

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 және металлургия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

Оракова Калдыгул Ораковна

Қоңырат мыс кенін байыту фабрикасының байыту бөлімінің жобасы

ДИПЛОМДЫҚ ЖҰМЫС

6В07203 – Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту ББ

Алматы 2023

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 және металлургия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ
МжПҚБ кафедра меңгерушісі
техн. ғыл. канд. қауым. проф.
М.Б. Барменшинова
« » 2023 ж.

ДИПЛОМДЫҚ ЖҰМЫС

Тақырыбы: «Қоңырат мыс кенін байыту фабрикасының байыту бөлімінің жобасы»

6B07203 – Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту ББ

Орындаған

Оракова Калдыгул Ораковна

Рецензент
PhD докторы, "ҚР Минералдық
шикізатты кешенді қайта өңдеу
Ұлттық орталығы"
РМК, сирек металдар зертханасының
аға ғылыми қызметкері
Малдыбаев Ғ.К.
«05» 06 2023 ж.

Ғылыми жетекші
PhD докторы, МжПҚБ аға
оқытушы
Мамбеталиева А.Р.
«08» 06 2023 ж.

Алматы 2023

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 және металлургия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

6В07203 – Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту ББ



Дипломдық жұмыс орындауға берілген
ТАПСЫРМА

Білім алушы Оракова Калдыгул Ораковна

Тақырып: «Қоңырат мыс кенін байыту фабрикасының байыту бөлімінің жобасы»

Басқарма Төрағасы-ректордың 2022 жылғы «23 қараша» №408 бұйрығымен бекітілген

Аяқталған жобаны тапсыру мерзімі « ____ » _____ 20 ____ ж.

Дипломдық жобаның бастапқы берілістері : _____

Дипломдық жобада қарастырылатын мәселелер тізімі:

а) Кіріспе бөлім

б) Негізгі бөлім

в) Технологиялық бөлім

Графикалық материалдың тізбесі (міндетті сызбаларды дәл көрсете отырып):

жұмыс презентациясының _____ 36 _____ слайдтары ұсынылды

Ұсынылатын негізгі әдебиеттер: _____ атаудан тұрады

1. Сажин Ю.Т. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации: Учеб. пособие. Алматы: КазНТУ, 2005 г. – 177с.

2. Егоров В.И. Обогащение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986г.

Дипломдық жобаны дайындау
КЕСТЕСІ

Бөлімдердің атауы, әзірленетін мәселелер тізбесі	Ғылыми жетекшіге ұсыну мерзімі	Ескертпе
Кіріспе бөлім	08.02.2023-29.02.2023	
Негізгі бөлім	03.03.2023-30.03.2023	
Технологиялық бөлім	10.04.2023-10.05.2023	

Дипломдық жұмыс (жоба) бөлімдерінің кеңесшілері мен норма бақылаушының аяқталған жұмысқа (жобаға) қойған қолтаңбалары

Бөлімдердің атаулары	Кеңесшілер, А.Ж.Т. (ғылымдәрежесі, атағы)	Күні	Қолы
Жобаның технологиялық бөлімі.	Мамбеталиева А.Р. PhD докторы, МжПҚБ сениор-лекторы	18.05.23	<i>А.Р.</i>
Норма бақылау	Таймасова А.Н. техн.ғылым.магистрі	31.05.2023	<i>А.Н.</i>

Ғылыми жетекші

Тапсырманы орындауға алған білім алушы

Күні

А.Р. Мамбеталиева А.Р.

А.Н. Оракова К.О.

«06» 06 2023 ж.

АНДАТПА

Орындалған дипломдық жоба Қоңырат мыс кен орнының мыс кенін байыту фабрикасына арналған. Жобада байытуға түсетін бастапқы кенді ұсату: ірі, орта және майда ұсату, ұнтақтау процесі, елеу, классификация жүргізілген және сондай-ақ байыту әдістері таңдалған. Бөлімдерге қажетті барлық технологиялық схема және есептеу қарастырылған.

Орындалған жобада Қоңырат мыс кенін байыту фабрикасының мыс кенін байытудың технологиялық және су шлам схемаларын есептеу таңдалынып алынған.

АННОТАЦИЯ

Выполненный дипломный проект посвящен обогатительной фабрике медных руд Кобыратского медного месторождения. В проекте проведено дробление первичной руды на обогащение: крупное, среднее и мелкое дробление, процесс измельчения, просеивания, классификация, выбраны способы обогащения. Предоставляются все необходимые для отделов технологические схемы и расчеты.

В реализуемом проекте выбран расчет технологической и водошламовой схем обогащения медных руд Кобыратского медно-обогатительного комбината.

ANNOTATION

The completed diploma project is dedicated to the copper ore beneficiation factory of the Konyrat copper deposit. Crushing of primary ore for beneficiation in the project: coarse, medium and fine crushing, grinding process, screening, classification, and beneficiation methods are selected. All technological schemes and calculations necessary for the departments are provided.

In the implemented project, calculation of technological and water sludge schemes of copper ore beneficiation of Konyrat copper ore beneficiation factory was selected.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе	
1 Жалпы түсіндірме	8
1.1 Кен және байыту фабрикасына сипаттама	8
1.2 Құрылыс алаңының жобалық сипаттамасы	11
2 Өндірістің технологиясын энергоресустармен қамтамасыздандыру	15
2.1 Өндірістің технологиясы	15
2.1.1 Шикізат базасы шикізат сипаттамасы	15
3 Цехтардың жұмыс істеу тәртібі және олардың өнімділігі	17
3.1 Ұсату сұлбасын таңдау және есептеу	19
3.2 Ірілік сипаттамасын есептеу	20
3.3 Ұнтақтау схемасын таңдау және есептеу	23
3.4 Ұнтақтау жабдықтары	25
3.5 Металл тепе-теңдігін және байытудың санды сұлбасын есептеу	28
3.6 Флотацияның толық схемасын есептеу	29
3.7 Сусыздандыру схемасын есептеу	30
3.8 Су мөлшерін есептеу	30
3.9 Негізгі жабдықтарды таңдау және есептеу	32
4 Елеу жабдықтары	35
Қорытынды	
Пайдаланылған әдебиеттер тізімі	

КІРІСПЕ

Тау-кен металлургия кешені - Қазақстанның өнеркәсібі бойынша барынша бәсекеге қабілетті және дамып келе жатқан секторларының бірі. Онда қазіргі кезде бұл кәсіппен 164,5 мың адам жұмыспен қамтылған.

Мыс, қорғасын және мырыш қоры әлемдік қордың тиісінше 10%-ын құрайды. Осылайша Қазақстан мыс бойынша – үшінші орынды иемденеді. Менделеев кестесінің 109 элементі ішінде Қазақстанның жер қойнауында 99 элемент анықталған, 70 элемент бойынша қорлары барланған, 60-тан астам элемент өндіріледі.

Пайдалы қазбаларды өндірудің жалпы көлемі бойынша республика 70-тен астам тау-кен өндіруші державалардың ішінде 13-ші орынды иемденеді.

Алдағы жылдары саланы дамытудың негізгі міндеті металлургия өнеркәсібінде жаңа өңдеуші өндірістерді кезең-кезеңмен құру, жоғары технологиялық өнімдер өндірісін өсіруді және сыртқы нарыққа оның экспортын ұлғайтуды да, ішкі нарық тұтынушылары қажеттіліктерін қанағаттандыруды да қамтамасыз ететін қосылған құны жоғары өнім шығару болуға тиіс.

Қазақстан ТМК өндірісінің ұлғаюы қарқынына соңғы жылдары жаңа зауыттар салу, жұмыс істеп тұрған кәсіпорындардың қуатын ұлғайту және оларды реконструкциялау ықпал етті. 2005-2011 жылдар кезеңінде ТМК-дағы инвестициялардың жиынтық көлемі 2 026 млрд. теңгені құрады, олардың 788 млрд. теңгесі түсті металдар кенін өндіруге байланысты инвестицияларға, 197 млрд. теңгесі – темір кенін өндіруге, 362 млрд. теңгесі – қара металдар өндірісіне, 679 млрд. теңгесі – түсті және асыл металдар өндірісіне тиесілі.

Қоңырат мыс өңдеу зауыты облыстағы металл кенін өндіретін ірі кәсіпорындардың бірі. Дегенмен, металлургия өнеркәсібінің көптеген кәсіпорындарындағы сияқты, бағалы металл компоненттерінің шығымдылығын арттыру және шығындарды азайту мақсатында кен байыту процестерін жетілдіру үнемі қажет.

1 Жалпы түсіндірме

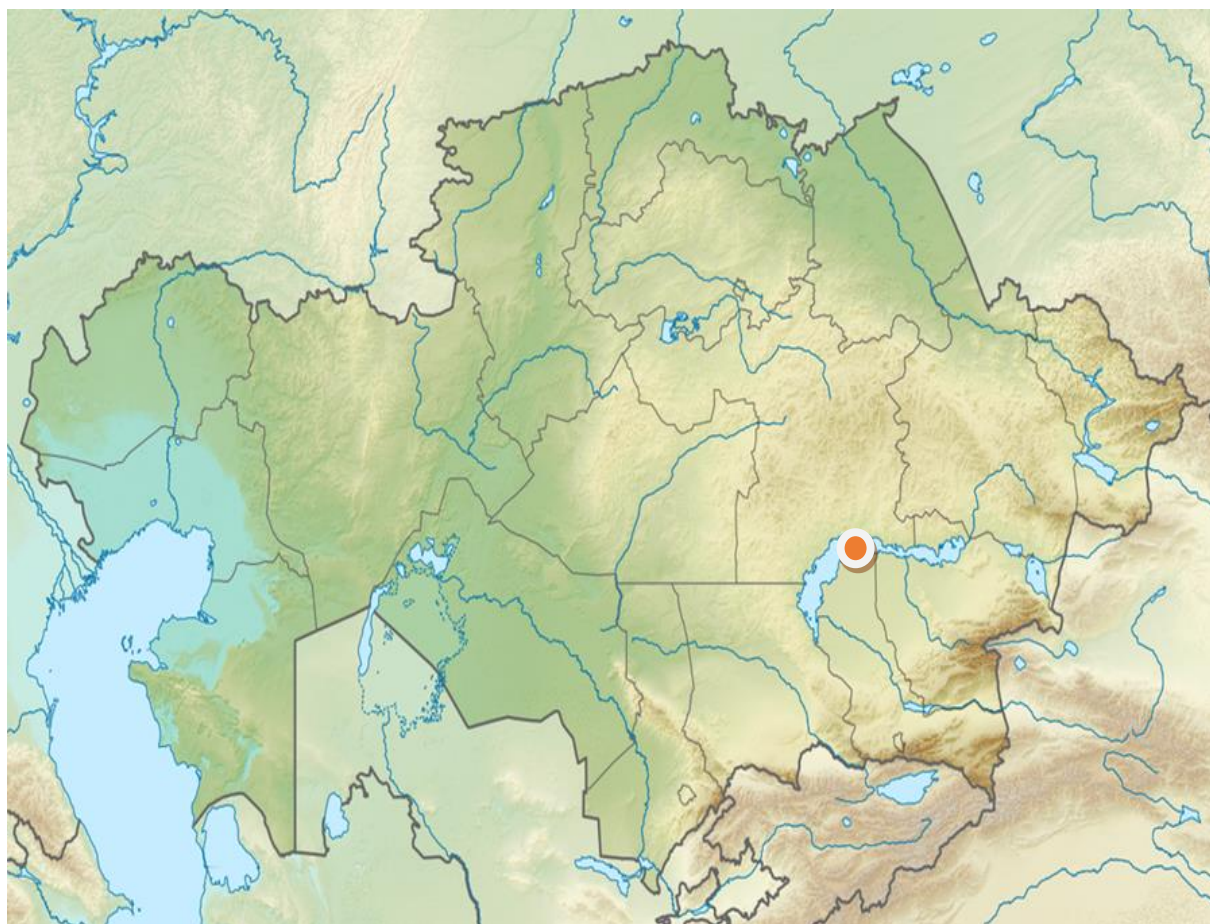
1.1 Кен және байыту фабрикасына сипаттама

