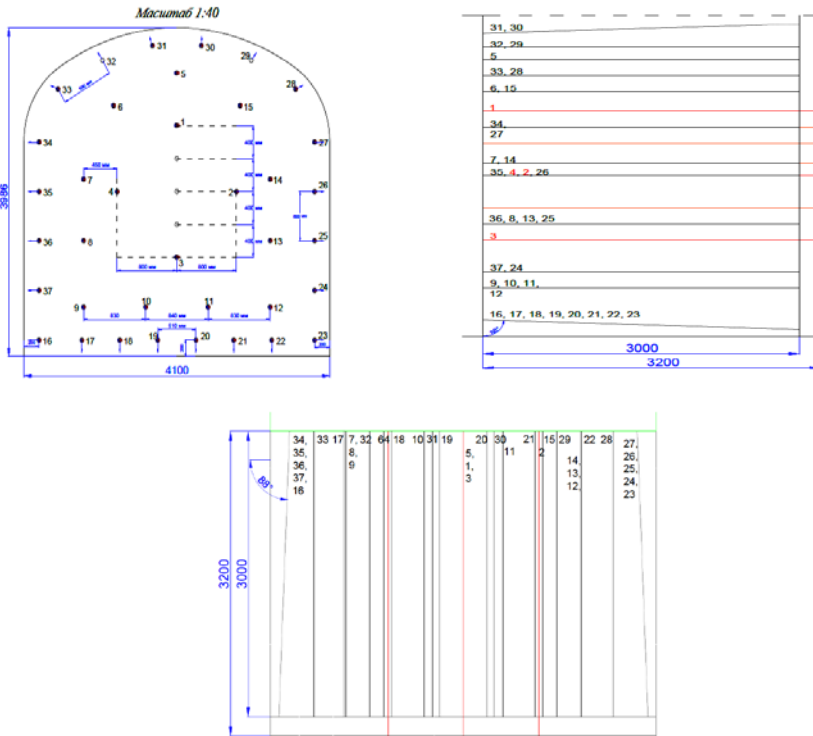
Шпурларды толтыру коэффициенті келесі формула арқылы анықталды  $K_{3ш}$ :

$$K_{3ш} = \frac{l_3}{l_{ш}}$$

мұнда  $l_3$  - шпурдағы заряд тереңдігі, м.

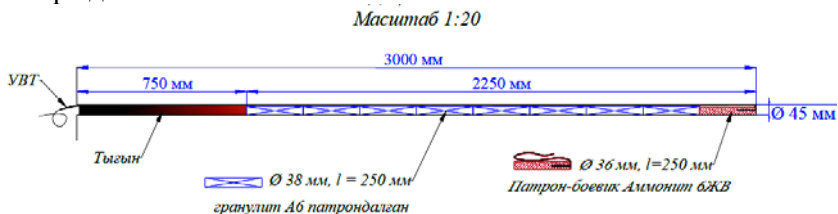
Жарылыстан кейін қазбаның алға жылжу мөлшерін келесі формула арқылы анықталды:

$$l_y = l_{ш} \cdot \eta, м$$



Сурет 1. Шпурлардың орналасуы

Заряд құрылымы шпурда орналасатын ЖЗ, зарядтағы (патрон) қоздырушының орналасуы, тереңдігі мен тығын түрі арқылы анықталынды. Заряд құрылымы сұлбасы 2-суретте келтірілді.



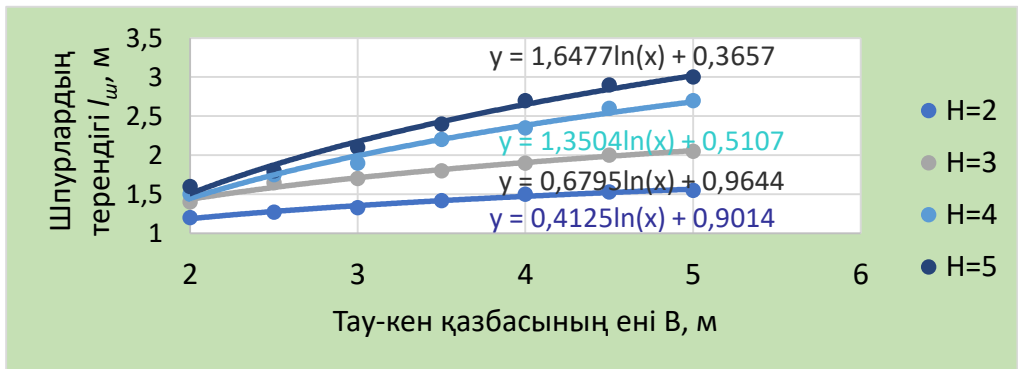
Сурет 2. Заряд құрылымы

Жарылыс жұмыстарына қажетті шпурлар мөлшерін келесі формула арқылы анықталды:

$$N = \frac{1.27qS_{\theta c}}{(\Delta d^2 k_3)}$$

мұнда  $\Delta$  – шпурдағы немесе патрондағы ЖЗ тығыздығы, кг/м<sup>3</sup>; d- ЖЗ патронның диаметрі немесе патрондалмаған ЖЗ шпурдың, м; k<sub>3</sub>- шпурларды толтыру коэффициентті.

Шпурдың тереңдігі бұрғылау кешенінің таңдауда қазба өту жұмыстарының ұзақтығы, еңбек көлемі, жылдамдығы, тау-кен қазбаларын өтудегі құны анықталынды және шпурдың тереңдігі келесі 1.3-сурет графигінде келтірілді.

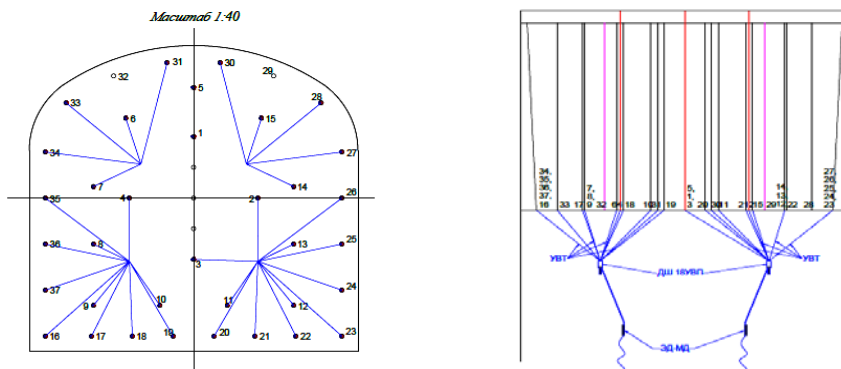


Сурет 3. Шпур тереңдігінің қазбаның еніне байланысты тәуелділік графигі

Осыған қарамастан, шпурлардың тереңдігі, ең алдымен, тау-кен өтудің белгілі бір жылдамдығын қамтамасыз ету шартынан белгіленеді:

$$l_{ш} = \frac{L}{Nin_{cm}n_{ц}\eta}, \text{ м,}$$

мұнда L – тау-кен қазбасының ұзындығы, м; N- айдағы жұмыс күнінің саны, күн.; i – тау-кен қазбаларын өтудегі қажетті уақыт, ай; n<sub>cm</sub> –тәулігіне жұмыс ауысымдарының саны, дана.; n<sub>ц</sub> – ауысымдағы циклдар саны, дана.; η – шпурларды пайдалану коэффициентті.



Сурет 4. Шпур оқтамдарын монтаждау сұлбасы

Қысқа қарысу сызығы (л.н.с):

$$W = [\rho / (qm)]^{1/2}, \text{ м}$$

Алынған есептеу жұмыстарының нәтижесі бойынша бұрғылап жару жұмыстарының паспорты құрастырылды. Бұрғылау-жару жұмыстарының көрсеткіштері 1.1-кестеде келтірілді.

Жарылғыш затты қоздыру технология ретінде электрлі емес қоздыру технологиясы қолданылды. Электрсізтолқынды қоздыру(НСВ) - бұл дүмпіткіш капсуль мен соққы-толқынды түтікше (СТТ) негізіндегі қоздыру жүйесі болып табылады, ал есептеулер [1, 2] арқылы жүргізілді. Тау-кен қазбасын өтудегі бұрғылап-жару жұмыстарының монтаждау сұлбасы 4-суретте келтірілді.

**Кесте 1. Бұрғылау-жару жұмыстарының көрсеткіштері**

| Шпурлар мөлшері, дана   |        |          |           |         | Шпурдың тереңдігі, м                |          |           |                                  | Шпурлардың қосындысы, м  | Шпурдың диаметрі мм. |        |                         | Үңгіме түрі            | Желдету уақыты, м                              |           |           |                   |   |            |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
|-------------------------|--------|----------|-----------|---------|-------------------------------------|----------|-----------|----------------------------------|--------------------------|----------------------|--------|-------------------------|------------------------|--|-----------|-----------|-------------------|---|------------|--|--------------------|---|--|--|--|---|--|--|--|--------|---------|-------|----------|------------|--------------------|--------|----------|-----------|--|--|--|-----|--|--|--|---------|--|--|--|----------|--|--|--|-----------|--|--|--|
| Компенсациялық          | Үңгіме | Қопарушы | Жиектеуші | Барлығы | Компенсациялық үңгіме               | Үңгіме   | Қопарушы  | Жиектеуші                        | 121,4                    | Компенсациялық       | Үңгіме | Қопарушы және жиектеуші | Призмалық-ромб         | 30   |           |           |                   |   |            |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
| 3                       | 4      | 11       | 22        | 37      | 3,2                                 | 3,2      | 3         | 3                                |                          | 45                   | 45     | 45                      |                        |  |           |           |                   |   |            |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
| Оптіметенің ұзындығы, м |        |          |           |         | ШПКС                                |          |           |                                  | Циклдағы алға жылжуы, м  |                      |        |                         |                        | Циклдағы жалты тау-кен массасы, м <sup>3</sup> |           |           |                   | 1 м <sup>3</sup> тау массасына арналған шпурметр, шт.м. |            |  |                    | 1 м <sup>3</sup> үшін ЖМ шығыны тау массасы           |  |  |  | Электрліксіз қоздыру технологиясының кешіктіру уақыты, мс |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
|                         |        |          |           |         |                                     |          |           |                                  |                          |                      |        |                         |                        |  |           |           |                   |   |            |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  | ЖЗ, кг | НСВ, шт | ДШ, м | ЭД, дана | Оттілме, м | Сым ВП 2х0,7 мм, м | Үңгіме | Қопарушы | Жиектеуші |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
| 5                       |        |          |           |         | 0,9                                 |          |           |                                  | 2,55                     |                      |        |                         |                        | 38,25  |           |           |                   | 3,17  |            |  |                    | 2,83  |  |  |  | 0,9   |  |  |  | 0,4    |         |       |          | 00,5       |                    |        |          | 40,6      |  |  |  | 2,1 |  |  |  | 700 - 0 |  |  |  | 800 - 10 |  |  |  | 1000 - 20 |  |  |  |
| ЖЗ атауы                |        |          |           |         | Шпурдағы заряд мөлшері, кг          |          |           |                                  | Забойдағы ЖЗ мөлшері, кг |                      |        |                         | Аз зарядтау мөлшері, м |  |           |           | ЖМ циклына шығыны |   |            |  | Сым ВП 2х0,7 мм, м |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
|                         |        |          |           |         | Үңгіме                              | Қопарушы | Жиектеуші | Компенсациялық үңгімелік шпурлар |                          |                      |        |                         | Үңгіме                 | Қопарушы                                       | Жиектеуші | НСВ, дана | ДШ, м             | ЭД, дана  | Оттілме, м |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
| Гранулит А6             |        |          |           |         | 2,6                                 |          |           |                                  | 30,8                     |                      |        |                         |                        | 56   |           |           |                   | 99,4  |            |  |                    | -   |  |  |  | 1   |  |  |  | 1      |         |       |          | 1          |                    |        |          | 5         |  |  |  | 5   |  |  |  | 2       |  |  |  | 175      |  |  |  | 80        |  |  |  |
| Аммонит 6ЖВ             |        |          |           |         | 1                                   |          |           |                                  | 2,75                     |                      |        |                         |                        | 5  |           |           |                   | 8,75  |            |  |                    | -   |  |  |  | -   |  |  |  | -      |         |       |          | -          |                    |        |          | -         |  |  |  | -   |  |  |  | -       |  |  |  | -        |  |  |  |           |  |  |  |
| Барлығы                 |        |          |           |         | 13,6                                |          |           |                                  | 33,5                     |                      |        |                         |                        | 61   |           |           |                   | 108,15  |            |  |                    | 1. Тау-кен қазбасының таза ауданы - 15 м <sup>2</sup> |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
|                         |        |          |           |         | 2. Тау жынысының беріктігі - f = 15 |          |           |                                  |                          |                      |        |                         |                        |  |           |           |                   |   |            |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |
|                         |        |          |           |         | 3. Бұрғылау кешені - Boomer 104     |          |           |                                  |                          |                      |        |                         |                        |  |           |           |                   |   |            |  |                    |   |  |  |  |   |  |  |  |        |         |       |          |            |                    |        |          |           |  |  |  |     |  |  |  |         |  |  |  |          |  |  |  |           |  |  |  |



#### **4. Қорытынды**

«Ақжал» кенішінің келесідей тау-кен геологиялық, тау-кен техникалық және гидрогеологиялық т.б. шарттарын ескере отырып, жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылап-жару жұмыстарының көмегімен өту жұмыстарының параметрлерін жетілдірілді.

Зерттеу жұмыстары нәтижесінде, жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі шпурларды пайдалану коэффициенті 0.93 көрсеткішіне дейін жоғарылады. Гранулит А6, Аммонит 6ЖВ жарылғыш заттары, Boomer 104 бұрғылау кешені, электрсіз қоздыру жүйелері және т.б. технологияларды қолдана отырып, тау-кен қазбасын өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштері жақсаратандығы, жерасты тау-кен қазбаларын өтуде қазба өтуші жұмыскерлердің еңбек қауіпсіздігі жоғарылап, қауіпті факторлардың азаятындығы анықталды.

#### **References / Әдебиеттер**

- [1] Қазақстан Республикасы Төтенше жағдайлар министрлігі бекіткен «Жарылыс жұмыстары кезіндегі бірыңғай өнеркәсіптік қауіпсіздік ережесі». Астана, МЧС РК РГП НИИЦ, 2008. -448б.
- [2] Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник/ – Алматы, 2012. – 822 с.
- [3] Проект промышленной разработки запасов месторождения «Ақжал» подземным способом. Часть: геологическая, гидрогеологическая технологическая (горная и горно-механическая). КазГипроцветмет, том 2, Книга 1. Пояснительная записка, Усть-Каменогорск, 2013. – 132 с.

## **«Ақжал» кенішінің шарттарында жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін жетілдіру**

Д.М. Шабаз\*, Т.М. Алменов, Е.Р. Муратов

*Satbayev University, Алматы, Қазақстан*

\*Корреспонденция үшін автор: [dimash.shabaz@mail.ru](mailto:dimash.shabaz@mail.ru)

**Аңдатпа.** Мақалада «Ақжал» кенішінің шарттарында жерасты тау-кен қазбаларын өту кезіндегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін жетілдіру бойынша зерттеу жұмыстарының нәтижелері келтірілген. Зерттеу жұмыстары кезінде кеніштің тау-кен геологиялық және гидрогеологиялық жағдайлары, геологиялық құрылымы, таужыныстарының физико-механикалық қасиеттері, деформациялану шарттары, орнықтылығы және т.б. көрсеткіштеріне талдау жұмыстары жүргізілді. Аталған көрсеткіштерді терең зерттеу жұмыстарын жүргізе отырып, жерасты тау-кен қазбаларын өту кезіндегі массивтің геомеханикалық және геотехникалық жағдайлары зерделенді, қабылданған жерасты тау-кен қазбасын өтудің технологиялық сұлбасының параметрлері жетілдіріп, тау-кен қазбасын өту жұмыстарының тиімділігі мен қауіпсіздігін қамтамасыз ету мәселелері қарастырылады. Сондай-ақ, бұрғылау-жару жұмыстарына әсер ететін әртүрлі факторларға талдау, зерттеу жұмыстары жүргізілді, жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын жүргізу барысында ең жоғары өнімділікке қол жеткізу және тәуекелдерді азайту үшін, бұрғылау-жару жұмыстарының тиімді параметрлері анықталды. Бұрғылау-жару жұмыстарын жетілдіруде жарылғыш затты электрсіз қоздыру технологиясы, заманауи тау-кен жабдықтары мен машиналары, Holset, Netpromine және т.б. арнайы тау-кен

қазбаларын өту жұмыстары барысында қолданылатын кешенді бағдарламалық жүйелер пайдаланылды. Алынған нәтижелер «Ақжал» кенішінің шарттарындағы жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын жетілдіруге мүмкіндік береді, тау-кен қазбасын өту жұмыстарының нәтижесінде жұмыс процесстерінің тиімділігі арытады және жұмысшылардың еңбек жағдайлары жақсарайды.

**Негізгі сөздер:** *жерасты тау-кен қазбаларын өту (жүргізу), бұрғылап-жару жұмыстары, үңгімелік шпур, шпурларды пайдалану коэффициенті, тығын, жарылғыш заттар.*

## **Совершенствование параметров буровзрывных работ при проходке подземных горных выработок на условиях рудника «Ақжал»**

Д.М. Шабаз\*, Т.М. Алменов, Е.Р. Муратов

*Satbayev University, Алматы, Казахстан*

*\*Автор для корреспонденции: [dimash.shabaz@mail.ru](mailto:dimash.shabaz@mail.ru)*

**Аннотация:** В статье приводятся результаты исследовательских работ по совершенствованию параметров буровзрывных работ при проходке подземных горных выработок на условиях рудника «Ақжал». При проведении исследовательских работ был проведен анализ показателей горно-геологических и гидрогеологических условий, геологического строения, физико-механических свойств горных пород, условий деформации, устойчивости и др. С проведением углубленных исследований данных показателей изучены геомеханические и геотехнические условия массива при проходке подземных горных выработок, усовершенствованы параметры принятой технологической схемы проходки подземных горных выработок, рассмотрены вопросы обеспечения эффективности и безопасность при проведении горных выработок. Также был проведен анализ различных факторов, влияющих на буровзрывные работы, проведены исследования, определены эффективные параметры буровзрывных работ для достижения максимальной производительности и снижения рисков при проведении подземных горных выработок. В совершенствование буровзрывных работ использованы технологии без электрического инициирования взрывчатого вещества, современное горное оборудование и машины, комплексные программные системы, применяемые при проходке специальных горных выработок Holset, Netpromine и др. Полученные результаты позволят усовершенствовать работы по проходке подземных горных выработок на условиях рудника «Ақжал», повысить эффективность рабочих процессов и улучшить условия труда рабочих.