Қоңырат мыс кен орны Қарағанды облысы, Балқаш қаласының солтүстігіне қарай 15 км жерде (1.1 сурет), Қоңырат ауылына таяу жерде орналасқан. Ең алғаш 1927 жылы М.П.Русаков ашып, 1928 жылдан бастап барлау жұмыстары жүргізілді. Қоңырат мыс байыту фабрикасы 1934 жылдан бері Балқаш кен-металлургия комбинатын шикізатпен қамтамасыз етіп бастады. Мыс пен молибденнен басқа қорғасын, мырыш, рений, таллий, галлий, селен, күміс, алтын, сурьма, теллур, индий, висмут, кобальт, никель, қалайы кендері бар. Ілеспе элементтердің ішінде негізгі өлшемдері изоморфты қоспалар болып келеді. Өндірілетін кен ішінде мыстың мөлшері 0,35–0,45% құрайды.

Кенді ашық әдіспен аз көлемде өндіреді. «Қоңырат» кенішіндегі кен өндіруді экономикалық бағалау КСРО елдерінде пайдалы қазбалар кен орындарын игеру кен өндірудің ең прогрессивті, өнімді және ең арзан әдісі болды. Күн сайын тау-кен өнеркәсібін дамытуда оның маңызы арта түсті. Есептелген көрсеткіштерді алу үшін салыстырмалы және шығын тәсілі қолданылады. Табиғатқа және қоршаған ортаға зиян келтірген өндірістік жұмыстарды жүргізуге байланысты шығындарды, сондай-ақ келтірілген залалдың орнын толтыруды, тау-кен мүлкінің құнын анықтауды қамтамасыз ететін кіріс тәсілін қолдана отырып есептелген кен орнының құнын анықтау үшін қолданылады.

Шығындық тәсіл қайта өндіруге және ғимараттар мен құрылыстарды, жабдықтарды ауыстыруға кететін шығындардың әдістерін, сондай-ақ өз кезегінде кен орындарын пайдалану және қоршаған ортаға зиян келтіру кезінде жоғалатын және бүлінетін табиғи ресурстарды бағалау әдістерін қамтиды. Пайдаланылатын минералды шикізат пен жабдықтардың бағасын алу үшін салыстырмалы тәсіл және оның әдістері қолданылады. Мыс-молибден минералдануы Қоңырат кен орнында біртұтас кен денесін құрайды. 470 м белгіден бастап кен жоспарда сақиналы пішінге ие болады. 185 м деңгейінен төмен жоспарда мыс мөлшері 0,20 - 0,40% жеке «дақтарға» ыдырайды, кен денесі бірте-бірте сыналанады.

Қазіргі уақытта сілтісіздендіру, тотыққан және аралас кендердің аймақтары толығымен дерлік өңделген. Карьер контурларын әрі қарай орналастырған кезде жоғарғы горизонттарда тотыққан кендердің шағын учаскелері болады, бірақ олардың қоры қалған жалпы көлемнің 0,2-0,3%-ын ғана құрайды. Халькозин кендерінің аймағы да негізінен (70-80%) өңделген. Перспективті өндіріс негізінен халькоциттің аздаған қоспасы бар бастапқы сульфидті кендерден тұрады.



1.1 сурет - Қоңырат кен орнының орналасуы

Қоңырат кен орнынаң тау жыныстары мен кендерінің сипаттамасы. Қоңырат карьері эллипс типтес пішіні бар: ұзындығы – 1800 м, ені – 1700 м, тереңдігі 423 м. Жерлердің биіктігі – 15 м, ал өтеу кезінде олардың биіктігі 30 м дейін еселенеді. Кернелердің еңіс бұрыштары үстіңгі жағында 50 м, төменгі деңгейлерде 60-65 м, карьердің бүйірлерінің бұрыштары 31-ден 39 м-ге дейін өзгереді. 2003-2005 жылдар аралығында карьерді тереңдету жұмыстары жүргізілген жоқ. Кенді және тау жыныстарын жару бұрғылау және жару арқылы жарылған тау массасын теміржол арқылы жөнелту арқылы жүзеге асырылды.

Протодеяконов шкаласы бойынша кендер тығыз әрі олардың қаттылық коэффициенті 8-12 болатын. Кеніштің өнімділігі тау-кен массасы бойынша 2003 жылы – 3,1 млн м³, 2004 жылы – 1,4 млн м³, 2005 жылы – 1,4 млн м³ болды.

Қоңырат кен орны 1928 жылы ашылп, оны 1934 жылдан бастап Балқашмед өндірістік бірлестігі өндіріп келеді.

Кен орнының шығыс бөлігі Ақшатау (пермь) интрузивті кешенінің лейкократты порфиртті граниттерінен құралған.

Кен орнында әлсіз өзгергін гранодиорит порфирлері салыстырмалы түрде сирек кездеседі. Олардың сипаты қара-сұр және жасыл-сұр түсті толық кристалды жыныстар болып келеді. Жер асты массасы бір құрамды ұсақ

түйіршікті 1–2 мм агрегаттан тұрады. Екінші реттік минералдар – серицит, эпидот, карбонат және хлорит кеңінен дамыған.

Кен орнының барлық дерлік кен массасы гранодиорит-порфириттен кейінгі екіншілік кварциттер деп аталатындардан тұрады. Бұл ашық-сұр және сарғыш-сұр түсті борпылдақ тау жыныстары. Жарықтар әдетте кварцпен толтырылады, сирек пиритпен сіңдірілген кварцпен және одан да сирек сульфидтермен және кварцпен толтырылады. Кен тамырлары құрамы бойынша мономинералды халкозин, халькопирит, молибденит және полиминералды пирит-молибденит, фахлор-пирит-халькопирит, халькопирит-фахлор-галена-сфалерит болып бөлінеді. Халкозин мен борнит кен денесінің ортаңғы горизонттарында (екінші сульфидті байыту аймағы) барлық жерде кездеседі. Веналеттердің металл емес компоненті кварц, каолинит, андалузит, серицит, турмалин, алунит, пиррофилит, эпидот және диаспорадан тұрады. Кен тамырларының негізгі массасының қалыңдығы 1-2 мм (миллиметрдің фракцияларынан 10 см-ге дейін өзгереді). Олардың ұзындығы ондаған сантиметрді құрайды - бірінші метр, ерекше жағдайларда бірнеше ондаған метрге дейін. Тамырлардың ара қашықтығы да айтарлықтай өзгереді – 0,1-ден 40-60 м-ге дейін.

Тамырлар Қоңырат рудаларының көзге көрінетін, ең әсерлі бөлігі болып табылады, бірақ кен орнының негізгі құндылығы салыстырмалы түрде біркелкі таралған субмикроскопиялық руда фенокристтері болып табылады. Олардың өлшемдері мыңнан бірнеше миллиметрге дейін (орта есеппен 0,2-0,5 мм).

1.1 кесте - Қоңырат кен орнының тау жыныстарының қаттылығы және олардың карьер ішінде таралуы

Кен атауы	Қаттылық коэффициенті	Таралуы,%
қышқылды жанартау жыныстарынан кейінгі қайталама кварциттер	12-14	30
гранодиоритті порфирлерден кейінгі екіншілік кварциттер	10-12	60
каолинизацияланған гранодиорит порфири	10-12	3
монокварциттер	14-16	2

Қоңырат кен орнын сумен қамтамасыз ету.

Гидрологиялық тұрғыдан алғанда кен орны жақсы зерттелген. Қолда бар материалдарды талдау карьердегі суарудың негізгі көзі екінші ретгі кварциттердің жарылған сулары екенін көрсетеді.

Қоңырат кенішін техникалық сумен қамтамасыз ету және өңдеу өндірісі үшін Балқаш көлінің жер үсті сулары пайдаланылады, соның арқасында кәсіпорынның қажеттілігі толығымен қанағаттандырылады.

Шұңқыр сулары қышқыл болғандықтан, жаңадан құрылған үйінді шаймалау өндірісі үшін пайдаланылуы мүмкін.

Шахтаны, «Балқашцветмет» ӨБ өнеркәсіп алаңын және қаланы шаруашылық-ауыз сумен қамтамасыз ету үшін Тоқырау өзені аңғарының төменгі ағысындағы төрттік аллювиалды шөгінділерінің жер асты сулары пайдаланылады. Сумен қамтамасыз ету көзі Балқаш қаласынан 2530 шақырым жерде орналасқан. Балқаш өңірін сумен қамтамасыз етудің резервтік көзі Балқаш қаласынан 90 км қашықтықтағы Тоқырау өзенінің орта ағысының шөгінділерінің жер асты сулары болуы мүмкін. Жер асты суларының қорын КСРО Мемлекеттік резервтер комитеті 950 л/с мөлшерінде бекітеді.

1.2 кесте - Қоңырат кен орнының қорлары

Қорлар	Бірлік	Баланста	Баланстан тыс
кен	тонна	247095.0	261742.0
мыс	тонна	883,7	613,1

Кендердің негізгі массасындағы фенокристалдар арақашықтығы 0,1-3 см шамасында өзгереді және кен тамырларының жанында, әсіресе, олар сыналған жерлерде минимумға дейін азаяды. Кейде сирек кездесетін пирит түйірлерін қоспағанда, рудалық минералдардан мүлдем айырылған айтарлықтай елеулі (10-15 м) тау жыныстары блоктары кездеседі. Фенокристалдарда негізінен тамырлар сияқты минералдар бар. Кен орнының кен денесі төңкерілген тостаған тәрізді, ұзындығы шамамен 1000 м, ені 100-ден 800 м-ге дейін.). Тотығу аймағының минералдары гематит, лимонит, куприт, мелаконит, табиғи мыс, ярозит, малахит, азурит, брохантит, халькантит, атакамит, хризоколла.

Екінші реттік сульфидті байыту аймағы 200 м тереңдікке дейін созылды. Ол мыс қорының көп бөлігін қамтыды. Зонаның негізгі кен минералы халькоцит, одан басқа пирит, халькопирит, борнит, ковеллит, сфалерит, энаргит, арсенопирит, фалор, молибденит (кему ретімен) болды. Бастапқы кендер 5-70 м тереңдікте орнатылып, 700 м-ден астам тереңдікте жалғасады. Олар пирит, халькопирит, халькозин, молибденит, теннантит, марказит, өңсіз рудалар, сфаларит, галенит, молибденирит, магнетит, гематит, стибиолуконит және т.б.

1.2 Құрылыс алаңының жобалық сипаттамасы

Қоңырат мыс кен орны – көлемі бірдей емес екі өзара байланысқан кен денелерінен тұратын қалың қор тәрізді кен орны. Кен орнындағы шөгінділердің

калындығы мардымсыз. Жер бетінен кен орнының кен денесінде тотыққан аймақтың кеңінен дамыған минералдары болды. Бұл аймақ минералданудың өте ретсіз таралуымен ерекшеленді, мұнда бай рудалар тақыр жерлермен алмасты. Кен орнының ең өнімді зонасы – сульфидті қайталама байыту аймағы немесе мыс минералы, басымдығы бойынша халькозин кендерінің аймағы. Аралас кендердің учаскелері көбінесе халькозин аймағынан жоғары орналасқан. Біріншілік кендер екінші реттік байыту аймағынан төмен орналасқан және кен минералдарымен байытылған порфириттермен шектелген. Негізгі жыныстар мен кендер бір-бірінен физикалық-механикалық қасиеттері бойынша дерлік ерекшеленбейді: тау жыныстары мен тотыққан кендердің көлемдік массасы $2,5 \text{ т/м}^3$, сульфидті кендердің көлемдік массасы $2,6 \text{ т/м}^3$. Тау жыныстары мен кендердің қаттылық коэффициенті кейде 14-ке дейін көтеріледі, бірақ орташа есеппен 8-10 болады. Қопсыту коэффициенті 1,4. Ауданның беткі рельефі тегіс, бірақ кен орнының солтүстік-шығыс бөлігінде биіктігі 15-тен 50 м-ге дейінгі жекелеген төбелер қатары берілген.

Қоңырат кен орны 1934 жылы ашық әдіспен игеріле бастады. Бастапқы техникалық жобада карьердің түпкілікті тереңдігі 240 м деп белгіленді. Кен Балқаш өңдеу комбинатына 100 тонналық жартылай вагондармен, ал тау жынысы 60 тонналық үйінділердің шығыс тобына жеткізілді. Кен орны терең сыртқы шығыс траншеямен және шеткі контур бойымен өтетін ішкі спиральмен ашылды. Шығыс траншеяның негізгі параметрлері: максималды тереңдігі 40 м, төменгі ені 35 м, үстіңгі ені 160 м.

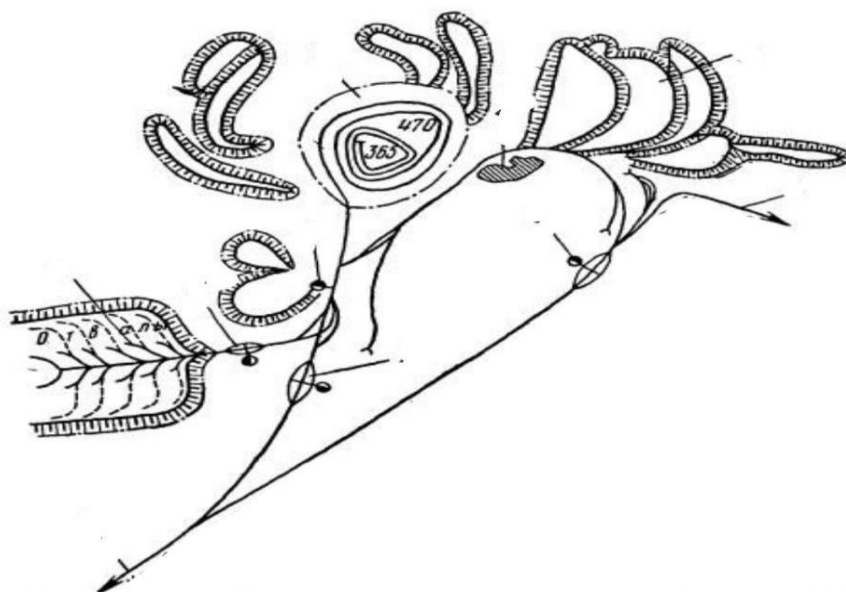
Үш жолды темір жол траншеяда тауға қарай өтетін болды. 620 м қос жолды спиральды шығуға, сонымен қатар қосалқы жолға. Спиральды шығу сағат тілінің бағытымен төмен түсіп, екі бұрылыс жасады. Төменгі горизонттағы теміржол рельстерінде көрме тұйықтары болды. 1954 жылы жер бетінен 60–80 м тереңдікте жоғарғы горизонттағы тау-кен жұмыстары жобалық контурларға жетті, ал карьердің тереңдігі 150 м болды. Карьердің аяқталу мерзімінің жақындауына байланысты 1954 жылдан 1957 жылға дейін, кен орнында қосымша барлау жұмыстары жүргізілді.

Кен орнын қосымша барлау және шекті құрамды 20%-ға төмендету нәтижесінде анықталған қосымша кен қорлары негізінде 1957 жылы Қоңырат карьерін қайта құрудың техникалық жобасы жасалды, онда:

- карьердің бастапқы контурын кеңейту;
- депозиттің ашылуын өзгерту;
- карьердің жылдық өндірістік қуатын арттыру;
- ескірген тау-кен және көлік техникасын жаңасына ауыстыру;
- жаңа өндірістік ғимараттар мен құрылыстарды салу;
- тұрғын үй-мәдени жағдайын жақсарту.

Карьерді қайта құру жобасының арқасында оның соңғы тереңдігі солтүстік жағында 430 м және оңтүстік жағында 300 м дейін ұлғайтылды, ал жер бетіндегі контур шамамен 200 м кеңейтілді.

Қайта құру жобасы бойынша карьер контурын кеңейту кен орнының спиральды шығу арқылы ашылуына және оның жақтарының жай-күйінің тау-кен жұмыстарын қалпына келтіру және дамыту үшін қанағаттанарлықсыз болуына байланысты өте қолайсыз жағдайларда басталды. Карьердің сөнген беттеріндегі тау-кен жұмыстары негізінен экскаваторлар мен тұйық жерлерде теміржол көлігінің жұмысы есебінен қайта жанданды. Қоңырат карьерін қайта құру жобасы ашу схемасын түбегейлі өзгертуді қарастырады (2-сурет). Кен орнын таудан өткен оңтүстік астаналық траншея ашқан. Тауға дейін 640 м. 605 м және бос жыныстарды оңтүстік үйінділерге, ал кенді Новорудная станциясына жеткізуге арналған. Бұл ретте Товарная станциясы жойылып, қазіргі шығыс траншеясы қосалқы тасымалдауға пайдаланылды. Оңтүстік траншеяның көлемі 2 млн м³ құрады.



1.1 сурет- Оңтүстік траншеямен Қоңырат кен орнының ашылуы

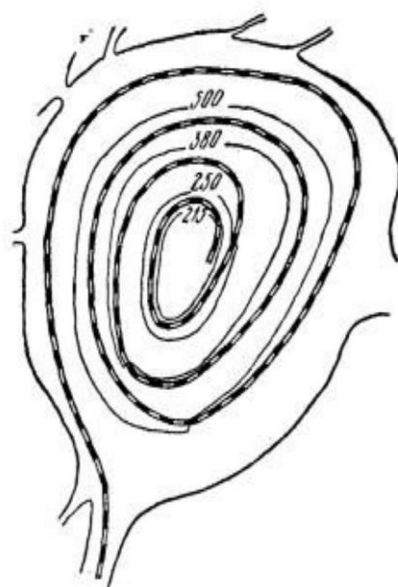
Бұл ашық схема жер үсті коммуникацияларының сәтті орналасуына және негізгі траншеяны карьердің оңтүстік шетіне түйістіруіне байланысты тау-кен массасын тасымалдау қашықтығын 4,5 км-ге қысқартуға және 1 тоннаны тасымалдау құнын төмендетуге мүмкіндік берді. 3,6 тиынға.

Қайта құру жобасы Қоңырат карьерін техникалық қайта жарақтандыруды да қарастырды. Карьерге СБШ-250 бұрғылау қондырғылары, ЭКГ-4,6 және ЭКГ-8 экскаваторлары, ілінісу салмағы 150 т электровоздар, ВС-100 самосвалдары енгізіліп, соққылы қоқыс әдісінен экскаваторға көшу жүргізілді.

1973 жылы Гипроцветмет институты Қоңырат карьерін қайта құрудың жаңа техникалық жобасын жасады, ол бұрын карьер контурынан тыс жатқан кен

қорларын пайдалануға тартуды көздеді. Жобаны жасау алдында шарттарды қайта қарау жүргізілді, нәтижесінде шекті баға мен ең төменгі өнеркәсіптік разряд шамамен 25%-ға төмендеді. Қайта құру жобасы Қоңырат карьерінің тереңдігін 150 м-ге арттыруды қарастырады (3-сурет). Карьер жақтарының сөнген учаскелерінде тау-кен жұмыстарын дамыту автомобиль көлігін пайдалану арқылы жүзеге асырылады. 1976 жылдан 1980 жылға дейін төменгі жиектерден тас массасы аралас көлік және темір жол көлігімен тасымалданады. Теміржолдағы самосвалдардан шыққан тау жыныстары вагондар тауда салынуы тиіс экскаваторды ауыстырып тиеу пунктінде қайта тиеледі 540 м.