**Ключевые слова:** *проведение подземных горных выработок, буровзрывные работы, врубный шпур, коэффициент использования шпуров, забойка, взрывчатые вещества.*

## МАЗМУНЫ

### ТАУ-КЕН МЕТАЛЛУРГИЯ КЕШЕНІ

|   |     |
|---|-----|
| <i>Мұқанғалиева А.Ө., Ультаракова А.А., Лохова Н.Г., Касымжанов К.К.</i><br>ОРГАНИКАЛЫҚ ПОЛИАТОМДЫ СПИРТТЕРДІҢ ТЕХНОГЕНДІК ШИКІЗАТТАН<br>НИОБИЙДІ ЕРІТУ МЕХАНИЗМІНЕ ӘСЕРІН ЗЕРТТЕУ.....   | 7   |
| <i>Дельденков А., Раимбекова А., Капралова В., Кубекова Ш., Кенжебаев Г., Мэлсин Д., Туткабаев Т.</i><br>ЭКСТРАКЦИЯЛЫҚ ФОСФОР ҚЫШҚЫЛЫ ӨНДІРІСІНІҢ ҚАЛДЫҚТАРЫНЫҢ<br>НЕГІЗІНДЕГІ ГИПС БАЙЛАНЫСТЫРЫШТАРЫ.....  | 14  |
| <i>Ерсайынова А., Қаршыға З., Абдулвалиев Р., Есенгазиев А., Орынбаев Б.</i><br>НЕОРГАНИКАЛЫҚ СОРБЕНТ СИНТЕЗДЕУДІҢ І КЕЗЕҢІ: ЛИТИЙ-МАРГАНЕЦ<br>ОКСИДІН ДАЙЫНДАУ.....  | 22  |
| <i>Ерсайынова А., Төлегенова Н., Усольцева Г.</i><br>АРАЛАС ЖӘНЕ ТОТЫҚҚАН МЫС КЕНДЕРІН МИНЕРАЛДЫ ҚЫШҚЫЛ ЕРІНДІЛЕРІМЕН<br>ШАЙМАЛАУ КЕЗІНДЕГІ ХИМИЯЛЫҚ РЕАКЦИЯЛАРҒА ТЕРМОДИНАМИКАЛЫҚ ТАЛДАУ.....  | 28  |
| <i>Данияров Б.Т., Кадирова З.Ч., Торамбетов Б.С., Кадирова Ш.А., Ахмаджонов О.Г., Даминова Ш.Ш.</i><br>СУТЕГІ АСҚЫН ТОТЫҒЫНЫҢ КӨМЕГІМЕН ХАЛКОЗИНМЕН МОЛИБДЕНИТТІҢ<br>СЕЛЕКТИВТІ ФЛОТАЦИЯСЫ.....   | 34  |
| <i>Кусаинова Г.К., Жүрсімбаева М.Б., Mohamad Nasir Mohamad Ibrahim, Сейтқалиева Н.Ж.,<br/>Садықов Б.Б., Қамбарова З.Н., Әбдиев Қ.Ж., Ыбырайымқұл С.С.</i><br>ЖАҢА ПОЛИМЕРЛІК БЕТТІК-АКТИВТІ ЗАТТЫҢ БИОЦИДТІК ҚАСИЕТІН АНЫҚТАУ.....  | 41  |
| <i>Ибраимова Г.Т., Илахунова Д.П., Капралова В.И., Кубекова Ш.Н., Тугамбай С.Ш.</i><br>МИКРОЭЛЕМЕНТТЕРГЕ БАЙЫТЫЛҒАН ФОСФОР ТЫҢАЙТҚЫШТАРЫН ӨНДІРУДЕ<br>ТЕХНОМИНЕРАЛДЫ ҚҰРЫЛЫМДАРДЫ ҚОЛДАНУ.....  | 47  |
| <i>Қаналы Е.С., Сүрімбаев Б.Н., Есенғараев Е.Қ.</i><br>АЛТЫНҚҰРАМДЫ КЕН СЫНАМАСЫН БАЙЫТУҒА АРНАЛҒАН ЗЕРТТЕУЛЕР.....   | 53  |
| <i>Елжанов Е., Назарбаева Н.</i><br>УРАН ЖҮС КЕЗІНДЕГІ МЕХАНИКАЛЫҚ КОЛМАТАЦИЯ ЖИЛІГІНІҢ ТӨМЕНДЕУІ.....  | 63  |
| <i>Жалғасбаева Ж.Ж., Тиржанова С.Е., Қожаев Ж.Т.</i><br>КӨКПЕК - САТЫ ТРАССАСЫНЫҢ ҮЛГІСІНДЕГІ ЖОҒАРЫ ВОЛЬТТЫ ЭЛЕКТР<br>ЖЕЛІСІН САЛУ КЕЗІНДЕГІ ГЕОДЕЗИЯЛЫҚ ІЗДЕНІСТЕР.....   | 69  |
| <i>Кадирова З.Ч., Колдаров А.Р., Абдурахмонов О.Е., Зиятов Д.А., Шикназаров А.Т.,<br/>Нусретов Р.А., Даминова Ш.Ш.</i><br>ЦИНКІТ МЕН ФРАНКЛИНИТТІҢ ФОТОКАТАЛИТИКАЛЫҚ ҚАСИЕТТЕРІНЕ<br>АДСОРБЦИЯНЫҢ ӘСЕРІ.....  | 76  |
| <i>Кадирова З.Ч., Даминова Ш.Ш., Колдаров А.Р., Зиятов Д.А., Шарафутдинов У.З.</i><br>САЗДЫ СОРБЕНТТЕР БЕТІНДЕГІ УРАН СОРБЦИЯСЫН МОЛЕКУЛЯРЛЫҚ МОДЕЛЬДЕУ.....  | 82  |
| <i>Қойшина Г.М., Тажиев Е.Б., Даруеш Г.С., Жолдасбай Е.Е., Мырзабекова К.С.</i><br>ШАҢНАН ҚОРҒАСЫНДЫ ІРІКТЕП БӨЛІП АЛУ ПРОЦЕСІНЕН КЕЙІН АЛЫНҒАН<br>ПІСІРІНДІНІ КАЛЬЦИЙ ХЛОРИДІМЕН БІРГЕ ЖОҒАРЫ ТЕМПЕРАТУРАДА<br>КҮЙДІРУ КЕЗІНДЕГІ ҚОСПАЛАРДЫҢ ӘРЕКЕТІ.....  | 89  |
| <i>Қыстаубай Д.М., Имангазин М.К.</i><br>ҚАЗАҚСТАННЫҢ ТАУ-КЕН ЖӘНЕ МЕТАЛЛУРГИЯ ӨНЕРКӘСІБІНІҢ ПРОБЛЕМАЛАРЫН<br>БАҒАЛАУ ЖӘНЕ ДАМУ ЖОЛДАРЫН АНЫҚТАУ.....   | 96  |
| <i>Лясников К.О., Чернышова О.В., Михеев И.А., Куликова Е.С.</i><br>ҚҰРАМЫНДА НИКЕЛЬ БАР БИМЕТАЛДЫ АЛКОКСИДТЕРДІҢ ЭЛЕКТРОХИМИЯЛЫҚ<br>СИНТЕЗІ – МЕТАЛЛ ЖӘНЕ ОКСИД ЖҮЙЕЛЕРІН ӨНДІРУДІҢ БАСТАПҚЫ МАТЕРИАЛДАРЫ...<br><i>Абдикаримов М.Н., Наурызбаева Ш.Қ., Ускембаева З.Қ.</i><br>«КАЗФОСФАТ» ӨНЕРКӘСІПТІК КӘСІПОРНЫНАН КҮКІРТ ДИОКСИДІ МЕН ФОСФОР<br>ОКСИДТЕРІ ШЫҒАРЫНДЫЛАРЫНЫҢ ТАРАЛУЫН АНЫҚТАУ ҮШІН<br>СТАТИСТИКАЛЫҚ ТАЛДАУ ӘДІСІН..... | 108 |
| <i>Пак Д.Ю., Тебаева А.Ю., Пак Ю.Н.</i><br>КӨМІРДІҢ КАЛОРИЯЛАРЫН ЯДРОЛЫҚ-ГЕОФИЗИКАЛЫҚ ӘДІСПЕН БАҒАЛАУ.....  | 123 |
| <i>Игисенова А.Т.</i><br>МЫС ӨНДІРУГЕ АРНАЛҒАН ЖАБДЫҚТЫ ЖАҢАРТУДЫҢ ИННОВАЦИЯЛЫҚ ТӘСІЛДЕРІ:<br>ГАЙ КЕН ОРНЫНЫҢ ТӘЖІРИБЕСІ.....   | 129 |
| <i>Шабаз Д.М., Алменов Т.М., Муратов Е.Р.</i><br>«АҚЖАЛ» КЕНІШІНІҢ ШАРТТАРЫНДА ЖЕРАСТЫ ТАУ-КЕН ҚАЗБАЛАРЫН ӨТУДЕГІ<br>БҰРҒЫЛАУ-ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРІН ЖЕТІЛДІРУ.....  | 134 |

**ТРУДЫ**  
**Международной научно-практической конференции**  
**«SATBAYEV INTERNATIONAL CONFERENCE 2024**  
**(Сатпаевские Чтения – 2024).**  
**ИНТЕГРАЦИЯ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИЙ: ПУТЬ К УСТОЙЧИВОМУ РАЗВИТИЮ**  
**12 апреля 2024 г.**

Подписано в печать 08.04.2024 г.  
Тираж 100 дана. Формат 60x84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага типогр. №1.  
Уч-изд.л. 85,7. Заказ № 380

Издание Казахского национального исследовательского  
технического университета им. К.И. Сатпаева  
Издательский центр «Polytech» им. Т. Кенеева  
г. Алматы, ул. Сатпаева, 22

**ISBN 978-601-323-460-1**



**ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ  
ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ**

**МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**



Ө.А.Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты  
Горно-металлургический институт им. О. А. Байконурова

**«ЭКОНОМИКАНЫҢ ТҰРАҚТЫ ДАМУЫ ЖАҒДАЙЫНДАҒЫ  
МИНЕРАЛДЫҚ-ИНДУСТРИЯЛЫҚ МЕГАКЕШЕНДЕГІ  
РЕСУРС ҮНЕМДЕУШІ ТЕХНОЛОГИЯЛАР»**

**Халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференциясының  
ЕНБЕКТЕР ЖИНАҒЫ  
14-15 наурыз 2024**

**СБОРНИК ТРУДОВ**

**Международной научно-практической конференции  
«РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ  
В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ  
В УСЛОВИЯХ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ»  
14-15 марта 2024**

**PROCEEDINGS**

**International Scientific and Practical Conference  
«RESOURCE-SAVING TECHNOLOGIES  
IN THE MINERAL-INDUSTRIAL MEGA-COMPLEX  
IN CONDITIONS OF SUSTAINABLE ECONOMY DEVELOPMENT»  
14-15 of March, 2024**

Алматы 2024

УДК 338  
ББК 65.304  
Э40

Главный редактор:  
Кульдеев Е. И. – канд. техн.наук, профессор.

Редакционная коллегия: Кульдеев Е. И., канд.техн.наук, проф., проректор по науке и корпоративному развитию КазНИТУ им. К. И. Сатпаева; Рысбеков К. Б., к.т.н., проф., директор ГМИ; Молдабаев С. К., д.т.н., проф.; Юсупов Х. А., д.т.н., проф.; Орынбасарова Э. О., доктор PhD, ассоц.проф.; Барменшинова М. Б., к.т.н., ассоц.проф.; Чепуштанова Т. А., к.т.н., ассоц.проф.; Кудайбергенов К. К., докт. PhD., Кубекова Ш. Н., к.т.н., доцент.

«Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики» Сборник трудов Международной научно-практической конференции. Гл. ред. Е. И. Кульдеев – Алматы: КазНИТУ, 2024. – с.555

ISBN 978-601-323-440-3

*В сборнике опубликованы доклады участников международной научно-практической конференции «Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики», проведенной 14-15 марта 2024 г.: приглашённых зарубежных ученых, представителей вузов, предприятий горно-металлургического комплекса и научно-технических организаций страны.*

УДК 338  
ББК 65.304

ISBN 978-601-323-440-3

© КазНИТУ им. К. И. Сатпаева, 2024

В лабораторных условиях проведены эксперименты по извлечению палладиевого и платинового порошка из концентратов ЧРУ в МПЗ АО «АГМК». Опыты проведены в разных концентрациях растворителя для определения оптимального режима технологического цикла.

Таким образом, по полученным результатам проведенных исследований можно сделать вывод о том, что внедрение разработанной технологии даст несомненный экономический эффект благодаря дополнительному извлечению ценных компонентов и улучшит экологическую обстановку в местах скопления техногенных отходов.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Хурсанов А.Х. Разработка технологии получения аффинированного палладиевого порошка из отработанных электролитов // Хурсанов А.Х., Хасанов А.С., Б.Р. Вохидов Горный вестник Узбекистана. г. Навои. №1 (76) 2019г. С. 58 – 61.
- 2 Исследование повышения степени извлечения аффинированного палладиевого порошка из сбросных растворов // Вохидов Б.Р. [и др.] // Литье и Металлургия. 2020 г. №1 –С.78–86.
- 3 Хасанов А. С. Исследование повышение степень извлечения и чистоты аффинированного палладиевого порошка из сбросных растворов / А.С. Хасанов Б.Р. Вохидов, Р.А. Хамидов / Universum: Технические науки. 2019. – №9 – С. 20–30.

Код МРНТИ 52.13.21

### ЖЕРАСТЫ ТАУ-ҚАЗБАЛАРЫН ӨТУ КЕЗІНДЕГІ БҰРҒЫЛАУ-ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРІН ОҢТАЙЛАНДЫРУ

**Т.М. Алменов, Д.М. Шабаз, М.Е. Базархан**  
*Satbayev University, Алматы қаласы, Қазақстан*

Мақалада «Ақжал» кенішінің жерасты тау-кен қазбаларын өту кезіндегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру бойынша зерттеу нәтижелері келтірілген. Зерттеу жұмыстары барысында кенорнының тау-кен геологиялық және гидрогеологиялық жағдайлары, геологиялық құрылымы, таужыныстарының физико-механикалық қасиеттері, деформациялану шарттары, орнықтылығы және т.б. көрсеткіштерге талдаулар жүргізілді. Аталған көрсеткіштерді терең зерттей отырып, жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі массивтің геомеханикалық және геотехникалық жағдайлары зерделенді, қабылданған қазбаны өтудің технологиялық сұлбасының параметрлері негізделіп, қазба өту жұмыстарының тиімділігі мен қауіпсіздігін қамтамасыз ету мәселелері қарастырылады. Сондай-ақ, бұрғылау-жару жұмыстарына әсер ететін әртүрлі факторларға талдау жұмыстары жүргізілді, тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын жүргізу кезіндегі ең жоғары өнімділікке қол жеткізу және тәуекелдерді азайту үшін, бұрғылау-жару жұмыстарының оңтайлы параметрлері анықталды. Бұрғылау-жару жұмыстарын оңтайландыруда шпурларды пайдалану, жарылғыш затты электрсіз қоздыру технологиясы, заманауи тау-кен жабдықтары мен машиналары, Holset, Surpac, Netpromine және т.б. арнайы тау-кен қазбаларын өту кезінде қолданылатын кешенді бағдарламалық жүйелер қолданылды. Алынған нәтижелер «Ақжал» кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын өту процесін оңтайландыруға мүмкіндік береді, қазба өту жұмыстарының нәтижесінде жұмыс процесстерінің тиімділігі арытады және жұмысшылардың еңбек жағдайлары жақсарады.

**Түйін сөздер:** тау-кен қазбаларын өту (жүргізу), бұрғылау-жару жұмыстары, үлгімелік шпур, шпурларды пайдалану коэффициенті, тығын, жарылғыш заттар.

**Кіріспе.** Еліміз қатты пайдалы қазбалар қоры бойынша тау-кен өндіру өнеркәсібінде дамыған елдердің бірі болып табылады. Пайдалы қазындыларды жерасты әдісімен өндіру мақсатында салынатын тау-кен қазбалары маңызды инженерлік жерасты ғимараты екендігі белгілі. Осы аталған тау-кен қазбалары бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) көмегімен өту процесстері технико-экономикалық тиімділігі мен қауіпсіздігі жағынан алып қарағанда терең зерттеулерді қажет етеді. Бұрғылау-жару жұмыстарының қазіргі таңдағы жағдайы техникалық құралдар мен технологиялардың, сондай-ақ, бұрғылау-жару жұмыстарын жүргізу тәсілдері мен қазба өту жұмыстарының параметрлерін есептеу әдістерінің айтарлықтай дамуымен сипатталады.

Бұрғылау-жару жұмыстары тау-кен қазбаларын өтуде забойдағы таужыныстары массивін бұзу кездерінде және де кен сілемдерін де бұзып қопару барысында да кеңінен қолданылады. Яғни, қатты пайдалы қазындыларды өндіру кездерінде кен сілемдері мен таужыныстары массивтерін бұзудың (қопсытудың) 90 % шамасы бұрғылау-жару жұмыстары көмегімен жүзеге асады. Сондықтанда аталған тақырыптағы зерттеу жұмыстары тау-кен саласының ерекше және маңызды мәселелерінің бірі болып табылады [1, 2].

Жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарын жүргізуде тау-кен қазбаларын дайындау (забойға шпурларды белгілеу, бұрғы жабдықтарын забойға жеткізу, су, электр, сығылған ауа желілеріне жалғау т.б.), шпурларды бұрғылау, бұрғыланған шпурлардың ішін тазарту, оларды жарылғыш заттармен толтырып оқтау және тығындау, жару желілерін монтаждау, жабдықтармен адамдарды қауіпсіз аймаққа шығарып жару жөніндегі белгілерді қою, содан кейін жарушының тығылу аймағына барып аттыру операциялары орындалады.