Болашақта ілінісу салмағы 240-360 тф тартқыш қондырғыларды пайдалана отырып, темір жол көлігіне толығымен көшу жоспарлануда.



1.2 сурет - 1973 жылғы қайта құру жобасы бойынша Қоңырат карьерінің тереңдігін ұлғайту

2 Өндірістің технологиясын энергоресустармен қамтамасыздандыру

2.1 Өндірістің технологиясы

2.1.1 Шикізат базасы шикізат сипаттамасы

Мыс табиғатта 250 ден астам минералдар құрамында кездеседі. Көпшілік кен орындарында мыстың үлесі өте төмен болады. Соған байланысты қазіргі кезде өндірісте 4-6 сульфидті минералдары ғана пайдаланылады.

Жиі кездесетін сульфидтерге жататындары: халькопирит(CuFeS_2), борнит(Cu_5FeS_4), халькозин(Cu_2S) және ковеллин(CuS).

Біріншілік минералға халькопирит жатады. Қалған туынды сульфидтерге борнит, халькозин, және ковеллин жатады. Себебі бұл минералдар халькопириттің бұзылуынан, ыдырауынан пайда болады. Аталған сульфидтер әр кен құрамынды әртүрлі қатынаста болады. Көбінесе үлесі жоғарырақ келетін халькопирит, сондықтан ол ең негізгі минерал болып табылады.

Халькопирит терең жыныстарда және гидротермалдық минерал ретінде шөгінді жыныстар арасында кездеседі. Олар кенде ұсақ сепкілді түрде кездеседі. Халькопириттің түсі қою сары-күлгін болып келеді. Онда мыс екі валентті (Cu^{2+}) түрде болады. Ол күкіртпен суда ерігіштігі өте төмен мықты қосылыс жасайды. Оның суда ерігіштік көбейтіндісі $[\text{Cu}^{+2}] [\text{S}^{-2}] = 3,5 \cdot 10^{-45}$. Мыстың минералдағы валенттігі кенді флотациялау әдісімен байытқанда маңызы зор. Борнитте мыс жартылай екі, жартылай бір валентті болып келеді. Халькозинде бір валентті, ал ковеллинде екі валентті болады. Сульфидті мыс кенін флотациялап байытуда үлкен роль ойнайтын қасиеті әртүрлі сульфидтердің суда тотығу дәрежесі болып табылады. Осы тұрғыдан халькопириттің тотығу жылдамдығы төмен, ал туынды сульфидтердің тотығу жылдамдығы жоғары. Минералдардың суда ерігіштігі тікелей солардың тотығу жылдамдығына байланысты, демек туынды сульфидтердің тотығуы жоғары болып келеді.

Маңызды қасиеттерінің біріне мыс сульфидтерінің жартылай өткізгіштік қасиеті жатады. Ол р-типті өткізгіштерге жатады. Бұл қасиет олардың флотореагенттермен әрекеттесуінде өте үлкен маңызы бар.

Мыс (Cu) – Д.И Менделеев периодтық жүйесінің I-тобындағы химиялық элемент, оның атомдық нөмірі 29, атомдық массасы 63,546. Табиғатта тұрақты екі изотопы кездеседі: 63 Cu және 65 Cu. Жер қыртысында масса бойынша мөлшері 4,7.10–3%. Ең көп тараған минералдары: халькопирит, халькозин, ковеллин, малахит, азурит. Пластикалық қызыл түсті металл, кристалл торы қырлары центрленген кубтық, тығыздығы 8,94 г/см³, балқу t 1084,5°C, қайнау t 2540°C, тотығу дәрежесі +1, +2. Құрғақ ауада және бөлме температурасында тотықпайды. Қыздырғанда ауада CuO және Cu_2O -ға дейін тотығады, галогендермен, S, Se, HNO_3 , H_2SO_4 -пен әрекеттеседі. Аммиак, цианидтермен кешенді қосылыстар түзеді. Сульфид концентратын балқытады және одан түзілген мыс штейнін қара мысқа дейін тотықтырады да, кейін жалынмен не

электролиттік әдіспен тазарту арқылы; гидрометаллургиялық әдіс – құрамында мысы бар минералдарды күкірт қышқылымен өңдеп, одан әрі электролиздеу арқылы алады. Мыс кабельдердің, электр қондырғылары мен жылу алмастырғыштардың ток өткізгіш бөлігін жасау үшін пайдаланылады; қорытпалардың құраушысы ретінде қолданылады.

Мыстың концентрациялану коэффициенті - 200. Оның жоғарғы мөлшері қышқылдау, негізгі тау жыныстарға және кейде қышқылды гранитке тән.

Мыстың өнеркәсіптік мәнге ие болатын минералдары: халькопирит CuFeS_2 (34% Cu), борнит Cu_5FeS_4 (63%), ковеллин CuS (66%), халькозин Cu_2S (79,8%) солғын кен $\text{Cu}_3(\text{AsSb})\text{S}_3$ (52-57%), куприт Cu_2O (88,8%), малахит $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$ (57,4%), азурит $\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$ (55,3%), хризаколла $\text{CuSiO}_3\text{nH}_2\text{O}$ (36,1%) болып табылады.

Халькопирит - CuFeS_2 . “Халькос” грек сөзі қазақша “мыс” деген сөз. Халькопирит сөзі мысты пирит деген мағына береді.

Химиялық құрамы мыстан (34,57%), темірден (30,54%), күкірттен (34,9%) тұрады, және қоспасы күміс пен алтын.

Халькопириттің қаттылығы 3-4, ал меншікті салмағы 4,2. Түсі қола сары. Суда нашар бөлінеді. Сыртқы бейнесі: кристалдары өте сирек, ол тек қуыстарда ғана кездеседі.

Мыстың ТМД елдерін қоспағанда жалпы әлемдік қоры 843млн. тонна, барланғаны-466млн. тонна. Барланған қордың негізгі бөлігі АҚШ пен Чили, оның әрқайсысында 85 млн. тоннадан, Замбия мен Канада қоры 29млн. тонна, Конго 25 млн. тонна мен Перу 27 млн. тонна кенорындарының үлесіне келеді. Мыс әлемнің 37 елдерінде өндіреді, оның мөлшері 6,3 млн.тоннаға жетеді; оның 80% негізгі бөлігін АҚШ 1,1млн. тонна өндіреді. 1 тонна мыс құны әлемдік биржада 1300-1600 АҚШ доллар шамасында.

2.1 кесте - Мыстың күкіртті минералдарының сипаттамасы

Минерал атауы	Химиялық формула	Мыстың мөлшері,%	Тығыздық,г/см ³
Таза мыс	Cu	100	8,8
Борнит	Cu_5FeS_4	63,3	5,0
Халькозин	Cu_2S	79,8	5,7
Халькопирит	CuFeS_2	34,6	4,2
Ковеллин	CuS	66,4	4,6
Дигенит	Cu_9S_5	79,8	5,7
Энаргит	Cu_3AsS_4	48,3	4,4
Теннантит	$3*\text{Cu}_2\text{S}*\text{As}_2\text{S}_3$	57,5	4,4
Тетраэдрит	$3*\text{Cu}_2\text{S}*\text{Sb}_2*\text{S}_3$	52,1	4,8

3 Цехтардың жұмыс істеу тәртібі және олардың өнімділігі

Жобада берілген өнімділік – 2.500 000 тонна жылына өндіреді.

Кенді жер асты тәсілімен өндіретін болғандықтан ұсату цехы шахтамен бірдей жылына 305 күн, 3 смена 8 сағаттан жұмыс істейді.

Ұсату цехының тәуліктік өнімділігін:

$$Q = \frac{Q_{ж}}{305}, \text{ т/сағ} \quad (3.1)$$

мұндағы $Q_{ж}$ – кен орнының жылдық өнімділігі.

$$Q = \frac{2500000}{305} = 8197, \text{ т/тәу}$$

Сағаттық өнімділігі:

$$Q_c = \frac{Q}{n * m * \eta}, \text{ т/сағ} \quad (3.2)$$

мұндағы η – кеннің біркелкі берілмеуін ескеретін коэффициент;

n - смена саны;

m - бір смендағы жұмыс уақытының ұзақтығы.

$$Q_c = \frac{8197}{3 * 8 * 0.95} = 360, \text{ т/сағ}$$

Фабриканың бас корпусы жылына 340 күн жұмыс жасайды. Қалған күндері негізгі және қосалқы жабдықтарды кестеге байланысты күрделі жөндеулерден өтуі керек.

Фабриканың бас корпусының тәуліктік өнімділігі:

$$Q_T = \frac{Q_{ж}}{340}, \text{ т/сағ} \quad (3.3)$$

мұндағы $Q_{ж}$ - жылдық өнімділік.

$$Q_T = \frac{2500000}{340} = 7353, \text{ т/тәу}$$

Сағаттық өнімділік:

$$Q_c = \frac{Q_T}{n * \eta}, \text{ т/сағ} \quad (3.4)$$

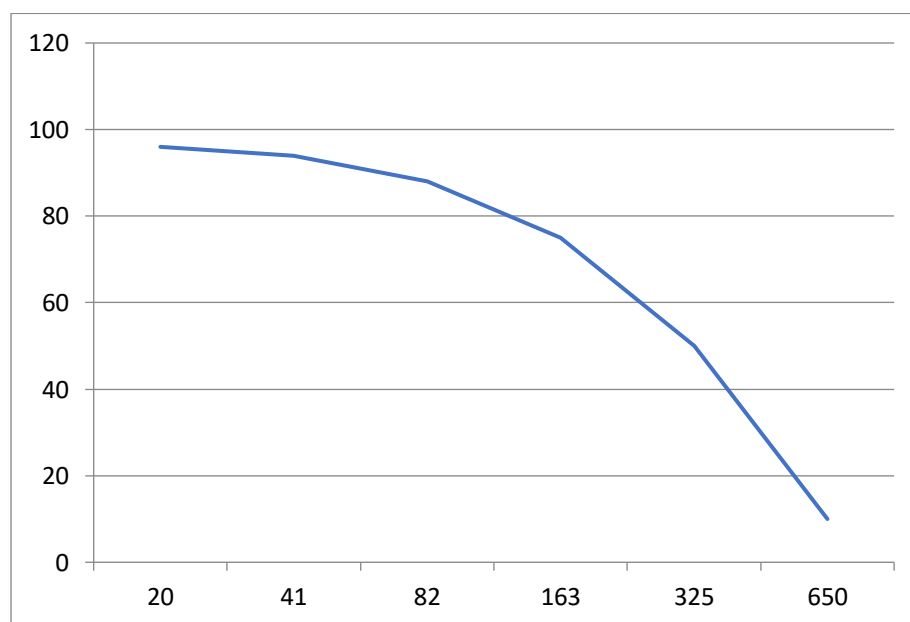
мұндағы η - кеннің біркелкі берілмеуін ескеретін коэффициент.

$$Q_c = \frac{7353}{3 * 8 * 0.75} = 323, \text{ т/с}$$

- 1 Процеске түсетін кеннің ең ірі кесегі: 950 мм;
- 2 Ұсатылған кеннің орташа ірілігі: $d_H=10$ мм;
- 3 Протодеяконов бойынша кен қаттылығының коэффициенті: $f=15$;
- 4 Кен ылғалдылығы: $W=5\%$;
- 5 Кеннің орта өлшемді тығыздығы: $2,7 \text{ т/м}^3$;
- 6 Кеннің үйінді тығыздығы: $1,65 \text{ т/м}^3$;
- 7 Кеннің ірілік құрамы:
- 8 Ұсатудың 1-ші сатысында салыстырмалы жоғарғы ірілік жақты ұсатқыш үшін $z=1.7$, конусты ұсатқыш үшін $z=1.6$ -ға тең.

3.1 кесте - Іріліктің құрамын талдау нәтижесі

Ірілік кластың үлесі Д max	Класс ірілігі, мм	Шығым, %	Қосынды шығым «+»
+Д max	+650	0	0
-Д max + 1/2 Д max	-650+325	50	50
-1/2 Д max - 1/4 Д max	-325+163	25	75
-1/4 Д max + 1/8 Д max	-163+82	13	88
-1/8 Д max + 1/16 Д max	-82+41	6	94
-1/16Д max + 1/32 Д max	-41+20	4	98
-1/32 Д max + 0	-20+0	2	100



3.1 сурет - Ірілік құрамының графигі

3.1 Ұсату сұлбасын таңдау және есептеу

1 Жалпы ұсату дәрежесі:

$$S_{\alpha} = \frac{D_{MAX}}{d_{max}} = \frac{650}{10} = 65 \quad (3.5)$$

2 Орта ұсату дәрежесі:

$$S_{\hat{\alpha}} = \sqrt[3]{S_{\alpha}} = \sqrt[3]{65} = 4,1, \quad (3.6)$$

3 Ұсатудың жеке дәрежелері:

$$\begin{aligned} S_I &= \frac{D_{MAX}}{d_1} = \frac{650}{255} = 2,6 \\ S_{II} &= S_{\hat{\alpha}} = 4,1 \\ S_{III} &= \frac{S_{\alpha}}{S_I * S_{II}} = \frac{65}{2,6 \cdot 4,1} = 6,0 \end{aligned} \quad (3.7)$$

4 Ұсатылған кеннің номиналды ірілігі:

$$d_I = \frac{D_{MAX}}{S_I} = \frac{650}{2,6} = 255 \text{ мм}, \quad (3.8)$$

$$d_{II} = \frac{d_I}{S_{II}} = \frac{255}{4,1} = 60 \text{ мм}, \quad (3.9)$$

$$d_{III} = \frac{d_{II}}{S_{III}} = \frac{60}{6,0} = 10 \text{ мм}, \quad (3.10)$$

5 Ұсатқыштар жырығының мөлшері:

$$i_{II} = \frac{d_{II}}{z_{II}} = \frac{60}{1,8} = 33 \text{ мм}, \quad (3.11)$$

мұндағы z - сандық маңызының белгілі сипаттамаға сәйкес кеннің қаттылығы мен әр ұсату сатыларын ескере отырып қабылдау.

Саты бойынша елеу тиімділігі: $E_{II}=80\%$; $E_{III}=85\%$

3.2 Ірілік сипаттамасын есептеу

3.1 кесте - 3-өнімнің ірілік сипаттамасы ($b_p=150$ мм)

Анықталатын класс, b_p	Класс ірілігі, мм	"+" бойынша класс шығыны	"-" бойынша класс шығыны
0,2*150	30	90	10
0,4*150	60	75	25
0,8*150	120	50	50
1,2*150	180	20	80
1,7*150	255	5	95

3.2 кесте - 4-ші өнімді есептеу

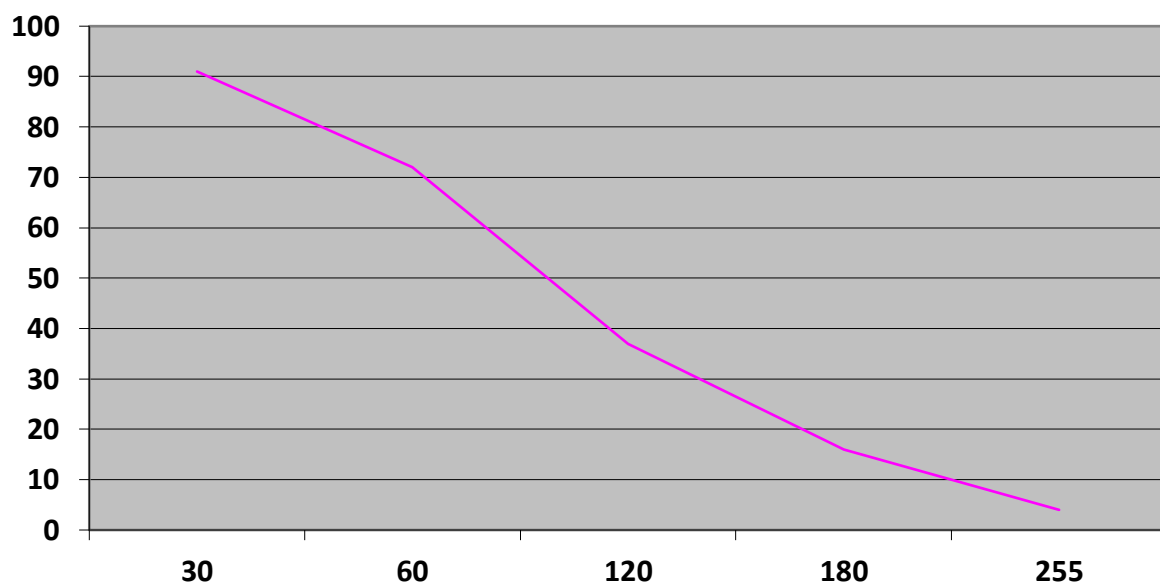
Класс ірілігі, мм	"-" бойынша класс шығыны	"+" бойынша класс шығыны
30	$\beta_4^{-30} = \beta_0^{-30} + b_0^{+150} * \beta_3^{-30} = 4,5 + 0,82 * 10 = 13$	87
60	$\beta_4^{-60} = \beta_0^{-60} + b_0^{+150} * \beta_3^{-60} = 7 + 0,82 * 25 = 28$	72
120	$\beta_4^{-120} = \beta_0^{-120} + b_0^{+150} * \beta_3^{-120} = 15 + 0,82 * 50 = 56$	44
180	$\beta_4^{-180} = \beta_0^{-180} + b_0^{+180} * \beta_3^{-180} = 22 + 0,78 * 80 = 84$	16
255	$\beta_4^{-255} = \beta_0^{-255} + b_0^{+255} * \beta_3^{-255} = 28 + 0,72 * 95 = 96$	4

3.3 кесте - 7-өнімнің ірілік сипаттамасы $b_p=33$ мм, $d_{II}=60$ мм

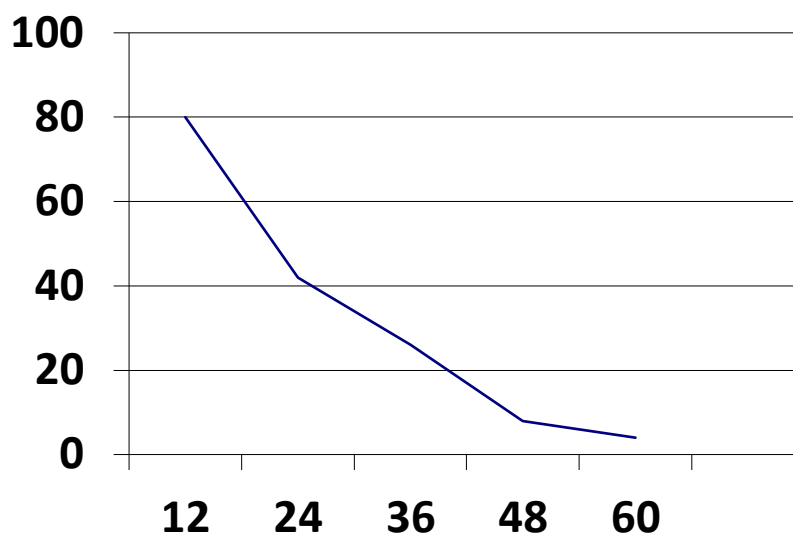
Анықталатын класс, b_p	Класс ірілігі, мм	"+" бойынша класс шығыны	"-" бойынша класс шығыны
0,2*60	12	65	35
0,4*60	24	40	60
0,6*60	36	22	78
0,8*60	48	10	90
1*60	60	5	95

3.4 кесте - 8-ші өнімді есептеу

Класс ірілігі, мм	"-" бойынша класс шығыны	"+" бойынша класс шығыны
12	$\beta_8^{-12} = \beta_4^{-12} + b_4^{+33} * \beta_7^{-12} = 3 + 0,88 * 35 = 34$	66
24	$\beta_8^{-24} = \beta_4^{-24} + b_4^{+33} * \beta_7^{-24} = 6 + 0,88 * 60 = 58$	42
36	$\beta_8^{-36} = \beta_4^{-36} + b_4^{+36} * \beta_7^{-36} = 14 + 0,86 * 78 = 74$	26
48	$\beta_8^{-48} = \beta_4^{-48} + b_4^{+48} * \beta_7^{-48} = 23 + 0,77 * 90 = 92$	8
60	$\beta_8^{-60} = \beta_4^{-60} + b_4^{+60} * \beta_7^{-60} = 30 + 0,70 * 95 = 96$	4