Қазіргі таңда, «Ақжал» кеніші кендерді ашық әдіспен өндіруден, жерасты әдісімен кен өндіру тәсілдеріне қарай көшу жұмыстарын жүргізуде. Осыған байланысты «Ақжал» кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының

параметрлерін оңтайландыру жұмыстары қарастырылып жүргізілді. Жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру барысында келесідей: электрсіз қоздыру технологиясын қолдану, шпурларды пайдалану коэффициенті жоғарлату, мейлінше қазбаның көлденең қимасының жиектерін жобаға сәйкес бұзу, қазба өту жұмыстарын толық механикаландыру, тау-кен сілемін жай-күйін тиімді ретпен басқару, қоршаған ортаны қорғау, еңбек қауіпсіздігі және т.б. көрсеткіштерді ескере отыра тау-кен қазба өту жұмыстарын оңтайландыруға бағытталған.

Тау-кен қазбаларын бұрғылау-жару жұмыстарының көмегімен өтуде шпурларды пайдалану коэффициентінің мәнін жоғарылату, шпурлардың оңтайлы параметрлерін қабылдау (тереңдігі, диаметрі, саны), оқтамдардың тиімді болатын параметрлерін есептеп (жарылғыш зат және жару құралдарының түрі, олардың шпурда орналасуы, әрбір шпурдағы мөлшері т.б.) негіздеу жұмыстары зерттеу барысында жүргізілді.

Шпурларды пайдалану коэффициенті (ШПК) дегеніміз забойдың бір жарылыстан соң алға жылжуының, шпурдың орташа тереңдігіне қатынасын айтамыз [1, 2].

Жарылғыш заттар (ЖЗ) - бұл тау-кен қазбаларын өту және басқа да тау-кен жұмыстары кезінде тау жыныстары массивтерін бұзу үшін қолданылатын құрал.

*Жұмыстың басты мақсаты:* Жерасты тау-кен қазбаларын қазу кезінде қазба забойында орналасатын шпурлардың 3 схемасын салыстыру, негіздеу және бағалау арқылы қазба өту жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру.

**Материалдар мен әдістер.** «Nova Цинк» ЖШС Қарағанды облысының Шет ауданында Қарағанды қаласынан 230 км және Балқаш қаласынан 130 км қашықтықта орналасқан. «Nova Цинк» ЖШС құрамындағы Ақжал кеніші мырыш-қорғасын кендерін өндіруді жүргізеді [3].

Массивтен таужынысын жарылғыш заттардың жарылыс әсерімен қопару процесі өте күрделі процестердің бірі болып келеді. Оның ағымы мен соңғы нәтижелері массивтің табиғи қасиеттерімен, жарылғыш заттардың жарылғыш түрлену сипаттамасымен және жарылыс өнімдерінің қоршаған ортамен механикалық әрекеттесуімен анықталады. Олардың ішіндегі ең маңыздыларын анықтау үшін таужыныстары мен массивтің физика-механикалық қасиеттері, әсер етуші күштердің сипаттамалары және олардың өзара әрекеттесу шарттары туралы нақты түсінік болуы керек [1-3].

Ақжал кен алаңында мұндай төрт кен сілемі (кен денесі) бар. Олардың үшеуі Батыс учаскеде, біреуі Шығыста орналасқан. Кварцты диоритті порфириттер, габбро-диоритті порфириттер, монзонит-порфириттер басым болып келеді. Кенорының кен сілемінде негізінен, кеннің түзілуі бойынша қорғасын-мырыш типті болып келеді [3].

Кен орнында интрузивті жыныстар кең таралған. Таужыныстарының негізгі түрлері келесі беріктік коэффициенттерімен сипатталады: диорит-порфирит, күмбезді әктас - 8-10, мәрмәр әктас - 10-12, ашық сұр ірі түйіршікті әктас - 10-14, сұрланған әктас - 14-16. 2009 жылы бұрғылау арқылы барлау жұмыстарындағы берілген материалдарға сәйкес кендер мен негізгі жыныстардағы бос кремнеземнің мөлшері 0,43-6,02%, ауадағы шаң мөлшері 4 мг/м<sup>3</sup> құрайды. Негізгі жыныстардың орташа тығыздығы 2,74 г/см<sup>3</sup>, массалық тығыздығы 2,69 г/см<sup>3</sup>. Таужыныстарының қопсыту коэффициенті 1,5. Массивтегі күкірт мөлшері 13%-ға жетеді, кендер мен тау жыныстары өздігінен жануға бейім емес, кен орны – өртке қауіпті емес [3].

Тау-кен қазбаларын өту жұмыстары кезінде келесідей арнайы бағдарламалар қолданылды. Атап айтқанда Netpromine, Hollset, Surgras атты жобалау бағдарламалары пайдаланылды. Жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстары кезінде патрондалған жарылғыш зат (ЖЗ) Аммонит 6 ЖВ, түйіршіктелген Гранулит А6 және жарылғыш затты электрсіз қоздыру технологиясы қолданылды. Сондай-ақ, қазба забойын бұрғылау үшін Boomer 104 бұрғылау кешені, ЗП-2 оқтағыш машинкасы және т.б. жабдықтар пайдаланылып, тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының параметрлерін оңтайландырылды.

**Зерттеу нәтижелері мен талқылау.** Бұрғылау-жару жұмыстарының тиімділігі әртүрлі факторларға байланысты болатындығы анықталды, атап айтатын болсақ, олар: тау-кен массасының физико-механикалық қасиеттері; жарылғыш заттың түрі мен шығыны; шпурлардың параметрлері; оқтамдардың (зарядтардың) құрылымы мен оны қоздыру технологиясы; шпурлардың орналасу сұлбасы мен зарядтардың жарылу реті; бұрғылау қондырғысы; бұрғылау-жару жұмыстарын дұрыс ұйымдастыру.

Шпурлар забойда орналасуына және атқаратын қызметтеріне байланысты үш түрге бөледі: үңгіме, қопарғыш және жиектеуші [1, 3]. Зерттеу жұмыстары нәтижесінде үңгімелік шпурларды, қазба забойына орналасуы призмалық-ромб сұлбасында негізделді және ол 1-суретте келтірілді.

Жарылғыш заттың (ЖЗ) нақтылы шығыны келесідей формула арқылы анықталады:

$$q = q_n f_0 j e K_d, \text{ кг/м}^3,$$

мұнда  $q_n$  – ЖЗ стандартты жағдайдағы нақты шығыны;  $f_0$  – таужыныстарының құрылымдық коэффициентті  $f_0=2$ ;  $j$  – таужыныстарының қысу коэффициенті.  $6,5/\sqrt{S_{вч}}$ ,  $S_{вч}$  – тау-кен қазбаларының өтудегі ауданы;  $e$  – ЖЗ жұмысқа қабілеттілік коэффициентті;  $K_d$  – патронның (заряд) диаметрінің ескеретін коэффициент.

Жарылыс жұмыстарына кететін жалпы ЖЗ мөлшері келесі формула арқылы анықталады:

$$Q_{вв} = S_{вч} l_{ш} \eta \eta, \text{ кг},$$

мұнда  $l_{ш}$  – шпурдың тереңдігі, м,  $\eta$  – шпурларды пайдалану коэффициенті.

Бір шпурға кететін заряд мөлшері келесі формула көмегімен анықталды:

$$Q_3 = \frac{l_{ш} \cdot a}{l_n} q_n, \text{ кг},$$



мұнда  $l_n$  - ЖЗ оқшанының ұзындығы, м;  $q_n$  - ЖЗ оқшанының салмағы, кг/м<sup>3</sup>;  $a$  - шпурдың жарылғыш заттармен толуын ескеретін коэффициенті.

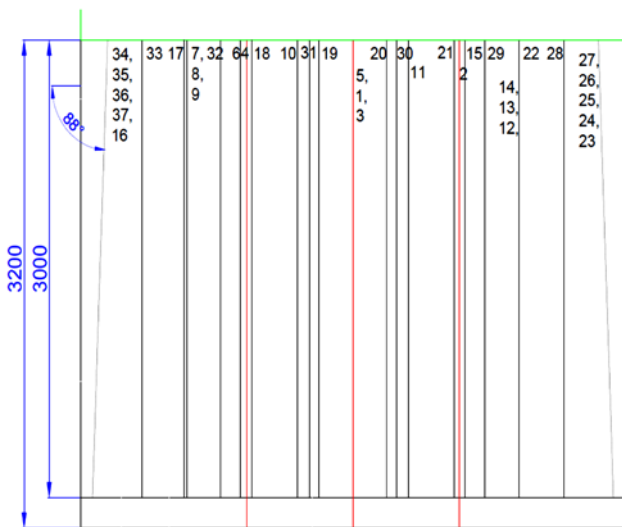
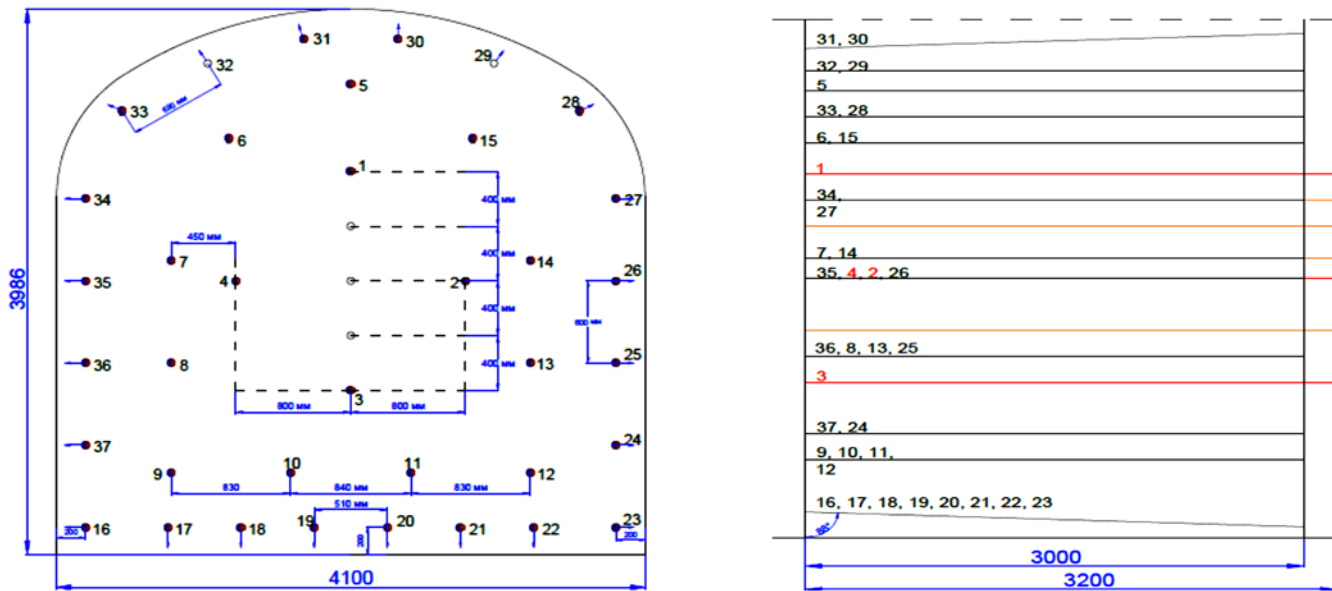
Заряд құрылымы шпурда орналасатын ЖЗ, зарядтағы (патрон) қоздырушының орналасуы, тереңдігі мен тығын түрі арқылы анықталынды. Заряд құрылымы сұлбасы 2-суретте келтірілді.

Шпурларды толтыру коэффициенті келесі формула арқылы анықталды  $K_{зш}$ :

$$K_{зш} = \frac{l_3}{l_{ш}}$$

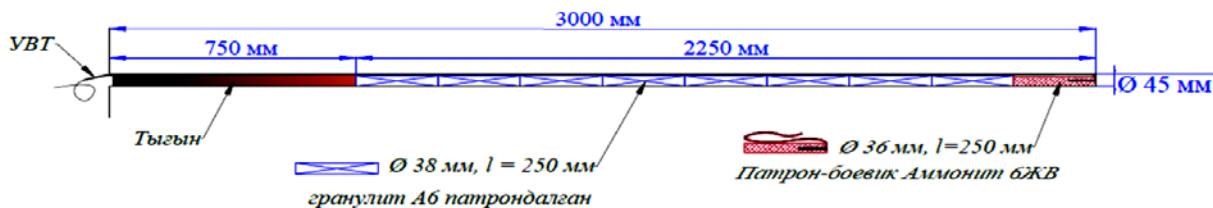
мұнда  $l_3$  - шпурдағы заряд тереңдігі, м.

Масштаб 1:40



Сурет 1 – Шпурлардың орналасуы

Масштаб 1:20



Сурет 2 – Заряд құрылымы

Жарылыс жұмыстарына қажетті шпурлар мөлшерін келесі формула арқылы анықталды:

$$N = \frac{1,27qS_{вч}}{(\Delta d^2 k_3)},$$

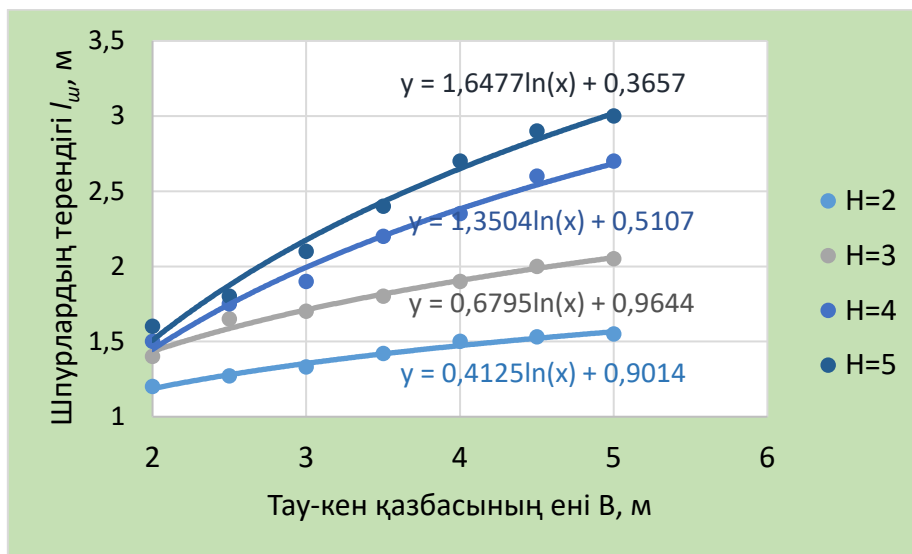
мұнда  $\Delta$  – шпурдағы немесе патрондағы ЖЗ тығыздығы, кг/м<sup>3</sup>; d- ЖЗ патронның диаметрі немесе патрондалмаған ЖЗ шпурдың, м; k<sub>3</sub>- шпурларды толтыру коэффициенті.

Компенсациялық шпурлар санын келесі формула көмегімен анықталды:

$$N_{\text{комп}} = \frac{(\eta \cdot l_{\text{ш}}/A)}{(V_0)}, \text{ дана,}$$

мұнда A - масштабты ескеретін коэффициент, A=9,35;

Шпурдың тереңдігі бұрғылау кешенінің таңдауда қазба өту жұмыстарының ұзақтығы, еңбек көлемі, жылдамдығы, тау-кен қазбаларын өтудегі құны анықталынды және шпурдың тереңдігі келесі 3-сурет графигінде келтірілді.



Сурет 3 – Шпур тереңдігінің қазбаның еніне байланысты тәуелділігі

Осыған қарамастан, шпурлардың тереңдігі, ең алдымен, тау-кен өтудің белгілі бір жылдамдығын қамтамасыз ету шартынан белгіленеді:

$$l_{\text{ш}} = \frac{L}{Nin_{\text{см}}n_{\text{ц}}\eta}, \text{ м,}$$

мұнда L – тау-кен қазбасының ұзындығы, м; N- айдағы жұмыс күнінің саны, күн.; i – тау-кен қазбаларын өтудегі қажетті уақыт, ай; n<sub>см</sub> –тәулігіне жұмыс ауысымдарының саны, дана.; n<sub>ц</sub> – ауысымдағы циклдар саны, дана.; η – шпурларды пайдалану коэффициенті.

Қысқа қарысу сызығы (л.н.с):

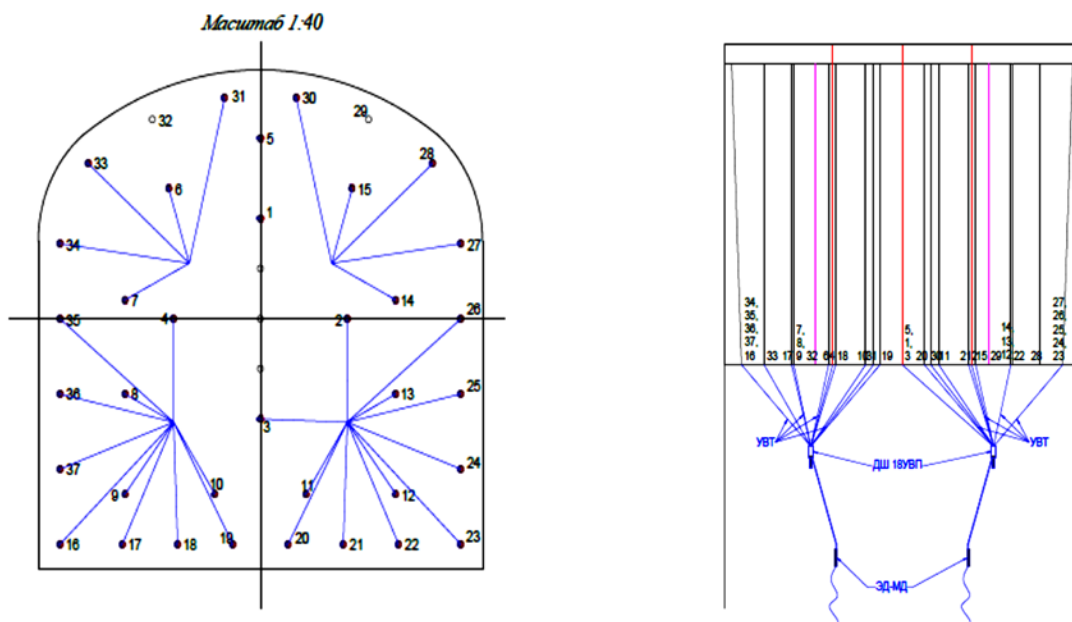
$$W = [p/(qm)]^{1/2}, \text{ м,}$$

Жарылыстан кейін қазбаның алға жылжу мөлшерін келесі формула арқылы анықталды:

$$l_y = l_{\text{ш}} \cdot \eta, \text{ м,}$$

Қоздыру технология ретінде электрлі емес қоздыру технологиясы қолданылды. Электрсізтолқынды қоздыру(НСВ) - бұл дүмпіткіш капсуль мен соққы-толқынды түтікше (СТТ) негізіндегі қоздыру жүйесі болып табылады, ал есептеулер [1, 2] арқылы жүргізілді.