3.1 сурет - 4-өнімнің гранулометриялық сипаттамасы



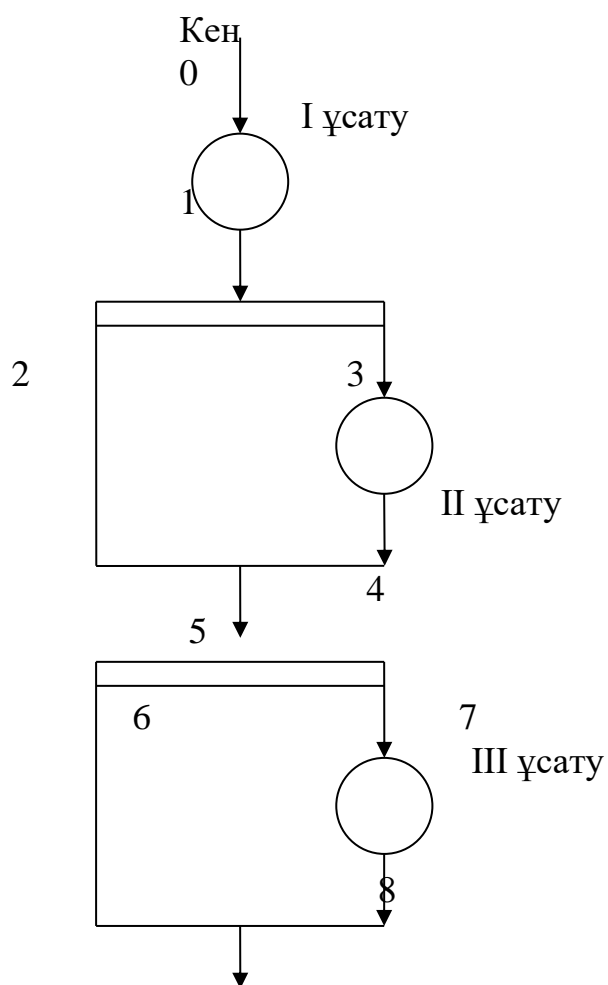
3.2 сурет - 8-өнімнің гранулометриялық сипаттамасы

Тандалынып отырған ұсату схемасы 3 сатыдан тұрады. Соңғы майда ұсату сатысынан алынған ірілік мөлшері -10 мм. Кенді алдын ала елеу орташа және майда ұсату процесінде қолданылады. Бастапқы кеннің ірілігі- 650мм құрайды. Тандалынып алынған ұсатқыштар ұсату цехының өнімді сапалы жұмыс істеуін қамтамасыз етеді.

Ұсатқыштың қолданылуы.Ірі ұсату сатысында ірі ұсататын конусты ұсатқыштар және қарапайым жақты ұсатқыштар қолданылады. Конусты ұсатқыштар орташа ұсату сатысында қолданылады. Бірақ олар конструкциясы бойынша алдыңғыдан басқаша болып келеді. Аз өнімді кен орындарында күрделі жақты және валкалы ұсатқыштар қолданылады.Майда ұсату сатысында ірі өнімді фабрикаларда тек конусты ұсатқыштар қолданылса, конструкциясы бойынша орташа ұсатқыштарға ұқсас, ал аз өнімді фабрикаларда валкалы ұсатқыштар қолданылады.

- 1 Ұсатқыштың негізгі бөлшектері;
- 2 Ұсатқышты сынудан сақтайтын арнайы бөлшек;
- 3 Ұсатылған кеннің шығатын жырығын реттеуге мүмкіншілік беретін арнайы бөлшек;
- 4 Ұсатқыштың ұсату дәрежесі;
- 5 Ұсатқышты сипаттайтын өлшемдер.

Жоғарыда айтылған ерекшеліктерін білу ұсатқышты дұрыс таңдауда көмектеседі. Қосымша айтатын жайт оларды таңдағанда неғұрлым ұсатқыш саны аз болуы өте тиімді. Себебі егер олардың саны көбейсе шығым жоғары болады. 1-ші ұсату сатысында, әдетте тек бір ғана ұсатқыш орнатылады. Орташа және майда ұсату сатысында олардың саны екі немесе одан да көп болады.Бұл жағдай байыту фабрикасының өнімділігіне және ұсатқыштың ірілігіне байланысты болып келеді.



3.3 сурет – Ұсату схемасы

3.3 Ұнтақтау схемасын таңдау және есептеу

Орта және майда сеппелі кендер байытылған кезде ұсату процесінен кейін ұнтақтау процестері жүргізіледі. Ұнтақтау процесінің нәтижесі байыту процестерінің тиімділігіне тікелей әсер етеді.

Екі сатылы ұнтақтау сұлбасы майда өнім алу үшін қолданылады. Соңғы жағдайға байланысты бірінші ұнтақтаудан кейін кен байытуға түседі, камералық өнім 2-ші ұнтақтауға жіберіледі, кейін майда ұнтақталған кен байытудың 2-ші байыту сатысына барады.

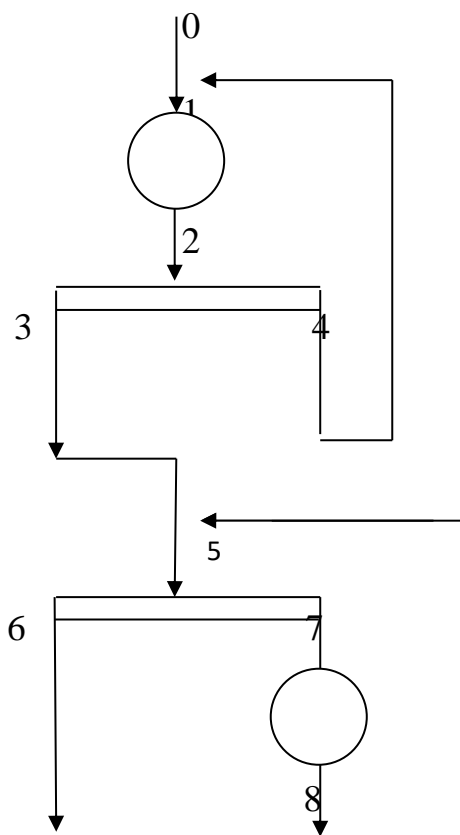
Бірінші саты диірменінің және сұрыптағыш өзара орналасуына байланысты екі сатылы ұнтақтау схемалары үш топқа бөлінеді:

- I-саты ашық цикл,
- II-саты толық тұйық цикл,
- III-саты жартылай тұйық цикл.

Екінші сатыда диірмен тек тұйық циклде жұмыс жасайды. Екінші саты алдында алдын ала сұрыптау процесі жүргізіледі, бұл маңызды болып табылады.

Өйткені бірінші ұнтақтау сатысының нәтижесінде жоғары мөлшерде дайын класс пайда болады.

Ұсатылған кен



3.4 сурет - Ұнтақтау сұлбасы

Таңдалынған ұнтақтау схемасы екі сатылы. I сатысы және II сатысы бақылау сұрыптаумен тұйық циклде жұмыс істейді.

I сатыдағы ұнтақтау үдерісіндегі айналмалы жүктің мөлшері $C=120\%$

II сатыдағы ұнтақтау үдерісіндегі айналмалы жүктің мөлшері $C=180\%$.

Байыту өнімдерінің шығымдарын (γ) анықтаймыз, %:

$$\gamma_0 = 100\%$$

$$\gamma_1 = \gamma_0 + \gamma_4 = 100 + 120 = 220\%$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 = 220\%$$

$$\gamma_3 = \gamma_0 = 100\%$$

$$\gamma_4 = C = 120\%$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_8 = 100 + 180 = 280\%$$

$$\gamma_6 = \gamma_5 - \gamma_7 = 280 - 180 = 100\%$$

$$\gamma_7 = \gamma_8 = 180\%$$

$$\gamma_8 = C = 180\%$$

Өнімдердің шығымдарын білу арқылы олардың салмағын анықтауға болады.

$$Q_n = \frac{Q_0 \gamma_n}{100} \quad (3.13)$$

$$Q_0 = 490, \text{ т/сағ}$$

$$Q_1 = \frac{323 * 200}{100} = 646, \text{ т/сағ}$$

$$Q_2 = \frac{200 * 323}{100} = 646, \text{ т/сағ}$$

$$Q_3 = 323, \text{ т/сағ}$$

$$Q_4 = \frac{100 * 323}{100} = 323, \text{ т/сағ}$$

$$Q_5 = \frac{200 * 323}{100} = 323, \text{ т/сағ}$$

$$Q_6 = 323, \text{ т/сағ}$$

$$Q_7 = \frac{100 * 323}{100} = 323, \text{ т/сағ}$$

$$Q_8 = 323, \text{ т/сағ}$$

3.4 Ұнтақтау жабдықтары

Байытуға түсетін кеннің физикалық және химиялық қасиеттерін ескеріп, қабылданған технологиялық схемаға сәйкес байытуға тор арқылы шығарылатын шарлы диірменді қолданған тиімді.

Фабриканың сағаттық өнімділігін төмендегідей формуламен анықтаймыз:

$$Q_n = \frac{Q_a}{340 * 24} = \frac{2500000}{8160} = 306, \text{ т/сағ};$$

$$Q_d = \frac{2500000}{340} = 7353, \text{ т/сағ}$$

$$Q_0 = \frac{7353}{3 * 8 * 0,75} = \frac{7353}{3 * 8 * 0,75} = 322, \text{ т/сағ}$$

Диірменнің жобалық көлемін анықтаймыз: $V_{id} = \frac{Q_0}{10} = \frac{322}{10} = 32,2 \text{ м}^3$

Ұнтақтаудың бірінші және екінші сатыларында шарлы диірмен қолданылатындықтан жабдықтарды есептеу базықтық тиімділік бойынша жүргізген жөн. Есептеу нәтижелері бойынша ұнтақтаудың I-сатысына да МШР-45x65 V= 86 м³ диірмені, II-сатысына МШЦ 45x60 V= 82 м³ таңдалды.

Нақты мәліметтер бойынша диірменнің өнімділігін есептейміз. Базалық жағдайлардағы есептеулерде эталонды диірмен ретінде Жезқазған ТКК кен байыту фабрикасындағы шарлы диірмен қолданылады. Есептеу класы бойынша өнімділігі 1,03 т/м³сағ тең. Базалық жағдайда көрсетілген эталондық диірменнің өнімділігі мына формуламен анықталады:

Диірменнің үйінді тығыздығын есептеу:

$$q_{-74} = q_0 * K_u * K_k * K_T * K_D * K_L * K_\varphi * K_\psi, \text{ т/(м}^3 * \text{с)} \quad (3.24)$$

мұндағы q_0 -диірменнің дайын класс бойынша нақты өнімділігі, эталонды диірмен бойынша;

K_u -ұнтақтау коэффициенті;

K_k -кен құрамындағы ксектер ірілігінің біркелкі еместігін ескеретін коэффициент;

K_T -диірмен түрлерінің әртүрлілігін ескеретін коэффициент;

K_D -диірмендердің (эталондық және қабылданған) диаметрінің әртүрлілігін ескеретін коэффициент;

K_L, K_φ, K_ψ коэффициенттерін 1-ге тең деп аламыз.