Тау-кен қазбасын өтудегі бұрғылап-жару жұмыстарының монтаждау сұлбасы 4-суретте келтірілді.



Сурет 4 – Шпур оқтамдарын монтаждау сұлбасы

Алынған есептеулер нәтижесі бойынша бұрғылап жару жұмыстарының паспорты құрастырылды. Бұрғылау-жару жұмыстарының көрсеткіштері 1.1-кестеде келтірілді.

Кесте 1.1 – Бұрғылау-жару жұмыстарының көрсеткіштері

| Шпурлар мөлшері, дана  |        |                         |  |  | Шпурдың тереңдігі, м                        |          |          |           | Шпурлар-дың қосындысы, м | Шпурдың диаметрі мм.                                      |         |                          | Үңгіме түрі    | Желдету уақыты, мин |
|------------------------|--------|-------------------------|--|--|---|----------|----------|-----------|--------------------------|---|---------|--------------------------|----------------|---------------------|
| Компенсация-лық        | Үңгіме | Қопарушы                | Жиектеуші                                      | Барлығы  | Компенсация-лық үңгіме                      | Үңгіме   | Қопарушы | Жиектеуші | 121,4                    | Компенсация-лық   | Үңгіме  | Қопару-шы және жиектеуші | Призмалық-ромб | 30                  |
| 3                      | 4      | 11                      | 22   | 37+3   | 3,2   | 3,2      | 3        | 3         |                          | 45  | 45      | 45                       |                |                     |
| Оттілменің ұзындығы, м | ШПК    | Циклдағы алға жылжуы, м | Циклдағы жалпы тау-кен массасы, м <sup>3</sup> | 1 м <sup>3</sup> тау массасына арналған ишурометр, иш.м. | 1 м <sup>3</sup> үшін ЖМ шығыны тау массасы |          |          |           |                          | Электрліксіз қоздыру технологиясының кешіктіру уақыты, мс |         |                          |                |                     |
|                        |        |                         |  |  | ЖЗ, кг                                      | НСВ, ишт | ДШ, м    | ЭД, дана  | Оттілге, м               | Сым ВП 2x0,7 мм, м  | Үңгіме  | Қопарушы                 | Жиектеуші      |                     |
| 5                      | 0,9    | 2,55                    | 38,25  | 3,17   | 2,83  | 0,9      | 0,4      | 00,5      | 40,6                     | 2,1   | 700 - 0 | 800 - 10                 | 1000 - 20      |                     |

| ЖЗ атауы    | Шпурдағы заряд мөлшері, кг |          |           | Забойдағы ЖЗ мөлшері, кг | Аз зарядтау мөлшері, м                                |       |          |           | ЖМ циклына шығыны |       |          |            | Сым ВП 2x0,<br>7мм, м |
|-------------|----------------------------|----------|-----------|--------------------------|---|-------|----------|-----------|-------------------|-------|----------|------------|-----------------------|
|             | Үңіме                      | Қопарушы | Жиектеуші |                          | Компенсация-лық үңгімелік шпурлар                     | Үңіме | Қопарушы | Жиектеуші | НСВ, дана         | ДШ, м | ЭД, дана | Отплате, м |                       |
| Гранулит А6 | 2,6                        | 30,8     | 56        | 99,4                     | -   | 1     | 1        | 1         | 35                | 15    | 2        | 175        | 80                    |
| Аммонит 6ЖВ | 1                          | 2,75     | 5         | 8,75                     | -   | -     | -        | -         | -                 | -     | -        | -          | -                     |
| Барлығы     | 13,6                       | 33,5     | 61        | 108,15                   | 1. Тау-кен қазбасының таза ауданы - 15 м <sup>2</sup> |       |          |           |                   |       |          |            |                       |
|             |                            |          |           |                          | 2. Таужынысының беріктігі - f = 15                    |       |          |           |                   |       |          |            |                       |
|             |                            |          |           |                          | 3. Бұрғылау кешені - Boomer 104                       |       |          |           |                   |       |          |            |                       |

**Қорытынды.** «Ақжал» кенішінің тау-кен геологиялық, тау-кен техникалық және гидрогеологиялық т.б. шарттарын ескере отырып, жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылап-жару жұрыстарының көмегімен өту жұмыстарының параметрлері есептеліп оңтайландырылды.

Зерттеу жұмыстары нәтижесінде, тау-кен қазбаларын өтудегі шпурларды пайдалану коэффициенті 0,93 шамасына дейін жоғарылады. Гранулит А6, Аммонит 6ЖВ жарылғыш заттары, Boomer 104 бұрғылау кешені, электрсіз қоздыру жүйелері және т.б. технологияларды пайдалана отырып, қазба өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштері жақсаратындығы, тау-кен қазбаларын өтуде қазба өтуші жұмыскерлердің еңбек қауіпсіздігі жоғарылап, қауіпті факторлардың азаятындығы анықталды.

#### ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 Қазақстан Республикасы Төтенше жағдайлар министрлігі бекіткен «Жарылыс жұмыстары кезіндегі бірыңғай өнеркәсіптік қауіпсіздік ережесі». Астана, МЧС РК РГП ННИЦ, 2008. -448б.
- 2 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник/ – Алматы, 2012. – 822 с.
- 3 Проект промышленной разработки запасов месторождения «Ақжал» подземным способом. Часть: геологическая, гидрогеологическая технологическая (горная и горно-механическая). КазГипроцветмет, том 2, Книга 1. Пояснительная записка, Усть-Каменогорск, 2013. – 132 с.

УДК 622

#### ПРОЦЕССНЫЙ ПОДХОД В КАЧЕСТВЕ ЭФФЕКТИВНОГО ИНСТРУМЕНТА ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ

С. Ж. Галиев<sup>1</sup>, Н.Е Аксаналиев<sup>2</sup>, Е. А. Шабельников<sup>1</sup>, Г.К. Баймухаметова<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела им. Д.А.Кунаева РГП «НЦ КПМС» МПUC РК, г. Алматы, Казахстан

<sup>2</sup> Satbaev University, г. Алматы, Казахстан

Современные вызовы экономики требуют повышения эффективности ведения промышленного производства, чего можно достичь, в том числе, на основе применения процессного подхода. Применительно к открытым горным работам, это в управлении производительностью сложных и крупномасштабных горнотехнических систем. Одной из особенностей такого рода систем является наличие карьерного транспорта, который являясь связующим звеном в общем технологическом процессе, представляет собой динамичную подсистему, одну из наиболее трудоёмких и дорогих в горнотранспортном процессе.

Мировая практика в рамках развития цифровой экономики показывает, что система управления, построенная на принципах процессного подхода, является более эффективной и обладает достаточно большим потенциалом повышения экономической эффективности и снижения себестоимости горнотранспортных работ за счёт повышения качества взаимодействия всех элементов и подсистем горнотехнической системы. Сравняя процессный подход в управлении предприятием с другими методами, стоит выделить следующие его преимущества, как ликвидация убыточных процессов, ориентация на качественное исполнение каждого процесса, непрерывность процесса

## СОДЕРЖАНИЕ

### ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

*М.М. Бегентаев*

ПОДГОТОВКА КАДРОВ ДЛЯ МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОГО МЕГАКОМПЛЕКСА..... 5

*А.А. Жарменов*

РЕФОРМИРОВАНИЕ НАУКИ КАК ДЕЙСТВЕННЫЙ ИНСТРУМЕНТ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ..... 6

*Carsten Drebenstedt*

SPACE RESOURCES - ON THE FUTURE OF RAW MATERIAL MINING AND PROCESSING ON OTHER CELESTIAL BODIES..... 9

*Atac BASCETIN, Deniz ADIGUZEL, Serkan TUYLU*

MINIMIZING OF CO<sub>2</sub> EMISSIONS IN THE PRODUCTION OF MINERAL RESOURCES..... 19

*К.Ч. Кожогулов, Ж.М. Ганиев, Б.К. Кожогулов, М.К. Тишуров*

БЕЗВЗРЫВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЫРГЫЗСТАНА..... 25

*Т.М. Муханов, А.Б. Итжанова*

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГМК, РАЗВИТИЕ ЦИФРОВИЗАЦИИ, АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ..... 28

*Б. Ракишев*

МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ МЕГАКОМПЛЕКС – ФУНДАМЕНТ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ СТРАНЫ..... 31

*Б.Р. Раимжанов, Ф.Я. Умаров*

СОВРЕМЕННЫЙ ВЗГЛЯД К ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ..... 35

*С.Ж. Галиев, Е.Т. Утешов, Д.А. Галиев, Е.Е. Сарсенбаев, А.Т. Текенова*

ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ КОМПЛЕКСНОГО ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АУДИТА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ..... 38

*Б. А. Оринбаев, Б.Ш. Акрамов, О.Ф. Хайитов, С.Э. Маллаев, А.И. Гадоев*

ДОРАЗВЕДКА ГАЗОВЫХ И ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УСТЮРТСКОГО РЕГИОНА В ПРОЦЕССЕ ИХ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ..... 42

*Н.А. Немова, Р.А. Мусин*

СОЗДАНИЕ БАЗЫ ДАННЫХ ТЕХНОГЕННО-НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ НА ОСНОВЕ ПОЛУЧЕНИЯ И ИНТЕРПРЕТАЦИИ ГЕОПРОСТРАНСТВЕННЫХ ДАННЫХ С ЦЕЛЬЮ ПОСТРОЕНИЯ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ..... 51

*А.В. Резник, Ж.М. Асанова*

ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В РУСЛАХ РЕК..... 54

### СЕКЦИЯ 1. НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГЕОЛОГИИ И ГИДРОГЕОЛОГИИ

*К.М. Джаксымуратов, А.Б. Абубакиров, Д.К. Жумамуратов, Г.Ж. Жумабаева, А.П. Акимова*

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВОД КАРАКАЛПАКСКОГО УСТЮРТА..... 58

*М.К. Турапов, Н.Ш. Туляганова, Б.О. Жонибеков, Ш.Д. Рахматуллаева*

РОЛЬ РЕГИОНАЛЬНЫХ РАЗЛОМОВ В ФОРМИРОВАНИИ И РАЗМЕЩЕНИИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА..... 60

*Ш.Д. Рахматуллаева, М.К. Турапов, Н.Ш. Туляганова*

К ВОПРОСУ О РОЛИ СТРУКТУР В РАЗМЕЩЕНИИ ЭНДОГЕННОГО ОРУДЕНЕНИЯ..... 65

*Н.Д. Муратов, Б.Н. Джаббаров*

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН НА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПЕСЧАНИКОВОГО ТИПА..... 69

*А.Х. Агзамов, С.А. Аббасова, О.П. Матниязов, С.А. Агзамова*

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРЫВА ПЛАСТА ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УГЛЕВОДОРОДОВ С НИЗКОПРОНИЦАЕМЫМИ КОЛЛЕКТОРАМИ..... 73

*С.А. Аббасова*

МЕТОД АДАПТАЦИИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ОТСУТСТВИЯ ИНФОРМАЦИИ ПО ДОБЫЧЕ ГАЗА..... 78

*А.Х. Агзамов, С.А. Аббасова, С.А. Агзамова, О.У. Раззаков, Л.Н. Насимхонов*

АНАЛИЗ ПРИЧИН НИЗКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ НЕФТЕГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЮЖНЫЙ КЕМАЧИ..... 81

*Ж.С. Кенжетеев, Қ.С. Тогъзов, Б.Т. Алтайбаев, Ж.К. Айтжанов*

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК НА СКВАЖИНАХ С НИЗКОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ РУД..... 85

*О.Т. Зокиров, Д.М. Илясова, Э.Э. Тынчерова*

КОСМОСТРУКТУРНЫЕ ОБЪЕКТЫ КАРАТЮБЕ-ЧАКИЛКАЛЯНСКИХ ГОР..... 90

|  |     |
|--|-----|
| <b>А.Б. Жумагулов, М.Н. Жураев, С.Б. Гаибназаров</b><br>ВЗАИМООТНОШЕНИЕ ЗОЛОТОГО И ВОЛЬФРАМОГО ОРУДЕНЕНИЯ В МЕТАСОМАТИТАХ<br>(СКАРНАХ) ВЕРХНЕГО ЯРУСА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЯХТОН.....   | 91  |
| <b>Т.С. Ибьрханов</b><br>ОБЕСПЕЧЕНИЕ ТРЕБУЕМОГО КАЧЕСТВА ОТГРУЖАЕМОЙ РУДЫ ПРИ ПРИМЕШИВАНИИ<br>НЕКОНДИЦИОННОГО СЛОЯ С ОПТИМАЛЬНЫМИ ПАРАМЕТРАМИ.....   | 95  |
| <b>Б.Х. Хайдаров, У.А. Нажмиддинов, М.Т. Каримова</b><br>НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗУЧЕНИЯ СВЯЗИ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ С<br>НАБЛЮДЕННЫМИ АНОМАЛЬНЫМИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫМИ ЯВЛЕНИЯМИ.....  | 97  |
| <b>М.А. Мирусманов, Д.Х. Асабаев, К.Х. Адилханов</b><br>КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МАГНЕЗИАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЗАПАДНОГО<br>УЗБЕКИСТАНА.....   | 99  |
| <b>О.М. Юнусова, Б.О. Жанибеков, Л.Н. Мейлиев, С.Б. Мусурманкулов</b><br>ОБЩАЯ ГЕОФИЗИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГЛУБИННОГО СТРОЕНИЯ<br>КОНЦЕНТРИЧЕСКИХ СТРУКТУР ВОСТОЧНОГО УЗБЕКИСТАНА.....  | 103 |
| <b>М.В. Абдунабиева, Б.О. Жанибеков, С.Б. Мусурманкулов, Л.Н. Мейлиев</b><br>МИНЕРАЛОГ-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ<br>РУДОПРОЯВЛЕНИЯ ЗЕНГИБОБО.....   | 106 |
| <b>Ж.Р. Князбаева, Р.Ш. Насыров, В.В. Мельник</b><br>УКРЕПЛЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ<br>МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ ЕГО СОСТОЯНИЯ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОХОДКИ<br>ВЕРТИКАЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ..... | 110 |
| <b>И.Ю. Сохибов</b><br>ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И ОТКОСОВ УСТУПОВ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ И<br>ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИХ НА СОСТОЯНИЯ РАВНОВЕСИЯ МАССИВОВ.....  | 113 |
| <b>И.Ю. Сохибов</b><br>ОСНОВНЫЕ ТЕКТОНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРЫ АНГРЕНСКОГО РАЗРЕЗА.....   | 115 |
| <b>С.Т. Содиков, А.А. Юсупов</b><br>МИНЕРАЛОГ-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ<br>ЧИНАРСАЙ.....   | 116 |
| <b>С.Т. Содиков А.А. Юсупов</b><br>ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДИКИ РАДИВОЛНОВОЙ ГЕОИНТРОСКОПИИ ПРИ ПОИСКАХ, РАЗВЕДКЕ<br>И ОЦЕНКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА.....   | 118 |
| <b>М.А. Мирусманов, З.Х. Хайдаров, С.Т. Садиков</b><br>Au/Ag ОТНОШЕНИЕ КАК ПРИЗНАК ЗОНАЛЬНОСТИ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ РУДНОЙ ЗОНЫ<br>№2 ОКЖЕТПЕССКОГО РУДНОГО ПОЛЯ.....   | 119 |
| <b>Б.О. Жанибеков, С.Б. Мусурманкулов, Л.Н. Мейлиев, Х.К. Тошниёзов</b><br>ОКОЛОЖИЛЬНЫЙ МЕТАСОМАТОЗ, ПРОЯВЛЕННЫЙ НА СУЛТАНБОБО-ЯНТАКЛИНСКОЙ<br>ПЛОЩАДИ.....  | 121 |
| <b>Х.К. Тошниёзов, Б.О. Жанибеков</b><br>ИСТОРИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИЗУЧЕННОСТИ РАЙОНА ИЗВЕСТНЯЧНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ<br>БЕШБУЛОК.....   | 125 |
| <b>Х.К. Тошниёзов</b><br>ГЕОЛОГИЯ РАЙОНА ИЗВЕСТНЯНИКА БЕШБУЛОКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....   | 127 |
| <b>Л.Н. Мейлиев, Б.О. Жанибеков, С.Б. Мусурманкулов, Х.К. Тошниёзов</b><br>ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАРЖАНБУЛАК.   | 130 |
| <b>С.Б. Мусурманкулов, С.Т. Содиков, Л.Н. Мейлиев, Х.К. Тошниёзов</b><br>ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ПОЗИЦИИ КАК ПОИСКОВЫЕ КРИТЕРИИ (НА ПРИМЕРЕ<br>ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ) .....  | 133 |
| <b>Х.А. Файзиев</b><br>ИННОВАЦИИ В ГЕОЛОГИЧЕСКОМ И ГЕОМОРФОЛОГИЧЕСКОМ ИССЛЕДОВАНИИ:<br>ОТКРЫТИЯ И ПРОГНОЗЫ.....  | 134 |
| <b>Ш.С. Ботиров, Р.М. Шодиев</b><br>ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА РАБОТ И УЧАСТКА ЮЖНЫЙ<br>МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖЕРДАНАК.....  | 135 |
| <b>М.И. Эргашова, А.Н. Абдуазимходжаев</b><br>ДОМЕЗОЗОЙСКИЕ ОБРАЗОВАНИЯ ЗАПАДНОЙ ЧАСТИ ЗАРАВШАНСКОЙ ВПАДИНЫ С<br>ПРОЯВЛЕНИЕМ НЕФТЕГАЗАНОСНОСТИ И ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....  | 138 |

## СЕКЦИЯ 2. ЭКОНОМИЧНЫЕ И ЭКОЛОГИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

|  |     |
|--|-----|
| <i>Н. Жалгасулы, А.А. Исмаилова, У.А. Бектибаев, О.А. Исмаилова</i><br>ЗАКОНОМЕРНОСТИ РЕАБИЛИТАЦИИ ОСТАТОЧНЫХ РАСТВОРОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ.....  | 140 |
| <i>В.А. Кунаев</i><br>ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ ДОРОЖНО-СТРОИТЕЛЬНОГО ШЛАКОВОГО ЩЕБНЯ В ЦЕЛЯХ ЭКОНОМИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.....                                 | 144 |
| <i>З.Ж. Абдрашева, Т.К. Исабек, А.М. Габитова, А.И. Ананин, З.К. Тунгушбаева</i><br>МЕТАЛЛУРГИЯ ҚАЛДЫҚТАРЫН ҚОЛДАНУ НЕГІЗІНДЕ ЖЕР АСТЫ КЕҢІСТІГІН ТОЛТЫРМАЛАУҒА АРНАЛҒАН ТОЛТЫРЫМ ҚОСПАЛАРЫ..... | 148 |
| <i>Т.М. Елтаев</i><br>ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ЕГО АВТОМАТИЗАЦИЯ.....                                     | 153 |
| <i>И.П. Бибик, Ш.А. Очиллов, С.С. Норинов, С.М. Раимкулова, А.Н. Караманов</i><br>ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ.....                       | 157 |
| <i>М.Т. Алиева, Г.А. Ikhtiyarova</i><br>SORPTION OF INTERMEDIATE METAL IONS ONTO BENTONITE MODIFIED WITH CHITOSAN.....   | 161 |
| <i>М.О. Косимов, Т.И. Шакаров, У.Т. Тоштемуров</i><br>СНИЖЕНИЕ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ.....   | 163 |
| <i>У.Т. Тоштемуров, М.О. Косимов, Т.И. Шакаров</i><br>НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ АНКЕРНОЙ КРЕПИ.....                            | 165 |
| <i>А.Б. Сайдуллаев, Е.Қ. Талқанбаев, Б.Б. Жумадилдаев</i><br>АШЫҚ ТАУ-КЕН ӨНДІРІСІНДЕ ДАЙЫНДАЛҒАН ҚОРЛАРДЫҢ НОРМАТИВТЕРІН НАҚТЫЛАУ.....  | 167 |
| <i>V.F. Demin, B.R. Rakishev, I.D. Arystan, A.M. Zakharov, Y.A. Abeuov</i><br>APPLICATION OF ANCHORING TECHNOLOGY TO REDUCE SOIL HEAVENING IN WORKINGS.....                                      | 170 |
| <i>З.С. Юлдашматова</i><br>АНАЛИЗ ИСТОЧНИКОВ ВРЕДНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА И ПУТИ ИХ УМЕНЬШЕНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ.....  | 174 |
| <i>А.К. Мамбетов, Ш.Ш. Хайруллоев, Д.Н. Иброхимов</i><br>ВАРИАНТ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АКТИВНОЙ ЗАБОЙКИ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН ДЛЯ УМЕНЬШЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ПЫЛИ.....   | 176 |
| <i>Н.Н. Смагулов, Д.Р. Галимжанов, С.Д. Уланов</i><br>ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КВАРЦА ОБУХОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАК ТОВАРНОГО ПРОДУКТА НА СОВРЕМЕННОМ РЫНКЕ.....  | 177 |
| <i>М.А. Исраилов, Д.Р. Махмудов, В.Н. Баротов</i><br>ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ УВЛАЖНЕНИЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА КАК СРЕДСТВО БОРЬБЫ С ПОЖАРАМИ, ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЕМ И ПОНИЖЕНИЯ КРЕПОСТИ УГЛЯ.....                  | 180 |
| <i>У.Ф. Насиров, Ш.Ш. Заиров, Л.О. Шарипов, А.У. Фатхиддинов</i><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ ЗОН ДЕФОРМАЦИИ ПО ВЫСОТЕ УСТУПА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ГЛУБИНЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ЩЕЛИ.....           | 182 |
| <i>V.E. Kislyakov, P.V. Katyshev, N.A. Tsimbalyuk</i><br>TECHNOLOGY OF SOLID MINERALS EXTRACTION ON THE ARCTIC SHELF.....  | 184 |
| <i>Н.К. Джулибеков, А.Ш. Ашуров</i><br>РАССМОТРЕНИЕ ВОПРОСА УЛУЧШЕНИЯ ЛОГИСТИЧЕСКИХ СВЯЗЕЙ БЕЗ ВЫХОДА К ВОДНЫМ ПУТЯМ В РАЗВИВАЮЩИХСЯ СТРАНАХ НА ПРИМЕРЕ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН.....               | 186 |
| <i>S.P. Kim, S. Murtazin, V.F. Demin, A.M. Zakharov, T.V. Demina</i><br>TECHNICAL AND ECONOMIC ASSESSMENT OF THE FEASIBILITY OF USING VARIOUS TYPES OF TRANSPORT FOR OVERBACK ROCK.....          | 188 |
| <i>Д.Р. Махмудов, М.А. Исраилов, Ш.А. Очиллов, Ж.М. Бекпулатов, С.С.Норинов</i><br>МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВЫСОКОГО УСТУПА ПРИ ДЕЙСТВИИ СИЛЫ ТЯЖЕСТИ.....            | 190 |
| <i>Я.Е. Линьков, В.Е. Кисляков, П.В. Катышев</i><br>ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ КОНТИНЕНТАЛЬНОГО ШЕЛЬФА АВТОНОМНЫЕ ПОДВОДНЫЕ ДОБЫЧНЫЕ КОМПЛЕКСЫ В УСЛОВИЯХ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР.....     | 193 |

|   |     |
|---|-----|
| <b>Б.О. Отажонов, А.В. Рахимов, Ж.Ф. Юнусов</b><br>МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЖИМА РАБОТЫ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКИ ШАХТ.....   | 195 |
| <b>Е.М. Мейрам, А.И. Полчин, Ж.К. Богжанова, Р.К. Камаров</b><br>ПОВЫШЕНИЕ ГАЗООТДАЧИ ПОДЗЕМНЫХ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ.....  | 197 |
| <b>А.В. Рахимов, Б.О. Отажонов, Ж.Ф. Юнусов</b><br>ЗАЩИТА ТЯГОВЫХ СЕТЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ОТ ЗАМЫКАНИЙ НА ЗЕМЛЮ.....   | 199 |
| <b>С.С. Құлнияз, М. Рабатұлы, С.Б. Лысенко, А.Е. Баймаганбетов</b><br>АШЫҚ ТАУ-КЕН ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ТИІМДІЛІГІН АРТТЫРУ.....  | 202 |
| <b>Ф.Я. Умаров, А.У. Фатхиддинов, Б.А. Гаибназаров, Д.Ф. Уралбоева</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА НА НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....                        | 205 |
| <b>У.Ф. Насиров, Г.С. Нутфуллоев, Б.А. Гаибназаров, Д.Ф. Уралбоева</b><br>ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ В ОБВОДНЕННЫХ УСЛОВИЯХ.....   | 209 |
| <b>Ш.М. Шомуродов, Ж.Т. Солихов, И.И. Холмуротов</b><br>ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, ЕЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ.....   | 211 |
| <b>Ф.Т. Худойбердиев, Х.Ш. Тошпулатов</b><br>ОБОБЩЕНИЕ ТЕОРИЙ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ.....  | 213 |
| <b>Ф.Т. Худойбердиев, Х.Ш. Тошпулатов</b><br>ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД.....   | 214 |
| <b>Б.Р. Раимжанов, Т.Ж. Аннакулов, Ш.Ш. Заиров</b><br>ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ УСТУПОВ.....  | 216 |
| <b>Е.Д. Байгел</b><br>ПУТИ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИИ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ.....  | 221 |
| <b>В.Р. Кадиоров, Д.Р. Махмудов, А.Н. Казаков, Ш.А. Очилов, Х.Ю. Норова</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ.....                                     | 223 |
| <b>С.И. Аминжанова, И.К. Умарова, Г.К. Салижанова, Ж.М. Бекпулатов, К.Н. Сулаймонов</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОВ ЗОЛОТА В МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЁШЛИК-1.....                           | 226 |
| <b>И.Н. Марданов, Ф.Т. Худойбердиев</b><br>АНАЛИЗ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ И КОЛИЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫЧИ РУДЫ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В УСЛОВИЯХ ХАНДИЗИНСКОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ..... | 229 |
| <b>С.К. Молдабаев</b><br>ОСОБЕННОСТИ ОПТИМИЗАЦИИ КАЛЕНДАРНОГО ГРАФИКА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРУТОНАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ.....   | 232 |
| <b>С.К. Молдабаев</b><br>ПОВЫШЕНИЕ ПРЕСТИЖА ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПРОГРАММЫ «ГОРНАЯ ИНЖЕНЕРИЯ» В SATVAUEV UNIVERSITY.....   | 239 |
| <b>Р.Р. Рашидов, А.А. Тургунов</b><br>ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ДЛЯ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ПЫЛИ И ТУМАНОВ ИСПОЛЬЗУЯ СУХИЕ, МОКРЫЕ И ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ.....   | 243 |
| <b>И.Т. Мислибаев, Ш.М. Алимов</b><br>СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАЗДЕЛЬНОГО СПОСОБА ВОЗВЕДЕНИЯ ИСКУССТВЕННОГО ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА.....   | 247 |
| <b>Д.Д. Магавьянов</b><br>ОПТИМИЗАЦИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЦИФРОВЫХ ГЕОТЕХНИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ.....   | 250 |
| <b>Р.Л. Кожанбаев</b><br>РАСЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА.....  | 255 |
| <b>А.С. Турдалиева, Г.Н. Асылханова</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ВОДОУСТОЙЧИВОГО ВВ БЕЗ ПРИМЕНЕНИЯ НЕФТЕПРОДУКТА.....  | 258 |
| <b>М.А. Исраилов, Д.Р. Махмудов, И.И. Холмуротов, А.А. Каршибоев</b><br>ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОГО ВАРИАНТА ПРОВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ ТУННЕЛЕЙ.....                   | 261 |



|   |     |
|---|-----|
| <i>А.С. Молдабаев</i><br>ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ В<br>КОМБИНАЦИИ С КОНВЕЙЕРНЫМ ПОДЪЕМНИКОМ.....   | 264 |
| <i>А.А. Дияров, А.А. Шынызак, А.К. Оразмахан</i><br>ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ С САМООБРУШЕНИЕМ<br>РУДЫ ДЛЯ БЕЗОПАСНОГО И УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ ХРОМИТОВЫХ ЗАЛЕЖЕЙ<br>НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ «ШДНК».....          | 268 |
| <i>А.М. Габитова, Е.А. Абеуов, А.И. Ананин, З.К. Тунгушбаева, З.Ж. Абдрашева</i><br>ДОЛИННЫЙ КЕНОРНЫНДАҒЫ КАМЕРАЛЫҚ ҚАЗЫМДАУ ЖҮЙЕСІНІҢ ТҰРАҚТЫ<br>ПАРАМЕТРЛЕРІН НЕГІЗДЕУ.....   | 273 |
| <i>С.М.Турабджанов, Л.С. Рахимова, А.Х.Арипов</i><br>МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ХИМИЧЕСКОЙ, ТЕРМИЧЕСКОЙ СТАБИЛЬНОСТИ И<br>МЕХАНИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ БИОУГЛЯ.....   | 276 |
| <i>М.Ш. Бабаев, А.С. Хасанов, А.А. Саидахмедов</i><br>УТИЛИЗАЦИЯ ПРОДУКТОВ И ОТХОДОВ ГАЗООЧИСТКИ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА С<br>ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ.....   | 277 |
| <i>М.Ш. Бабаев, Б.Р. Вохидов, А.А. Саидахмедов</i><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ, ЗАБАЛАНСОВЫХ И<br>НИЗКОСОРТНЫХ ОТВАЛОВ АО “НГМК” .....   | 279 |
| <i>Б.Р. Вохидов, А.А. Саидахмедов, М.Ш. Бабаев</i><br>РАЗРАБОТКА СПОСОБА ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ<br>СЕЛЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ РАСТВОРЕНИЯ.....  | 280 |
| <i>Т.М. Алменов, Д.М. Шабаз, М.Е. Базархан</i><br>ЖЕРАСТЫ ТАУ-ҚАЗБАЛАРЫН ӨТУ КЕЗІНДЕГІ БҰРҒЫЛАУ-ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ<br>ПАРАМЕТРЛЕРІН ОҢТАЙЛАНДЫРУ .....   | 282 |
| <i>С.Ж. Галиев, Н.Е. Аксаналиев, Е.А. Шабельников, Г.К. Баймухаметова</i><br>ПРОЦЕССНЫЙ ПОДХОД В КАЧЕСТВЕ ЭФФЕКТИВНОГО ИНСТРУМЕНТА ПОВЫШЕНИЯ<br>ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА<br>ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ..... | 287 |
| <i>С.Б. Мирзажанова</i><br>ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ ОТХОДОВ.....   | 290 |
| <i>С. Карымсакулы, М.Н. Сандибеков</i><br>ЭКОНОМИЧНЫЕ И ЭКОЛОГИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....   | 291 |
| <i>Н.Б. Бахтыбаев, Р.Ж. Искаков, С.Е. Сүйінтаева</i><br>КЕННІҢ ӨЗДІГІНЕН ҚҰЛАУ ЖҮЙЕСІНІҢ ЕРЕКШЕЛІКТЕРІ ЖӘНЕ ӘЛЕМДЕГІ ҚОЛДАНУ<br>АЙМАҒЫ МЕН ПАЙДАЛАНУ ТӘЖІРИБЕЛЕРІ.....  | 297 |
| <i>Ш.Ш. Аликулов, К.Р. Шаропов</i><br>ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА КОЛЬМАТАЦИИ ПОРОД ПРИФИЛЬТРОВОЙ ЗОНЫ ПЛАСТА.....  | 298 |
| <i>В.И. Нифадьев, Н.М. Калинина</i><br>ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ НИЗКОПЛОТНЫХ ВВ НА РУДНЫХ<br>МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КЫРГЫЗСТАНА.....  | 299 |
| <i>А.А. Хасанов, У.А. Хасанов, У.Т. Тоштемуров</i><br>ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩЕГО ОТХОДЫ НА ТЕРРИТОРИИ<br>УЗБЕКИСТАНА.....   | 304 |
| <i>Н.Б. Бахтыбаев, Р.Ж. Искаков, С.Е. Сүйінтаева</i><br>ҚАБАТТЫҚ ҚҰЛАТУ ҚАЗУ ЖҮЙЕСІ ЖАҒДАЙЛАРЫНДА БҰРҒЫЛАП-АТТЫРУ<br>ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ЖЕТІЛДІРУ ТӘЖІРИБЕСІ.....   | 306 |
| <i>Н.М. Байжуманов, Б. Хусан, Е.Е. Даулетов, А. Серик</i><br>БОЗШАКӨЛ КЕН ОРНЫНЫҢ КАРЬЕРІНІҢ ЖАҒДАУЛАРЫ МЕН КЕМЕР ҚИЯБЕТТЕРІНІҢ<br>ТҰРАҚТЫЛЫҒЫН ЕСЕПТЕУДІҢ ГЕОТЕХНИКАЛЫҚ ӘДІСТЕРІН НЕГІЗДЕУ ЖӘНЕ БАҒАЛАУ.....                               | 307 |
| <i>Е.М. Байжуманов, Б. Хусан, Е.Е. Күшікбан</i><br>ИННОВАЦИОНАЛЫҚ ӘДІСТЕРДІ ПАЙДАЛАНА ОТЫРЫП КАРЬЕРЛЕРДЕГІ ЖАРЫЛЫС<br>ТЕХНОЛОГИЯСЫН ЖАҒҒЫРТУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРІН АНЫҚТАУ.....   | 311 |
| <i>Е.М. Байжуманов, Б. Хусан, Б.Б. Сабитов</i><br>АШЫҚ ТАУ КЕН ЖҰМЫСТАРЫН ӨНДЕУ ТЕРЕҢДІГІН АРТТЫРА ОТЫРЫП ТАУ ЖЫНЫСТАРЫ<br>МАССИВТЕРІНІҢ ГЕОМЕХАНИКАЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРЫН ЗЕРТТЕУДІҢ ҚАЗІРГІ<br>ЖАҒДАЙЫ.....                                      | 314 |
| <i>Л.Е. Тяп, Д.К. Ахметканов</i><br>ОПТИМИЗАЦИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПО<br>MICROMINE.....   | 317 |