Байыту фабрикасының диірменінің өнімділігін есептеу үшін:

Ұнтақтау коэффициенттер $K_u=1,0666$ ірілікті ескеретін коэффициент $K_k=m_1/m_2=0,99/0,97=1,0$

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{25}{d}} = \sqrt[4]{\frac{25}{25}} = 1.0$$

$$K_y = \frac{46}{y} = \frac{46}{46} = 1.0$$

$$K_\varphi = \frac{0.8}{\varphi} = \frac{0.8}{0.74} = 1.08$$

$$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}} = \sqrt{\frac{3}{3}} = 1.0$$

$$q_{-74} = 1,03 \times 1 \times 1 \times 1,08 = 1,1 \text{ ,т/м}^3\text{сағ}$$

1) Ұнтақтаудың I сатысын есептеу.
Диірменнің өнімділігін есептеу:

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}}, \text{т/сағ} \quad (3.25)$$

мұндағы β_K^{-74} және β_H^{-74} – ұнтақтаудың бастапқы және ақырғы өніміндегі -0,074 мм класының мөлшері.

$$Q_p = \frac{q_{-74} * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}} = \frac{1,3 * 55}{0,50 - 0,08} = 170 \text{ ,т/сағ}$$

$$N = \frac{322}{170} = 2 \text{ дана}$$

Пайдалану коэффициенті:

$$K_3 = 322 / 2 * 170 = 0,90$$

2) Ұнтақтаудың II сатысын есептеу.
Диірменнің өнімділігі: $q_{-74}^{II} = 0,7 q_{-74}^I$

$$Q_p = \frac{q_{-74}^I * 0,7 * V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}} = \frac{1,1 * 0,7 * 82}{0,85 - 0,63} = 192,5 \text{ ,т/сағ}$$

Диірмен саны:

$$N=322/192,5=2 \text{ дана}$$

$$\text{Пайдалану коэффициенті: } K_3=322/2*192,5=0,82$$

3.5 кесте - Диірмендердің көрсеткіштері

Көрсеткіштері	I саты	II саты
	МШР	МШЦ
1) 1 Диірмендердің түрлері	40x50	45x60
2) Ішкі диаметрі	4000	4000
3) Барабан ұзындығы, мм	5000	5000
4) Ішкі көлемі	86	82
5) Өнімділігі, т/сағ	170	192,5
6) Пайдалану коэффициенті	0.90	0.9
7) Шардың салмағы	177	177
8) 8 Диірмендер саны, дана	2	2

3.5 Металл тепе-теңдігін және байытудың санды сұлбасын есептеу

Кен байытуда қойылатын мақсат – кен құрамында бағалы заттарды неғұрлым толық бөліп алу және алынған өнімнің сапасы жоғары болуы қажет. Осыған байланысты кен байыту процесінің нәтижесі әртүрлі көрсеткіштермен сипатталады. Оларға жататындары: бөліп алу дәрежесі, бағалы заттың үлесі, байытудың тиімділігі, өнімнің шығымы және қысқарту дәрежесі жатады.

Металл тепе-теңдігі және санды –сапалы схемасы 3.5.1 кестеде көрсетілген.

3.6 кесте-Металл тепе-теңдігін және байытудың санды сұлбасын есептеу

Өнімдер атауы	Шығымы $\gamma, \%$	Бағалы заттың (пайыздық) %-тік үлесі $\beta, \%$	Көбейтіндісі $\gamma*\beta, \%$	Бөліп алу дәрежесі, $\epsilon, \%$
		Cu	Cu	Cu
Мыс концентраты	2,7	40	53	90
Қалдық	95,9	0,09	8	20
Кен	100	0,8	60	100

Бағалы зат үлесі:

$$\alpha_{Cu}=0,7\%$$

$$\beta_{Cu}=30\%$$

$$\varepsilon_{Cu}= 90\%$$

Шығымды есептеу:

$$\gamma = \frac{\varepsilon * \alpha}{\beta}$$

Концентрат шығынын есептеу:

$$\gamma_{\bar{N}_e} = \frac{90 * 0,7}{30} = 2.1\%$$

Қалдық шығынын есептеу: $\gamma = 100 - 2,1 = 97,9 \%$

3.6 Флотацияның толық схемасын есептеу

Байытудың санды схемасын есептеу әр процеске қатысты көрсеткіштер кою арқылы тепе-теңдік теңдеуін шешумен жүргізіледі. Жетіспеген көрсеткіштер жинақтау дәрежесіне шамалануына қарай өздігінен қабылданады.

Схеманы есептеу.

Негізгі флотация Cu цикл бойынша:

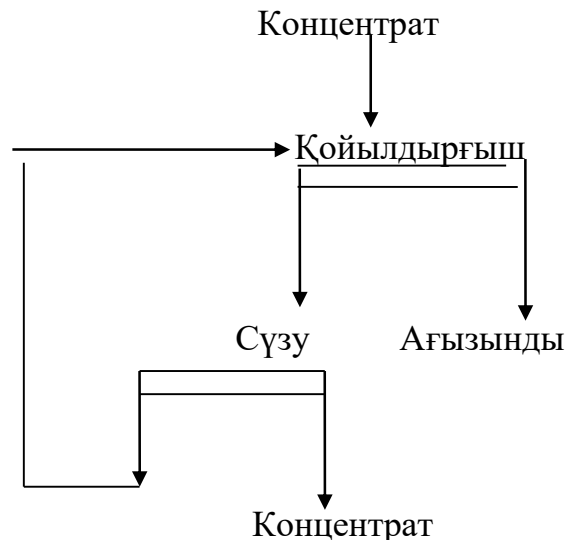
$$\begin{cases} \gamma_7 = \gamma_9 + \gamma_{10} \\ \gamma_7 \beta_7 = \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10} \end{cases}$$
$$20(4,5 + \gamma_{10}) = 135 + \gamma_{10} \times 15$$
$$\gamma_{10} = 9$$
$$\gamma_7 = 4,5 + 9 = 13,5$$
$$13,5 \times 20,0 = 135 + 15 \times 9$$
$$270 = 270$$
$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 \\ \gamma_2 \beta_2 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 \end{cases}$$
$$\beta_2(\gamma_3 + \gamma_4) = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4$$
$$1\gamma_3 + 65,6 = 5 \times \gamma_3 + 19,65$$
$$\gamma_3 = 11,5$$
$$\gamma_3 = 11,6 + 65,5 = 77,0$$
$$77 = 57,5 + 19,65$$
$$77 = 77,15$$

$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_{11} + \gamma_{12} \\ \gamma_6 \beta_6 = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} \end{cases}$$
$$\beta_6 (\gamma_{11} + \gamma_{12}) = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12}$$
$$\gamma_{11} = 12$$
$$\gamma_2 = 12 + 30 = 42,0$$

$$\begin{aligned}
42 &= 42 \\
\begin{cases} \gamma_5 + \gamma_{10} = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_5\beta_5 + \gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_7\beta_7 + \gamma_8\beta_8 \end{cases} \\
\gamma_5 &= \gamma_7 + \gamma_8 - \gamma_{10} \\
\beta_5(\gamma_7 + \gamma_8 - \gamma_{10}) + \gamma_{10}\beta_{10} &= \gamma_7\beta_7 + \gamma_8\beta_8 \\
\gamma_8 &= 9,6 \\
\gamma_5 &= 13,5 + 9,6 - 9 = 14,1 \\
14,1 \times 15 + 135 &= 270 + 8 \times 9,6 \\
346,8 &= 346,5
\end{aligned}$$

3.7 Сусыздандыру схемасын есептеу

Қоңырат мыс кен орнының мыс концентраттары сусыздандыру процесінен өткізіледі. Процесс екі саты бойынша жүреді.



3.5 сурет - Суыздандыру схемасы

3.8 Су мөлшерін есептеу

Су мөлшерін есептеу схемасын әр процесте сұйық бойынша баланс теңдеуін құру жолымен жүргізілінеді. Схеманы шешу үшін барлық өнім қаттылық пайызымен беріледі. Қаттылық пайызды белгілеу төмендегі бойынша жүзеге асырылады.

- а) эталонды фабриканың мәліметтері бойынша;
- б) қаттылық проценттерін диірмен ағызғанда қолдану арқылы: шарлы диірмендерге – 70-75 % болуы шарт:

Бірінші саты – 55-60%;

Екінші саты – 60-85%;

в) гидроциклондар құмы:

Бірінші саты – 50-70%;

Екінші саты – 40-50%;

г) қаттылық проценті гидроциклондар ағызындыға берілген мәліметтері бойынша:

өнім мөлшері – 95 %;

1-сатыдағы диірмен ағызындысы - 85%;

1-ші Гидроциклон ағызындысы - 53%;

1-ші Гидроциклон құмы - 65 %;

2-ші сатыдағы диірмен ағызындысы – 70%;

2-ші гидроциклон ағызындысы – 35 %;

2-ші гидроциклон құмы – 60 %.

Судың салмағын формула бойынша есептейміз:

$$W_n = \frac{Q_n(100 - \%)}{\%}, \quad (\text{т/сағ})$$

мұндағы W_n – сұйықтық салмағы, т/сағ;

Q_n – өнім салмағы, т/сағ;

% - пульпадағы қаттылық проценті.