|  |     |
|--|-----|
| <b>Б.З.Бобаракимов, Т.З.Абдурахманов, А.Х.Чегабаев, А.Н.Казаков</b><br>ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАТЯЖЕК ИЗ ПОЛИМЕРНОГО МАТЕРИАЛА ВМЕСТО<br>ТРАДИЦИОННЫХ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ЗАТЯЖЕК ДЛЯ ЗАТЯЖКИ МЕЖРАМНОГО<br>ПРОСТРАНСТВА.....                                     | 319 |
| <b>М.С. Саидова, С.Б. Мирзажанова, Г.Б. Бекназарова</b><br>КРАТКИЙ ОБЗОР СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ.....   | 321 |
| <b>D.R. Makhtudov, Y.T. Nurboboev</b><br>ANALYSIS OF ORE QUALITY INDICATORS.....   | 322 |
| <b>Е.Т. Абдрахман</b><br>АНАЛИЗ НЕСТАБИЛЬНОГО БЛОКА ПРИ ВЗРЫВНОЙ ВЫЕМКЕ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА<br>ГОРНЫХ ПОРОД ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА.....  | 324 |
| <b>Н.Ф. Агзыбаев</b><br>ӨРЛЕМЕЛЕРДІ ОҢТАЙЛЫ ӨРІ ҚАУІПСІЗ ӘДІСПЕН ЖҰРУ.....   | 327 |
| <b>Н.Ф. Агзыбаев</b><br>АШЫҚ ТАУ-КЕН ЖҰМЫСТАРЫНДАҒЫ КОНТУРЛЫҚ БҰРҒЫЛАП ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫН<br>ОҢТАЙЛАНДЫРУ.....  | 331 |
| <b>А.А. Орынбай, А.Е. Куттыбаев, А.Е. Алибаев, Н.М. Кожзахметова</b><br>ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННЫХ ПОРОД ШПУРОВОЙМИ<br>ЗАРЯДАМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЧИСЛЕННОГО МЕТОДА.....   | 334 |
| <b>СЕКЦИЯ 3. ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ПЕРВИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ<br/>ТВЕРДОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ</b>  |     |
| <b>А.У. Самадов, Р.М. Сидиков, Н.И. Носиров</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР.....   | 341 |
| <b>К. Санакулов, У.А. Эргашев</b><br>ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ<br>ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТЫХ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД АМАНТАЙСКОГО<br>РУДНОГО ПОЛЯ.....  | 346 |
| <b>А.З. Исагулов, Св.С. Квон, В.Ю. Куликов, Д.Р. Аубакиров</b><br>ПРИМЕНЕНИЕ НЕКОТОРЫХ УЛУЧШАЕМЫХ СТАЛЕЙ В КАЧЕСТВЕ ИЗНОСОСТОЙКИХ<br>МАТЕРИАЛОВ.....   | 347 |
| <b>А.З. Исагулов, М.К. Ибатов, С.С. Квон, В.Ю. Куликов, Д.Р. Аубакиров</b><br>ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МАРГАНЦЕВЫХ ОТХОДОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ КАЧЕСТВЕННЫХ<br>ОТЛИВОК ИЗ ИЗНОСОСТОЙКОГО ЧУГУНА.....   | 351 |
| <b>А.Б. Бегалинов, М.Р. Шаутинов, Т.М. Алменов, Б.К. Бектур, Н.Н. Смагулов</b><br>О НЕОБХОДИМОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЙ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ<br>ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТО (ТДЗ) В ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБЪЕКТАХ<br>КАЗАХСТАНА.....                         | 354 |
| <b>М.М. Yakubov, N.Y. Djumaeva, M.S. Maksudhodjaeva, O.M. Yokubov</b><br>RESEARCH OF THE SUBSTANTIAL COMPOSITION DURING PRIMARY PROCESSING OF SOLID<br>MINERAL RAW MATERIALS OF THE YOSHLIK-I DEPOSITS.....  | 359 |
| <b>А.М. Байтуреев, Ж.А. Ертаева, А.Т. Онлабекова, Г.Ж.Мақұлбек</b><br>МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ<br>ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ.....  | 363 |
| <b>А.М. Байтуреев, Ж.А. Ертаева, А.Т. Онлабекова, Г.Ж.Мақұлбек</b><br>МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ<br>СУШИЛЬНОГО АГЕНТА НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ СУШИЛЬНОГО БАРАБАНА СО<br>СМЕШАННЫМ РЕЖИМОМ ТЕРМООБРАБОТКИ (СБ-СРТ) .....      | 366 |
| <b>А.М. Байтуреев, Ж.А. Ертаева, А.Т. Онлабекова, Г.Ж. Мақұлбек</b><br>МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЧАСТОТЫ ВРАЩЕНИЯ<br>БАРАБАНА НА ВРЕМЯ ПРЕБЫВАНИЯ ГАЛИТАВ СУШИЛЬНОМ БАРАБАНЕ СО СМЕШАННЫМ<br>РЕЖИМОМ ТЕРМООБРАБОТКИ (СБ-СРТ) ..... | 369 |
| <b>У.З. Шарафутдинов, И.М. Ражаббоев, Ш.Ш. Юлдашев</b><br>РАСТВОРЕНИЕ УРАНОСОФАТНЫХ ОСАДКОВ В СЕРНОЙ КИСЛОТЕ С ПОСЛЕДУЮЩИМ<br>НАПРАВЛЕНИЕМ ПОЛУЧЕННЫХ РАСТВОРОВ В ПРОДУКТИВНЫЕ РАСТВОРЫ ПВ.....  | 372 |
| <b>Т.И. Шакаров, И. К. Матмусаев, Ш.Ш. Рустамов, А.А. Мухамедбаев</b><br>УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД МОФ-2 АО<br>«АЛМАЛЫКСКИЙ ГК».....  | 373 |
| <b>И.С. Ибрагимов, С.Б. Алланова</b><br>РУДОПОДГОТОВКА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....   | 374 |

|  |     |
|--|-----|
| <i>А.У. Самадов, Н.И. Носиров, Ж.У. Суяров</i><br>ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ПОДГОТОВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД К<br>ОБОГАЩЕНИЮ.....  | 376 |
| <i>Н.Н. Абдылдаев, Б.К. Кенжалиев, А.К. Койжанова, К.М. Смаилов,<br/>Д.Р. Магомедов, М.Б. Ерденова, Т.С. Омирбек</i><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ<br>ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД.....                       | 378 |
| <i>Э.Я. Ялгашев, Н.Ф. Исаева, М. Мансурова, А.А. Анненкова</i><br>СИНТЕЗ И ИССЛЕДОВАНИЕ АДСОРБЕНТОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОДЫ С ПОВЫШЕННЫМ<br>СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛОВ.....   | 381 |
| <i>А.С. Ахметова, М.Б. Барменишинова, О.Т. Дюсембинов</i><br>ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПТИМИЗАЦИИ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО<br>ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ.....   | 384 |
| <i>М.М. Атахан, Ж.Қ. Сағатбеков, А.М. Макашева</i><br>ҰСАҚТАУ БАРЫСЫНДА КҮКІРТТІҢ ЖӘНЕ НЕГІЗГІ КОМПОНЕНТЕРДІҢ КЕНДЕГІ ТАРАЛУЫН<br>ЗЕРТТЕУ.....   | 387 |
| <i>A. Ultarakova, A. Mukangaliyeva, N. Lokhova, K. Kassymzhanov</i><br>INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF ORGANIC POLYATOMIC ALCOHOLS ON THE<br>MECHANISM OF NIOBIUM DISSOLUTION FROM TECHNOGENIC RAW MATERIALS.....            | 390 |
| <i>М.А. Тулепова, Е.П. Щербакова</i><br>ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ БЕЛЫХ ЧУГУНОВ ДЛЯ<br>ИЗНОСОСТОЙКИХ КОРРОЗИОННЫХ СРЕД.....  | 393 |
| <i>А.Қ. Сейсенбек, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов</i><br>ОТРАБОТКА РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ<br>РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКТАСЖАЛ» С ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ.....                                 | 395 |
| <i>Е.Н. Базар, И.Ю. Мотовилов</i><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННО – ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ<br>ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ.....  | 399 |
| <i>А.Р. Хасенов, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов</i><br>ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД.....  | 403 |
| <i>Б.Е. Мансуров, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов</i><br>ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ С<br>ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ.....   | 405 |
| <b>СЕКЦИЯ 4. НАНОМАТЕРИАЛЫ И НАНОТЕХНОЛОГИИ</b>  |     |
| <i>Д.М. Бердиев, Г.В. Кожевникова, А.Н. Пушанов</i><br>ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ОСНОВЫ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ<br>ДЕТАЛЕЙ.....  | 411 |
| <i>Г.А. Ихтиярова, Д.У.Кучкарова, Д.С. Исомитдинова</i><br>ПОЛУЧЕНИЕ ХИТОЗАНА ИЗ ПОДМОРА ПЧЕЛ APIS MELLIFERA КРИОГЕННЫМ МЕТОДОМ.....   | 412 |
| <i>Г.С. Әмірбекова, Ж.Қ. Төлепов</i><br>ТӨСЕНІШТІ ЕРІТІНДІДЕ ҰСТАУ УАҚЫТЫНЫҢ ҚОРҒАСЫН СУЛЬФИДІ ҚҰРЫЛЫМЫНА ӘСЕРІ  | 414 |
| <i>Ж.У. Палтушева, Л.В. Гриценко, V. Syritski</i><br>ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ОКСИДА ЦИНКА ДЛЯ СЕНСОРНЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ.....   | 416 |
| <i>К.Н. Нұғыманова, Zh.N. Christian, К.К. Кудайбергенов, Д.Р. Мулдаш</i><br>КӨМІРТЕКТІ НАНОТАЛШЫҚТАРДЫ СИНТЕЗДЕУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ҚАСИЕТТЕРІН ЗЕРТТЕУ.....  | 418 |
| <i>Р. Кенжалиева А. Абильдина</i><br>УСТАНОВЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ НА АНОДЕ<br>МАГНИЕВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ.....  | 421 |
| <i>Ү. Yeszhan, S. Sultakhan, T. Babatayeva, S. Azat</i><br>METHOD OF SLOW SAND FILTRATION FOR WATER TREATMENT.....   | 422 |
| <i>С.М. Жарылқан, Ж.Т. Тауанов</i><br>СУДЫ СЫНАП ИОНЫНАН ТАЗАРУ ҮШІН СИНТЕТИКАЛЫҚ ЦЕОЛИТТЕР МЕН<br>НАНОКОМПОЗИТТЕРДІҢ СИНТЕЗІ.....   | 424 |
| <i>М.К. Шамшиденов, Ұ.С. Қожақмет, Б.У. Рахимова, Е.А. Алтынов</i><br>АУЫЛШАРУШЫЛЫҚ ҚАЛДЫҚТАРДАН МИКРОКРИСТАЛДЫ ЦЕЛЛЮЛОЗА АЛУ.....   | 425 |
| <i>Д.Е. Жанузак, С.Н. Ахметова, А.И. Джумекеева, А.С. Ауезханова</i><br>ИССЛЕДОВАНИЕ КАТАЛИТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ НАНЕСЕННЫХ ХИТОЗАН-<br>СТАБИЛИЗИРОВАННЫХ ХРОМОВЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ В ОКИСЛЕНИИ ЦИКЛОГЕКСАНА В<br>МЯГКИХ УСЛОВИЯХ..... | 427 |

|   |     |
|---|-----|
| <b>А.Ф. Баратов</b><br>ҚҰРАМЫНДА ВИСМУТ БАР ЖОҒАРЫ ТЕМПЕРАТУРАЛЫ АСҚЫН ӨТКІЗГІШТІҢ ҚАСИЕТТЕРІ<br>МЕН СЫНИ ПАРАМЕТРЛЕРІНЕ СИНТЕЗ ШАРТТАРЫНЫҢ ӨСЕРІ.....  | 429 |
| <b>С.З. Абдуллаева, Ж.А. Досымханова, Г.С. Миталиева</b><br>ГИДРОТЕРМАЛДЫ СИНТЕЗДЕУ ӘДІСІМЕН АЛЫНҒАН ZnS ЖҰҚА ҚАБЫҚШАЛАРЫНЫҢ<br>ҚАСИЕТТЕРІ.....   | 431 |
| <b>Р.Р. Жағыпар, А. Калиева</b><br>СЕЛЕКТИВТІ ХИМИЯЛЫҚ ЖЕМІРУ ӘДІСІМЕН КРЕМНИЙДІҢ НАНОТЕКСТУРЛЕНГЕН<br>ҚАБАТЫН АЛУ.....   | 431 |
| <b>А.Т. Қадау, Р. Жағыпар</b><br>СИНТЕЗ НАНОРАЗМЕРНЫХ ПОРОШКОВ ZnO С КОНТРОЛИРУЕМЫМИ РАЗМЕРАМИ И<br>ИССЛЕДОВАНИЕ ИХ СВОЙСТВ.....  | 433 |
| <b>А. Мамит, Н.Н. Анефия, К. Аймаганбетов, С.Р. Жантуаров</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ ПЛЕНОК ОКСИДА ТИТАНА,<br>СИНТЕЗИРОВАННЫХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА РЕАКТИВНОГО МАГНЕТРОННОГО<br>НАПЫЛЕНИЯ.....  | 434 |
| <b>К. Азибаев, А. Шонгалова, М. Коррея, П. Фернандеш</b><br>ИССЛЕДОВАНИЕ ХАЛЬКОГЕНИДА СЕЛЕНИДА СУРЬМЫ МЕТОДОМ КОЛЕБАТЕЛЬНОЙ<br>СПЕКТРОСКОПИИ.....   | 436 |
| <b>А. Сайлаубекова, А. Жумадилова, Т. Рспаев, Ж.Е. Ибраева, Б.А. Байтимбетова</b><br>ОЦЕНКА СТРУКТУРЫ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ БУМАГИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА<br>АТОМНО-СИЛОВОЙ МИКРОСКОПИИ.....                         | 436 |
| <b>А.А. Каныкешова, Г. Кыдырбай, Б.А. Байтимбетова</b><br>МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ПОЛУПРОВОДНИКОВЫХ ПРИБОРОВ К ВОЗДЕЙСТВИЮ<br>КОРРОЗИИ.....  | 438 |
| <b>А.Р. Гайсина, И.О. Сапарғали, К.С. Бексейтова, С. Азат</b><br>СУДАҒЫ МИКРОПЛАСТИКТЕРДІ ЖОЮДЫҢ ИННОВАЦИЯЛЫҚ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ӨЗІРЛЕУ...  | 439 |
| <b>Л.Е. Абдрахманова, С.Б. Қошанова, Б.У. Рахимова, Е.А. Алтынов,<br/>Ұ.Е. Жантикеев, К.С. Бексейтова, К.К. Құдайбергенов</b><br>БИОМАССАДАН МИКРОКРИСТАЛДЫ ЦЕЛЛЮЛОЗА АЛУ ЖӘНЕ ҚАСИЕТТЕРІН ЗЕРТТЕУ.....         | 440 |
| <b>СЕКЦИЯ 5. РЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В НЕФТЕГАЗОВОЙ ОТРАСЛИ</b>   |     |
| <b>Н.С. Буктуков, Е.С. Гуменников, Э.С. Есбергенова</b><br>НОВЫЕ СРЕДСТВА БУРЕНИЯ ПРОТЯЖЁННЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ<br>ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ВЯЗКОЙ НЕФТИ.....   | 443 |
| <b>Б.А. Оринбаев, О.Г.Хайтов, С.Э.Маллаев, А.И.Гадов</b><br>СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ<br>БЕРДАХСКОГО ВАЛА СУДОЧЬЕГО ПРОГИБА УСТИУРТСКОГО РЕГИОНА И ПУТИ ИХ<br>РЕШЕНИЯ..... | 445 |
| <b>М. Бисенғалиев, М. Сарбопеева, А. Тогашева, Р. Баямирова, А. Жолбасарова</b><br>ЭФФЕКТИВНОСТЬ БУРЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН.....  | 452 |
| <b>М. Бисенғалиев, Г. Абдешова, А. Шамшенова, Ж. Сарсен</b><br>ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА РЕКОМЕНДУЕМЫХ СПОСОБОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ СКВАЖИН.....  | 455 |
| <b>М. Бисенғалиев, Г. Абдешова, М. Елешев, А. Тогашева, Р. Баямирова</b><br>МЕХАНИЗМ ДЕЙСТВИЯ ДЕПРЕССОРНЫХ ПРИСАДОК НА ВЫСОКОПАРАФИНИСТЫЕ НЕФТИ.  | 458 |
| <b>Н.Н. Ёдгоров, А.А. Абдиназаров, А.М. Низамов, Х.Ж. Кузиев</b><br>ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ВЫБОРУ СОСТАВА СТАБИЛИЗИРОВАННОГО ОБЛЕГЧЕННОГО<br>ТАМПОНАЖНОГО РАСТВОРА.....  | 459 |
| <b>М.Ж. Сексенбай</b><br>ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ МҰНАЙ-ГАЗ САЛАСЫНДАҒЫ МӘСЕЛЕЛЕР МЕН ОЛАРДЫ<br>ШЕШУ ЖОЛДАРЫ.....   | 462 |
| <b>Ш.А. Каримов, О.У. Бахтиёр, Д.Х. Хикматова, С.И. Эргашев</b><br>ПОЛИМЕРНЫЕ ТАМПОНАЖНЫЕ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ РЕМОНТНО-ИЗОЛЯЦИОННЫХ РАБОТ В<br>ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ СКВАЖИНЕ.....  | 465 |
| <b>О.Р. Makhatmadiyev, K.U. Sokiyeva</b><br>ANALYSIS AND TESTING OF SYNTHESIZED INHIBITORS.....   | 468 |
| <b>Д.К. Назарбекова</b><br>ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАВИСИМОСТИ СРЕДНЕЙ МЕХАНИЧЕСКОЙ СКОРОСТИ ПРОХОДКИ ОТ<br>ГЛУБИНЫ СКВАЖИНЫ.....   | 472 |
| <b>О.Р. Максудов, А.Н. Бахтиёр, О.О. Зарипов, А.Т. Норкobilов</b><br>ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ЭТЕРИФИКАЦИИ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЭТИЛАЦЕТАТА.....  | 476 |

## СЕКЦИЯ 6. ЦИФРОВИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ

|  |     |
|--|-----|
| <i>М.Б. Нурпейсова</i><br>ТОЛҒАУЫ 90 ТОЛАҒАЙ ТҰҒЫР ТҮЛЕКТЕРІ.....  | 480 |
| <i>М.Б. Нурпейсова, К.Б. Рысбеков, Г.М. Кыргызбаева, С.Т. Солтабаева</i><br>МОНИТОРИНГ МЕДЛЕННЫХ ДВИЖЕНИЙ ЗЕМНОЙ КОРЫ В ЦЕНТРАЛЬНОМ КАЗАХСТАНЕ....   | 484 |
| <i>А.А. Бояндинова, Ж.А. Адилханова</i><br>РАЗРАБОТКА ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ОБЛАСТИ УПРАВЛЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯМИ<br>НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ.....  | 488 |
| <i>О.Ж. Худайбердиев, Н.М. Джураева, Ф.Ю. Заирова</i><br>МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ЗАБОЙКИ ПО СКВАЖИНЕ С УЧЕТОМ<br>ПОГОДНЫХ УСЛОВИЙ.....   | 491 |
| <i>О.Ж. Худайбердиев, Н.М. Джураева, Ф.Ю. Заирова</i><br>ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНЫХ ФАКТОРОВ ВНЕШНЕЙ СРЕДЫ НА ИСТЕЧЕНИЕ ПРОДУКТОВ<br>ДЕТОНАЦИИ ИЗ СКВАЖИНЫ.....   | 493 |
| <i>Ш.И. Ахмадов, Ш.А. Очиллов, Й.Н. Жураев, Р.И. Мирсайпов, О.А. Хайдаров</i><br>ПОВЫШЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЦИФРОВЫХ<br>ТЕХНОЛОГИЙ И ПРОГРАММНЫХ ОБЕСПЕЧЕНИЙ В ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЯХ | 494 |
| <i>Г.С. Мадимарова, Т. Нурланқызы, Н.А. Орынбаев</i><br>ПЕРСПЕКТИВЫ ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОЕКТОВ РАЗРАБОТКИ<br>МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СРЕДЕ ГГИС MICROSOFT.....   | 497 |
| <i>Ж.А. Насимов, Ф.У. Аширов, З.М. Кобылов</i><br>К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЫХ РАБОТ НА ТВЕРДЫЕ ПОЛЕЗНЫЕ<br>ИСКОПАЕМЫЕ.....  | 500 |
| <i>Е.Е. Әбділімов, Ы. Жакыпбек, А.С. Кулан, Г.Ж. Турсбекова</i><br>ПАЙДАЛЫ ҚАЗБАЛАР КЕН ОРЫНДАРЫН АШЫҚ ИГЕРУ КЕЗІНДЕ ТЕХНОГЕНДІК БҰЗЫЛҒАН<br>ЖЕРЛЕРДІҢ ЖАҒДАЙЫН ЗЕРТТЕУ.....   | 501 |
| <i>Н.Н. Жақсығұл</i><br>КАРТОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ТЕРРИТОРИИ КЫЗЫЛОРДИНСКОЙ ОБЛАСТИ,<br>ПО КОМПЛЕКСУ НЕБЛАГОПРИЯТНЫХ ФАКТОРОВ.....   | 506 |
| <i>Д.С. Бекболат</i><br>ОЦЕНКА ПРИРОДНО – РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА КОСТАНАЙСКОЙ ОБЛАСТИ.....  | 510 |
| <i>Қ. Жұманғазыұлы, Ж.Т. Омиржанова</i><br>ПРОВЕДЕНИЕ КАРТОГРАФИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ВЛИЯНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ГОРОДОВ НА<br>ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕРРИТОРИЙ ЦЕНТРАЛЬНОГО КАЗАХСТАНА.....   | 511 |
| <i>А.С. Ақылжанов, С.В. Турсбеков, А. Әсетқызы, Г.Ж. Турсбекова</i><br>ГЕОДЕЗИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ.....   | 517 |
| <i>Б.Ж. Жуматаев, Ы. Жакыпбек, М. Тоқтар, А.С. Әбен</i><br>ЖЕР РЕСУРСТАРЫН ПАЙДАЛАНУ МЕН БАСҚАРУ ЖАҒДАЙЫН ТАЛДАУ.....  | 520 |
| <i>А.Б. Тойшы, Ы. Жакыпбек, Т. Қамархан</i><br>АУЫЛ ШАРУАШЫЛЫҚ ЖЕРЛЕРІН ҚАШЫҚТЫҚТАН ЗОНДТАУ ӘДІСІМЕН<br>МОНИТОРИНГТЕУДІҢ ТИІМДІЛІГІ.....   | 523 |
| <i>Н.А. Fayziyev</i><br>ASSESSMENT OF THE SUBJECT OF BASALT RAW MATERIALS FOUND IN THE TERRITORY OF<br>THE REPUBLIC OF UZBEKISTAN.....   | 526 |
| <i>Н.А. Fayziyev</i><br>THE ROLE OF DIGITALIZATION IN MONITORING HAZARDOUS GEOLOGICAL PROCESSES.....   | 529 |

## СЕКЦИЯ 7. АВТОМАТИЗАЦИЯ И РОБОТИЗАЦИЯ В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ

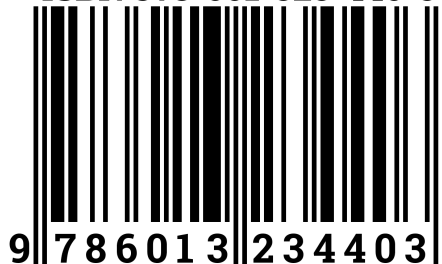
|   |     |
|---|-----|
| <i>J.U. Sevinov, Sh.O. Zaripova</i><br>STABLE ALGORITHMS FOR ADAPTIVE ESTIMATION OF KALMAN FILTER GAIN IN SYSTEMS<br>BY DYNAMIC OBJECTS.....                    | 532 |
| <i>Sh.M. Abdishukurov, R.T. Khamdamov, A.Z. Shodiyorov</i><br>SYNTHESIS ALGORITHM OF CONTROL SYSTEM BASED ON NEURAL NETWORK FOR THE GAS<br>AND OIL PROCESS..... | 535 |
| <i>Ф.Ф. Одилов</i><br>АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ БУРЕНИЯ.....   | 539 |
| <i>А.А. Таишулов</i><br>УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В КАРЬЕРЕ ЁШЛИК -I НА<br>ОСНОВЕ СОВРЕМЕННЫХ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ РЕШЕНИЙ.....              | 542 |
| <i>И. Нариманова, А.В. Кабулов</i><br>ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ ИНСТРУМЕНТОВ И ТЕХНОЛОГИЙ В МОДЕЛИРОВАНИИ<br>ТЕПЛОМАССОБМЕНА В БАРАБАННЫХ СУШИЛКАХ.....         | 543 |

**СБОРНИК ТРУДОВ**  
**Международной научно-практической конференции**  
**«РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ**  
**В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ**  
**В УСЛОВИЯХ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ»**  
**14-15 марта 2024**

Подписано в печать 01.03.2024 г.  
Тираж 100 дана. Формат 60x84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага типогр. №1.  
Уч-изд.л. 34,6. Усл.п.л. 32,2. Заказ № 373

Издание Казахского национального исследовательского  
технического университета им. К.И. Сатпаева  
Издательский центр «Polytech» им. Т. Кенеева  
г. Алматы, ул. Сатпаева, 22

**ISBN 978-601-323-440-3**



НАЦІОНАЛЬНА АКАДЕМІЯ НАУК УКРАЇНИ  
ІНСТИТУТ ГЕОТЕХНІЧНОЇ МЕХАНІКИ ІМ. М.С. ПОЛЯКОВА

XXII МІЖНАРОДНА КОНФЕРЕНЦІЯ МОЛОДИХ ВЧЕНИХ

*Геотехнічні проблеми розробки родовищ*

Матеріали конференції



Дніпро 2024

УДК 622.02:539.3

**Геотехнічні проблеми розробки родовищ:** Матеріали XXII Міжнародної конференції молодих вчених (24 жовтня 2024 року, м. Дніпро). – Дніпро: Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України, 2024. – 146 с.

**Geotechnical problems of mining of mineral deposits:** Proceedings of the XXII International Conference of Young Scientists (October 24, 2024, Dnipro). – Dnipro: M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the NAS of Ukraine, 2024. – 146 p.

Редакційна колегія:

Булат А.Ф., академік НАН України (головний редактор)  
Четверик М.С., д-р техн. наук (заступник головного редактора)  
Бубнова О.А., канд. техн. наук (редактор видання)  
Бабій К.В., чл.-кор. НАН України  
Баранов В.А., д-р геол. наук  
Безручко К.А., д-р геол. наук  
Блюсс Б.О., чл.-кор. НАН України  
Мінєєв С.П., д-р техн. наук  
Паламарчук Т.А., д-р техн. наук  
Пимоненко Л.І., д-р геол. наук  
Семененко Є.В., д-р техн. наук  
Шевченко В.Г., д-р техн. наук  
Шевченко Г.О., д-р техн. наук

У збірнику містяться матеріали XXII Міжнародної конференції молодих вчених «Геотехнічні проблеми розробки родовищ», яка відбулась 24 жовтня 2024 року в Інституті геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України.

Матеріали опубліковані в авторській редакції. За зміст та достовірність матеріалів, поданих у збірнику, відповідальність несуть автори.



ЗМІСТ

|  |    |
|--|----|
| <i>Azimov S.J., Khudjamedova Kh.S., Pochuzhevskiy O.D.</i> THE USE OF NANOMATERIALS FOR THE RESTORATION OF SLIDING BEARINGS  | 7  |
| <i>Петльований М.В., Халимендик О.В., Сай К.С.</i> ОБҐРУНТУВАННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПАСТОВОГО ЗАКЛАДАННЯ ДЛЯ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ПОРУШЕНИХ ЗЕМЕЛЬ КРИВОРІЗЬКОГО РЕГІОНУ                                   | 9  |
| <i>Shabaz D., Talgat A., Shynyzak A., Tyrsynkhan B., Serzhanov M.</i> SCIENTIFIC SUBSTANTIATION OF RATIONAL DRILLING AND BLASTING TECHNOLOGIES IN UNDERGROUND MINE WORKINGS  | 12 |
| <i>Ішков В.В., Козій Є.С., Дрешняк О.С., Пащенко П.С., Березняк О.О., Трофименко Л.П.</i> ДЕЯКІ ОСОБЛИВОСТІ ПРОСТОРОВОГО РОЗПОДІЛУ ГЕРМАНІУ У ВУГІЛЬНОМУ ПЛАСТІ С7Н В МЕЖАХ ПОЛЯ ШАХТИ «ПАВЛОГРАДСЬКА»               | 17 |
| <i>Єлатонцев Д.О., Мухачев А.П., Шевченко В.Г.</i> ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ ВИДОБУТКУ ЛІТІУ В УКРАЇНІ   | 21 |
| <i>Руднев Є.С., Попович В.А.</i> ВПЛИВ ВМІСТУ СІРКИ У ВУГІЛЛІ НА ПРОЯВ НЕБЕЗПЕЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ШАХТОПЛАСТІВ   | 26 |
| <i>Ішков В.В., Козій Є.С., Дрешняк О.С., Пащенко П.С., Березняк О.О.</i> ПРО ОСОБЛИВОСТІ СТАТИСТИЧНОГО ЗВ'ЯЗКУ МІЖ БЕРИЛІЄМ ТА ЗОЛЬНІСТЮ У ВУГІЛЬНОМУ ПЛАСТІ С5 (НА ПРИКЛАДІ ПОЛЯ ШАХТИ ПАВЛОГРАДСЬКА)               | 31 |
| <i>Rudniev Ye., Popovych V.</i> ACCURACY OF DETERMINING THE APPARENT DENSITY OF COAL TO DETERMINE THE HAZARD OF COAL SEAMS EMISSIONS   | 34 |
| <i>Ішков В.В., Козій Є.С., Дрешняк О.С., Пащенко П.С., Чечель П.О., Касьяненко Т.М.</i> ПРО ЗМІНУ РОЗМІРІВ ЕЛЕМЕНТАРНОЇ КОМІРКИ КВАРЦУ У ГРАНІТАХ ПІД ВПЛИВОМ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ (НА ПРИКЛАДІ СИНЯВСЬКОГО РОДОВИЩА) | 37 |
| <i>Агаєв Р.А., Петух О.П., Дудля К.Є., Притула Д.О., Криворучко О.Н., Пазиніч А.В.</i> ОСОБЛИВОСТІ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕКИ ВЕНТИЛЯЦІЇ ШАХТ ЯК СПОРУД ПОДВІЙНОГО ПРИЗНАЧЕННЯ   | 39 |

|   |    |
|---|----|
| <i>Карамушка О.О., Антінович Я.В.</i> РОЗРОБКА СПОСОБУ УДОСКОНАЛЕННЯ АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ У ПОРУШЕНИХ ЗОНАХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ  | 41 |
| <i>Рябко А.І.</i> МЕТОДОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ВИЗНАЧЕННЯ ДИНАМІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК СТІЙКОСТІ УКІСНИХ ПРИРОДНО-ТЕХНОГЕННИХ СИСТЕМ   | 44 |
| <i>Григор'єв Ю.І., Луценко С.О., Григор'єв І.Є.</i> ІНСТРУМЕНТИ АДАПТАЦІЇ ГІРНИЧОДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ ДО ДИНАМІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА ГОСПОДАРЮВАННЯ  | 48 |
| <i>Нетребко В.В., Панфілов Т.В., Михайлов О.В.</i> БАГАТОКРИТЕРІАЛЬНИЙ АНАЛІЗ ВИБОРУ МАТЕРІАЛУ ДЛЯ ДЕТАЛЕЙ ГІРНИЧИХ ТА БУДІВЕЛЬНИХ МАШИН  | 51 |
| <i>Кочмар І.М.</i> ОСОБЛИВОСТІ ТЕРМІЧНОГО ВПЛИВУ НА МІНЛИВІСТЬ ВИЛУГОВУВАННЯ ЗАБРУДНЮЮЧИХ РЕЧОВИН З АРГІЛІТУ (НА ПРИКЛАДІ ТЕРИКОНУ ЦЗФ «ЧЕРВОНОГРАДСЬКА»)   | 53 |
| <i>Azimov S.J., Khudjamedova Kh.S., Pochuzhevskiy O.D.</i> VIBROACOUSTIC PHENOMENA IN BRAKING SYSTEMS WHEELED VEHICLES  | 56 |
| <i>Ігнатов А.О., Літвінов В.М.</i> ШЛЯХИ УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ ВІДБОРУ КЕРНУ ПРИ СПОРУДЖЕННІ РІЗНИХ ТИПІВ СВЕРДЛОВИН  | 58 |
| <i>Коровін В.Ю., Валяєв О.М., Погорелов Ю.М., Шестак Ю.Г.</i> СОРБЦІЯ УРАНУ ВОЛОКНИСТИМИ ІОНООБМІННИМИ МАТЕРІАЛАМИ З РОЗЧИНУ, ЩО МОДЕЛЮЄ ВОДУ В ТОВЩІ ХВОСТОСХОВИЩА РАДІОАКТИВНИХ ВІДХОДІВ «ЦЕНТРАЛЬНИЙ ЯР» | 60 |
| <i>Khayitov O.G., Saidova L.Sh.</i> JUSTIFICATION OF THE METHODOLOGY FOR CALCULATING PRODUCTION AND TIME RATES FOR TRANSPORTING ROCK MASS FROM THE EXCAVATOR  | 65 |
| <i>Курносів С.А., Макеев С.Ю., Пилипенко Ю.М., Новіков Л.А.</i> ФІЗИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ЗАПОВНЕННЯ ТРІЩИН В ГІРСЬКІЙ ПОРОДІ ПОЛІМЕРОМ   | 69 |

|  |     |
|--|-----|
| <i>Садова А.Г.</i> МОНІТОРИНГ ЕКОЛОГІЧНИХ ПРОБЛЕМ ТА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ПІД ЧАС РОЗРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН  | 72  |
| <i>Лапшин Є.С., Шевченко О.І.</i> ЛЕТУЧА ЗОЛА ВУГІЛЬНИХ ТЕПЛОВИХ ЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ – ВІДХОДИ АБО КОРИСНИЙ ПРОДУКТ?  | 75  |
| <i>Павличенко А.В., Ігнатов А.О., Аскеров І.К.</i> ВИВЧЕННЯ ЕКОЛОГОБЕЗПЕЧНИХ ФАКТОРІВ ЗДІЙСНЕННЯ ВИРОБНИЧИХ ЦИКЛІВ В ОБЛАСТІ ВИДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ   | 79  |
| <i>Ішков В.В., КозійЄ.С., Дрешпак О.С., Пащенко П.С., Коваль С.О., Бражник М.Є.</i> РТУТЬ У НАФТАХ ДЕЯКИХ РОДОВИЩ ДНІПРОВСЬКО-ДОНЕЦЬКОЇ ЗАПАДИНИ   | 83  |
| <i>Медведєва О.О., Гальченко З.С.</i> ВІТРОЕНЕРГЕТИЧНИЙ ПОТЕНЦІАЛ КРИВБАСУ   | 88  |
| <i>Щербак А.А., Вовк М.О.</i> ПРОБЛЕМИ ЗСУВІВ ПОВ'ЯЗАНІ З НАФТО- ТА ГАЗОПРОВОДАМИ В ГІРСЬКІЙ МІСЦЕВОСТІ  | 90  |
| <i>Чоботько І.І.</i> ВПЛИВ ТЕРИКОНІВ ТА ЇХНЄ ЗНАЧЕННЯ ДЛЯ ШАХТАРСЬКИХ МІСТ   | 92  |
| <i>Мінко О.Ю.</i> АЛГОРИТМ ОЦІНКИ БЕЗПЕКИ ХВОСТОСХОВИЩ   | 94  |
| <i>Опарін С.А., Шевченко В.Г., Давидов С.Л.</i> ЗАКОНОМІРНОСТІ ВИЗНАЧЕННЯ КОНСТРУКТИВНИХ ПАРАМЕТРІВ ПЛАЗМОХІМІЧНОГО РЕАКТОРА СУМІЩЕНОГО ТИПУ ДЛЯ ГАЗИФІКАЦІЇ ВУГЛЕЦЕВМІСНОЇ СИРОВИНИ         | 96  |
| <i>Остапенко Н.С., Бондаренко Л.В., Кириченко В.А., Крючкова С.В.</i> ДО ПИТАННЯ ПРОГНОЗУВАННЯ НЕБЕЗПЕЧНИХ ЯВИЩ НА ХВОСТОСХОВИЩАХ З УРАХУВАННЯМ КУМУЛЯТИВНИХ ТРЕНДІВ В УМОВАХ ВОЄННОГО СТАНУ | 100 |
| <i>Антіпович Я.В., Стефанко С.В.</i> РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗОЛОШЛАКОВІДВАЛІВ ЯК ПОТЕНЦІЙНОГО ДЖЕРЕЛА КРИТИЧНОЇ СИРОВИНИ   | 104 |
| <i>Khayitov O.G., Saidova L.Sh.</i> MAJOR TRENDS IN MINERAL RESOURCE CONSUMPTION AND A STUDY ON LIFTING ROCK MASS FROM DEEP OPEN PITS  | 107 |

|  |     |
|--|-----|
| <i>Малєєв Є.В., Ікол О.О., Куантай А.С.</i> СУЧАСНІ ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОТЕХНІЧНОЇ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ВИРОБЛЕНИХ ПРОСТОРІВ ГЛИБОКИХ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ                  | 112 |
| <i>Бабій К.В., Ворон О.А., Ворон Р.В.</i> ВИРОЩУВАННЯ СИРОВИНИ ДЛЯ БІОПАЛИВА НА ДЕГРАДОВАНИХ ЗЕМЛЯХ ЗА ДОПОМОГОЮ РОБОТЕХНІКИ І ШТУЧНОГО ІНТЕЛЕКТУ            | 116 |
| <i>Левченко К.С.</i> АНАЛІЗ СВІТОВОГО ДОСВІДУ ПОВОДЖЕННЯ ІЗ ШАХТНО-КАР'ЄРНИМИ ВОДАМИ   | 119 |
| <i>Пікінер Л.Ю., Архіпова В.В.</i> МОНІТОРИНГ СТАНУ ПОВЕРХНЕВИХ І ҐРУНТОВИХ ВОД В УКРАЇНІ  | 121 |
| <i>Зберовський В.В., Бубнова О.А., Агаєв Р.А.</i> СТРУКТУРНА СХЕМА КАВІТАЦІЙНОГО ОЧИЩЕННЯ ВИСОКОМІНЕРАЛІЗОВАНИХ ШАХТНИХ ВОД                                  | 124 |
| <i>Рюміна Д.М.</i> ПРИРОДНІ ТА ТЕХНОГЕННІ ЧИННИКИ, ЩО ОБУМОВЛЮЮТЬ ХІМІЧНИЙ СКЛАД ПІДЗЕМНИХ ВОД ПІД ЧАС РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН                     | 129 |
| <i>Клюєв Е.С., Сапунова І.О.</i> РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ПОГЛИНАННЯ ІОНІЗУЮЧОГО ВИПРОМІНЮВАННЯ В БАГАТОКОМПОНЕНТНИХ СЕРЕДОВИЩАХ               | 134 |
| <i>Тимощук В.І., Тимощук Є.В., Міщенко В.Г.</i> ПРОГНОЗНА ОЦІНКА ГІДРОДИНАМІЧНОГО СТАНУ ЗСУВОНЕБЕЗПЕЧНОГО ҐРУНТОВОГО СХИЛУ В УМОВАХ ЦІЛЬНОЇ МІСЬКОЇ ЗАБУДОВИ | 137 |
| <i>Четверик М.С.</i> ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕРОБКИ ОКИСНЕНИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КВАРЦИТІВ КРИВБАСА ДЛЯ ОТРИМАННЯ МЕТАЛУ   | 140 |
| <i>Бубнова О.А.</i> АНАЛІЗ СУЧАСНИХ МЕТОДІВ ГЕОДЕЗИЧНОГО КОНТРОЛЮ СТІЙКОСТІ ГІДРОТЕХНІЧНИХ СПОРУД  | 142 |

**Вдячність.** Дослідження виконані в рамках наукового грантового проекту 2021.01/0306 «Розробка технології відновлення порушених гірничими роботами територій шляхом формування закладних масивів на основі природно-техногенних матеріалів» від Національного фонду досліджень України.