3.7 кесте - Су салмағының нәтижелері

Өнім шығымы, %	Өнім салмағы Q_n , т/тәулік	Пульпаның қаттылық проценті, %	Сұйық салмағы W_n , т/тәулік
100	7253	85	977
200	14716	70	3251
100	7853	40	11130
100	7353	60	17157
100	13245	30	4912
100	8753	64	7919

3.8 кесте - Су тепе-тендігі

Түсетін		Шығатын	
Өнім аты	Су мөлшері т/тәулік	Өнім аты	Су мөлшері т/сағ
Бастапқы кенмен	397	Концентрат	459
I ұнтақтау	4283	I негізгі флот. қалдық	12265
I сұрыптау	6132	Бақ.фл.камер.өнімі	7333
II сұрыптау	6247		
I нег. флот.	100		
II нег.флот	100		
Мыс флот.-Штаз	100		
II бақылау фл.	1500		
флот.-III таз	100		
Барлығы	19057	Барлығы	19057

3.9 Негізгі жабдықтарды таңдау және есептеу

1) Ірі ұсату сатысына ұсатқыштар таңдау:

Ірілігі $D_{\max}=650$ мм кенін ірі ұсату үшін қолданылатын ұсатқыш ШДП – 12x15 қарапайым жақты ұсатқышын алуға болады. Ұсатылған кен шығатын жырық мөлшерін төмендегідей формула арқылы есептейді:

$$b_p = b_{\min} + \frac{Q_0}{(q_{\max} - q_{\min})} \frac{-k_T * k_k * k_\omega * \delta * q_{\min}}{*k_T * k_k * k_\omega * \delta} * (b_{\max} - b_{\min}), \quad (3.15)$$

Коэффициенттер мәнін анықтау:

1) $f=14$ $K_f=1.0$

2) $W=4$ $K_w=1.0$

3) $0.5 * \beta = 0.5 * 1200 = 600$ $\beta_0^{+600} = 10\%$ $K_k = 1.0$

$$b_p = 110 + \frac{424 - 1 * 1 * 1,1 * 1,6 * 225330}{(335 - 225) * 1 * 1 * 1,1 * 1,6} * (190 - 110) = 123, \text{ мм}$$

Сонда $b_p = b_n = 150$, $d_f = b_p * z_f = 150 * 1,7 = 255$, мм.

Ұсатқыш өнімділігі төмендегідей:

$$Q_c = k_k * k_T * k_\omega * \left[q_{\min} + \frac{q_{\max} - q_{\min}}{b_{\max} - b_{\min}} * (b_p - b_{\min}) \right] * \delta, \text{Т/сағ}$$

$$Q_c = 1 * 1 * 1,1 * \left[225 + \frac{335 - 225}{190 - 110} * (150 - 110) \right] * 1,6 = 493, \text{Т/сағ.}$$

$$K_3 = \frac{360}{493} = 0,73$$

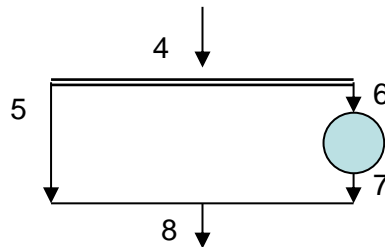
Ұсатқыш саны: N=1 дана.

Саты бойынша елеу тиімділігі:

Екінші саты үшін: E_{II}=80 %;

Үшінші саты үшін: E_{III}=85 %.

Ұсатудың II-ші сатысы:



3.9.1 сурет- II-ші ұсату сатысы

Орта ұсату сатысына түсетін кенді ұсату үшін КСД-2200 Гр ұсатқышын алуға болады.

Елеуіштен өткен класс мөлшері $\beta_4^{-60} = 30\%$.

$$Q_5 = Q_1 * \beta_4^{-60} * E_{II} = 360 * 0,3 * 0,8 = 86,4 \text{Т/сағ}, \quad (3.16)$$

Ұсатқышқа түсетін кеннің массасы:

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 360 - 86,4 = 273,6 \text{Т/сағ}, \quad (3.17)$$

Ұсатқыш өнімділігі төмендегідей:

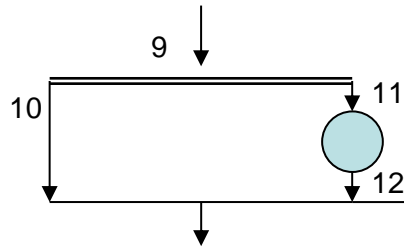
$$Q_c = k_k * k_T * k_\omega * \left[q_{\min} + \frac{q_{\max} - q_{\min}}{b_{\max} - b_{\min}} * (b_p - b_{\min}) \right] * \delta, \text{Т/сағ} \quad (3.18)$$

$$Q_c = 1 * 1 * 1 * \left[360 + \frac{610 - 360}{60 - 30} * (33 - 30) \right] * 1,6 = 576 \text{Т/сағ.}$$

Ұсатқыштың пайдалау коэффициенті:

$$K_3 = \frac{273,6}{576} = 0,8$$

Ұсатқыш саны: $N=1$ дана.



3.9.2 сурет- III-ші ұсату сатысы.

Ұсатудың III-сатысы:

Майда ұсату сатысына КИД-2200 ұсатқышын орнатамыз.

Ұсатқыш өнімділігі төмендегідей:

$$Q_c = k_T * Q_n * \delta_n, \text{ т/сағ} \quad (3.19)$$

Елеуіштен өткен класс мөлшері $\beta_8^{-10} = 10\%$.

$$Q_7 = Q_5 * \beta_8^{-10} E_{III} = 360 * 0,1 * 0,85 = 31, \text{ т/сағ}, \quad (3.20)$$

Ұсатқышқа түсетін кеннің массасы:

$$Q_8 = Q_0 - Q_7 = 360 - 31 = 329, \text{ т/сағ}, \quad (3.21)$$

III - сатыдағы ұсатқыш өнімділігі:

$$Q_c = 329, \text{ т/сағ}.$$

Ұсатқыш өнімділігін есептеу:

$$Q_p = K_f * Q_n * \delta_n = 1 * 150 * 1,6 = 240,0, \text{ т/сағ} \quad (3.22)$$

Ұсатқыштың пайдалау коэффициенті: $K_3 = 0,84$

Ұсатқыш саны

$$N = \frac{329,00}{240,0} = 2 \text{ дана}$$

3.9 кесте- Есептеу нәтижелері

Көрсеткіштері	I саты	II саты	III саты
Ұсатқыштар түрі	ШДП 1200x1500	КСД	КИД
	1200x1500	2200 ГР	2200
Ұсатылатын дененің мөлшері	1000	255	60
Кен шығатын жырықтың өзгеру аралығы	110-160	15-30	-
Кен түсетін жырық, мм	900	300	150
Ұсатылған кеннің ірілігі, мм	255	60	10
Пайдалану коэффициенті	0,70	0,82	0,84
Өнімділіктің ауытқу мөлшері, м ³ /с	330-480	180-360	-
Ұсатқыштар саны, дана	1	1	2

4 Елеу жабдықтары

Ұсатудың II сатысына ГИТ - 61 А елеуіші қолданылады. Оның елеу ауданы 8 м². Елеуге қажетті ауданның мөлшерін төмендегідей формуламен есептейміз:

$$F = \frac{Q}{q * \delta * K * L * M * N * O * P}, \text{ м}^2 \quad (3.23)$$

мұндағы q-тордың 1 м² ауданының 1 сағат ішіндегі өнімділігі;
 δ- кеннің үйінді салмағы, т/м³;
 K,L,M,N,O,P- кеннің құрамындағы ұнтақты, ірілік, елеу тиімділігін, түйіршіктер пішінін, ылғалдылығын, елеу әдісін ескеретін коэффициенттер.

$$a_{II}=75 \text{ мм}$$

$$q=42+(55-42)*(60-50)/(80-50)=46,34, \text{ т/м}^3 * \text{сағ}$$

$$\beta_4^{+75}=70\%, L=1,55$$

$$60/2=30 \quad \beta_4^{-35}=10\%$$

$$K=0,5$$

$$E=80\% \quad M=1.35$$

$$N=O=P=1$$

$$F = \frac{360}{46,34 * 1.65 * 1,55 * 0,5 * 1.35 * 1 * 1 * 1} = 6,17, \text{ м}^2$$

N=1 дана елек жеткілікті.

Майда ұсату процесі үшін қажетті елеуіш түрін және соның осы жолмен есептеп табамыз. Демек, КИД-2200 ұсатқышының алдында ГИТ-71Н қозғалмалы елеуіші қойылады.

$$a_{III}=10, \text{ мм}$$

$$q=21+(24.5-21)(15-12)/(16-12)=23.63, \text{ т/м}^3 * \text{сағ}$$

$$\beta_8^{+10}=55\%, L=1,97$$

$$15/2=7.5 \quad \beta_8^{-6}=78\% \\ K=0,48$$

$$E=85\% \quad M=1.18$$

$$N=O=P=1$$

$$F = \frac{360}{23,63 * 1.65 * 1,18 * 0,48 * 1.97 * 1 * 1 * 1} = 11,16, \text{ м}^2$$

N=1 дана елек жеткілікті

4 кесте - Есептеу нәтижелері

Көрсеткіштері	II саты	III саты
1. елеуіш түрі	ГИТ -61А	ГИТ-71 Н
2. елеуіш торының ауданы,м	8	12
3. тордың мөлшері,	2500*5000	2500*6000
4. елеуіш саны	1	1

ҚОРЫТЫНДЫ

Байытуға түскен кеннің қасиеттерін негізге ала отырып, жобалаған кен орнында үш сатылы ұсату сұлбасы қолданылды. Жүргізілген есептеулер бойынша соңғы ұсату сатысынан шыққан кен кесегінің ірілігі 10 мм болуы керек. Бұл көрсеткіш ірі ұсатқыштың өнімділігін төмендетпейді, және ұнтақтау процесінің сапасы мен бос жыныс минералдардың арасын толық ажыратуға мүмкіндік бере алады.

Ұсату сатысының 1-ші сатысында ШДП (қарапайым жақты ұсатқыш) 1500x2100, 1 дана қолданылды; 2-ші сатыда КСД (орташа конусты ұсатқыш)-2200, 1 дана және 3-ші сатыда КМД (майда конусты ұсатқыш) 2200 2 дана таңдалынды.

Флотация процесі бойынша мыс кенін сатылы байытуды жүргізу ең жоғары технологиялық көрсеткіштерді береді. Флотациялық реагенттердің шығын мөлшері барынша төмен болады. Сонымен, фабриканың экономикалық көрсеткіштері тұрақты және тиімді болады.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 Польшкин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. - М.: Недра, 1975 г.
- 2 Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации: Учеб.пособие. Алматы: КазНТУ, 2005 г. - 177 с.
- 3 Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Изд. 2-е, переработанное и дополненное - М.: Недра, 1982 г.
- 4 Флотационное обогащение. О факторах влияющих на флотацию медно-свинцово-цинково-пиритных руд и на выбор реагентов. //Экспресс - информация, ВИНТИ, №35, - М.: 1977 г.
- 5 Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1982 г.
- 6 Егоров В.Л. Обогащение полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986 г.
- 7 Сажин Ю.Г. Выбор и технологический расчет оборудования для классификации и перекачки пульпы. Методические указания. - Алматы, 1997 г.
- 8 Жарспаев М.Т. Охрана труда и аэрология карьеров: Учеб. Пособие. - Алматы: КазНТУ, 2010 г.
- 9 Злобинский Б.М. Охрана труда в металлургии, М.: Металлургия, 1975 г.- 251с.