#### Список літератури

1. Batur, M., & Babii, K. (2022). Spatial assessment of air pollution due to mining and industrial activities: A case study of Kryvyi Rih, Ukraine. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 970(1), 012004. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/970/1/012004>
2. Petlovanyi, M., Sai, K., Malashkevych, D., Popovych, V., & Khorolskyi, A. (2023). Influence of waste rock dump placement on the geomechanical state of underground mine workings. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012007. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012007>
3. Yang, K., Zhao, X., Wei, Z., & Zhang, J. (2021). Development overview of paste backfill technology in China's coal mines: A review. *Environmental Science and Pollution Research*, 28(48), 67957-67969. <https://doi.org/10.1007/s11356-021-16940-6>
4. Yu, H., Zahidi, I., Fai, C.M., Liang, D., & Madsen, D.Ø. (2024). Mineral waste recycling, sustainable chemical engineering, and circular economy. *Results in Engineering*, 21, 101865. <https://doi.org/10.1016/j.rineng.2024.101865>
5. Worlanyo, A.S., & Jiangfeng, L. (2021). Evaluating the environmental and economic impact of mining for post-mined land restoration and land-use: A review. *Journal of Environmental Management*, 279, 111623. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2020.111623>
6. Bazaluk, O., Petlovanyi, M., Sai, K., Chebanov, M., & Lozynskyi, V. (2024). Comprehensive assessment of the earth's surface state disturbed by mining and ways to improve the situation: case study of Kryvyi Rih Iron-Ore Basin, Ukraine. *Frontiers in Environmental Science*, 12, 1480344. <https://doi.org/10.3389/fenvs.2024.1480344>
7. Petlovanyi, M., Sai, K., Khalymendyk, O., Borysovska, O., & Sherstiuk, Y. (2023). Analytical research of the parameters and characteristics of new “quarry cavities – backfill material” systems: Case study of Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 17(3), 126-139. <https://doi.org/10.33271/mining17.03.126>

## SCIENTIFIC SUBSTANTIATION OF RATIONAL DRILLING AND BLASTING TECHNOLOGIES IN UNDERGROUND MINE WORKINGS

<sup>1</sup>Shabaz D., <sup>1</sup>Talgat A., <sup>1</sup>Shynyzak A., <sup>1</sup>Tyrsynkhan B., <sup>1</sup>Serzhanov M.

<sup>1</sup>Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satbayev

**Abstract.** The paper presents innovative approaches to drilling and blasting operations at Akzhal mine. Modern explosives and automation systems such as Ammonite 6ZhV and Senatel Magnum are studied. The use of Orica's Nonel non-electric initiation systems improved the safety and efficiency of drilling and blasting operations, resulting in hole utilization rates of up to 0.97. The results of the study demonstrate the potential to improve rock crushing quality and reduce explosives costs. These achievements can contribute to the competitiveness of Kazakhstan's mining industry.

**Introduction.** Solid mineral extraction is a key driver of economic development, influencing industries such as energy, construction and engineering. In Kazakhstan, the mining industry, with significant reserves of coal, copper, gold and zinc, is an important part of the economy, but the mining process remains technologically complex.

Efficient destruction of rock masses requires the use of drilling and blasting techniques aimed at crushing rock using explosions. These technologies reduce costs, increase productivity and improve safety in difficult mining and geological conditions. The study at the Akzhal polymetallic ore deposit in the Karaganda region focuses on optimizing drilling and blasting processes to achieve high performance [1, 2].

**The objective of this study** is to introduce innovative technologies to reduce explosives costs and improve drilling parameters. Different types of borehole arrangement will be analyzed to improve crushing quality and well utilization rate.

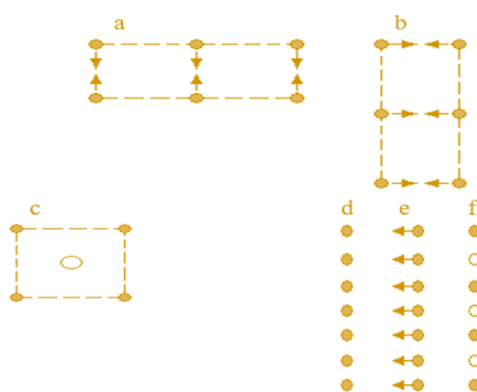
**The results of the study are expected** to help identify effective borehole placement schemes and their impact on production performance, helping to optimize drilling and blasting operations at the Akzhal field.

**Methods of the study.** The destruction of a rock mass under the influence of explosives (explosives) depends on the physical and mechanical properties of rocks and the specifics of explosive transformation. The Akzhal polymetallic ore deposit consists of Devonian and Carboniferous sediments at the junction of three structures of the Dzungar-Balkhash geosynclinal region, which determines its tectonic complexity. Intrusive rocks of varying strength occur in the ore field: diorite porphyrites and knobby limestones (8-10), marbleized limestones (10-12), light gray coarse-grained limestones (10-14) and scar limestones (14-16) [1, 2].

The Akzhal mine currently employs drilling and blasting techniques using a limited number of explosive types such as Granulite A6 and Nitronite P, which have the potential to be improved by the introduction of more modern explosives. The explosives used in our study were Senatel Magnum and Ammonite 6ZhV from Orica. Non-electric initiation systems, such as Orica's Nonel, improve safety by eliminating accidental initiation and increasing accuracy [1].

Straight hole drilling is uneconomical, and Epiroc's sinking systems increase sinking speeds but reduce overall efficiency. The disadvantages of drilling and blasting methods include uneven rock crushing and high costs of blasting agents, which requires a shift to innovative solutions.

As part of the improvement of drilling and blasting techniques, we conducted a research work in which we used three types of borehole: wedge (a, c), rhombic (c) and slotted (d, e, f). The location of boreholes on the face is shown in Figure 1 [1, 3, 4].



*a, b* – wedge (horizontal and vertical); *c* – prismatic with compensating (uncharged) borehole; *d, e, f* – flat (slotted).

Figure 1 – Types of cut-outs [1]

Explosive energy can be concentrated locally or distributed throughout the rock mass. Determining the energy potential of an explosive is relatively simple, but

calculating the amount of energy required to achieve a given result depends on the condition of the rock mass. The location of the explosive charge has a significant effect on the results of the explosion [4].

Three key factors must be considered to justify the charge mass: the type of explosive, the structural characteristics of the rock mass, and the position of the charges. Although the scientific literature provides relationships describing the effects of explosions in various media, real rock masses are more complex and mines require operational calculation methods that are refined on the basis of accumulated data [3, 4].

In mining practice for calculating the parameters of blasting operations often use the simplest formulas and empirical dependencies derived from experiments. The methodology of calculation of the main parameters of drilling and blasting operations with the use of vertical wedge type of blast hole [3, 4].

The number of boreholes in the faces of all workings should be determined by the formula [1, 3]:

$$N = \frac{1,27qS_c}{\Delta d^2 K_f}, \quad (1)$$

where  $\Delta$  – density of explosives in the borehole or cartridge,  $\text{kg/m}^3$ ;  $d$  – diameter of the borehole or explosive cartridge, m;  $K_f$  – borehole filling factor;  $q$  – specific flow rate,  $\text{kg/m}^3$ .

Distance between the mouths of the boreholes:

$$A_B = Wm, \text{ m} \quad (2)$$

where  $m$  – is the relative distance between the charges, taken equal to 0.4-1.0.

Number of compensating boreholes in a vertical wedge penetration:

$$N_o = \frac{\left(\eta l_b / A\right)^3}{V_o}, \quad (3)$$

where  $\eta$  – borehole utilization factor;  $l_b$  – depth of the borehole, m;  $A=9.35$  – scaling factor;  $V_o$  – blank hole volume,  $\text{m}^3$ ,

$$V_o = \frac{\pi d^2}{4} \cdot l_b, \text{ m}^3 \quad (4)$$

Line of Least Resistance (hereinafter referred to as LLR) [3, 4]:

$$W = [p/qm]^{1/2}, \text{ m} \quad (5)$$

where  $p$  is the capacity of 1 m of borehole, equal to [3, 4]:

$$p = \frac{\pi d^2}{4} \cdot \rho_{bb}, \text{ kg/m} \quad (6)$$

Location of delineation holes:

- distance between delineation holes along the roof of the excavation:

$$A_{dh.re} = 1.0W, \text{ m} \quad (7)$$

- distance between delineation boreholes along the sides of the excavation:

$$A_{dh.s} = (0.8 - 0.9)W, \text{ m} \quad (8)$$

- distance between delineation boreholes along the excavation soil:

$$A_{dh.re} = (0.7 - 0.8)W, \text{ m} \quad (9)$$

Required explosive consumption:

$$Q = qS_cL_b, \text{ kg} \quad (10)$$

Average mass of charge per borehole [1, 3]:

$$Q_c = Q/N, \text{ kg} \quad (11)$$

The actual number of boreholes is determined by graph-analytical method depending on the cross-section of the excavation and LLR. Applying this methodology we have made a passport BVR when sinking horizontal excavations with a cross-section of  $S = 15 \text{ m}^2$  (see drawing 1).

**Results, discussion, and conclusion.** In the course of theoretical research, optimization of parameters of horizontal underground excavations sinking at Akzhal deposit using different explosive materials and software simulation of explosions was carried out. This allowed to improve the quality of rock crushing and to achieve a borehole utilization factor of 0.97, which is one of the scientific novelties of the study.

For the analysis we considered different types of rock cutters – prismatic, wedge and slotted. According to the results of the research, it was found that vertical wedge arrangement of boreholes is the most effective for rocks with physical and mechanical properties characteristic of the Akzhal deposit.

The highest results were shown by explosives Granulit-6 and Ammonit-6ZhV, but the highest efficiency for increasing the rate of penetration was demonstrated by explosive material Senatel Magnum produced by Orica, the use of which in Kazakhstan reduces transportation costs. The total consumption of explosives for one cycle amounted to 113.3 kg for the first scheme of charges, which makes it more rational in terms of improving the quality of drilling and blasting operations.

A non-electric initiation system using detonation cords was used to initiate the charges, which increased the efficiency of blasting operations. The assembly was performed using two harnesses of the non-electric initiation system connected to one electric detonator, which was then connected to the main wires and the blasting machine. This solution provided a more sensitive initiation system and improved safety.



Calculations showed that the vertical wedge arrangement of blast holes is the most effective for rocks with a strength of 15 on the Protodyakonov scale. The use of vertical wedge type of cutters allowed to achieve significant results.

To increase productivity, a Boomer 104 drilling rig was used to drill 41 boreholes (38 charging and 3 compensation boreholes) with a length of 3 meters. The 15 m<sup>2</sup> cross-sectional area of the excavations met the project requirements, which also contributed to increased productivity and safety.

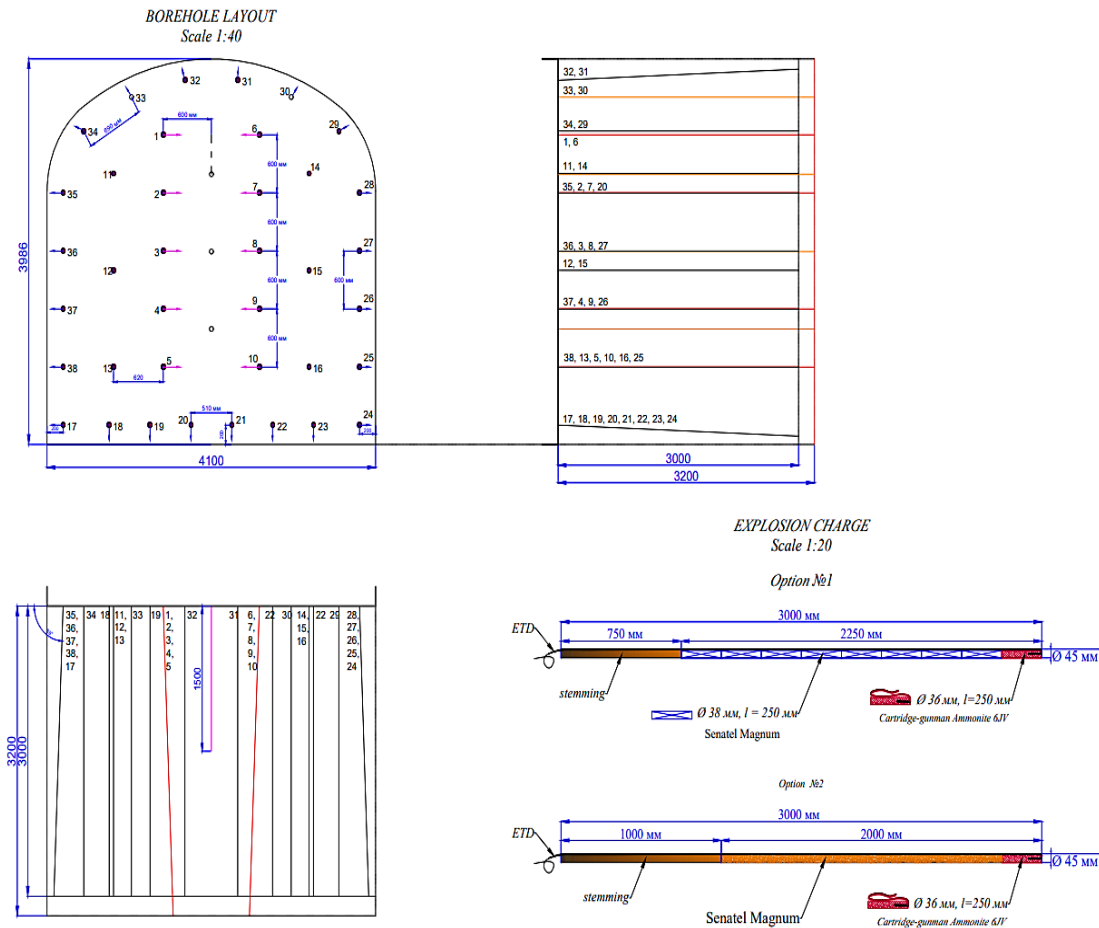


Figure 1– Main design parameters of drilling and blasting operations when using verticle wedge type of cutter face

### References

1. Report on the research work on the topic: scientific study of the parameters of optimal drilling during cleaning and sinking operations with the determination of a decrease in the specific consumption of vm (final), 2017, 122.
2. Aldabek, M. (2021). Justification of the parameters of drilling operations in the passage of underground workings under the conditions of the akzhal field (page 66). Master's thesis, for obtaining an academic degree, Kazakh National Scientific and Technical University (Satpayev University).
3. Mangush S.K. (2020). Explosive work in the conduct of underground mine workings: textbook for students of universities studying in the direction of “Mining”, speciality “Blasting” and “Underground and mine construction”. M.: Gorn. kn., 2nd ed.
4. Bitimbaev, M.Z., Shaposhnik, Y.N. & Krupnik L.A. (2012). Explosive business: textbook. Association of universities of the Republic of Kazakhstan. Almaty: Print-S.

Національна Академія наук України  
Інститут геотехнічної механіки  
ім. М.С. Полякова

## XXII МІЖНАРОДНА КОНФЕРЕНЦІЯ МОЛОДИХ ВЧЕНИХ

*Геотехнічні проблеми розробки родовищ*

Матеріали конференції

(Online видання)

Матеріали розміщені на сайті <http://www.igtm.dp.ua/> в розділі Конференції

Адреса редакції та видавця: Редакція матеріалів конференції «Геотехнічні проблеми розробки родовищ», Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України, вул. Сімферопольська, 2-а, м. Дніпро, 49005.

E-mail: [igtmnanu@ukr.net](mailto:igtmnanu@ukr.net)

Комп'ютерна верстка Бубнова О.А.