

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Ө.А. Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

КӨШЕР ҒАЛЫМЖАН КӨПЖАСАРҰЛЫ

«ПОЛИМЕТАЛДЫҚ КЕНДЕРДІ ӨНДЕЙТІН БАЙЫТУ ФАБРИКАСЫНЫҢ  
ЖОБАСЫ»

Дипломдық жобаға  
**ТҮСІНІКТЕМЕЛІК ЖАЗБА**

5B073700- Пайдалы қазбаларды байыту

Алматы 2019

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Ө.А. Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

5B073700 - Пайдалы қазбаларды байыту

**БЕКІТЕМІН**  
МЖҒКБ кафедра меңгерушісі  
Техника ғылымдарының кандидаты  
Барменшинова М.Б.  
10 2018 ж.

### Дипломдық жобаны орындауға ТАПСЫРМА

Білім алушы: Көшер Ғалымжан Көпжасарұлы

Тақырыбы: «Полиметалдық кендерді өңдейтін байыту фабрикасының жобасы»

Университет Ректорының «08» қазан 2018 жылғы №1113-б бұйрығымен бекітілген.

Аяқталған жобаны тапсыру мерзімі «04» мамыр 2019 жыл

Дипломдық жобаның бастапқы берілістері:

*Жобаланатын байыту фабрикасының өнімділігі – 2500000 т/ж.*

Дипломдық жұмыста қарастырылатын мәселелер тізімі:

*а) Кіріспе. Кен орнының сипаттамасы. Жобаның технологиялық бөлімі;*

*б) Мыс-мырыш кенінің флотациялық байыту технологиясы;*

*в) Су-шламды технологиялық сұлбаны есептеу;*

*г) Кен дайындау және флотация процестерінде қолданылатын негізгі және қосалқы құрал-жабдықтарды таңдау және есептеу;*

Сызба материалдар тізімі (міндетті сызбалар дәл көрсетілуі тиіс)

*Сызба материалдарының сызбасы 4 слайдта көрсетілген*

*Ұсынылатын негізгі әдебиет 12 атаудан тұрады.*



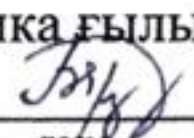
ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Ө.А. Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы



**ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ**  
МжПҚБ кафедра меңгерушісі  
Техника ғылымдарының кандидаты  
  
Барменшинова М.Б.  
« 20 » 05 2019 ж.


## ДИПЛОМДЫҚ ЖОБА

Тақырыбы: «Полиметалдық кендерді өңдейтін байыту фабрикасының жобасы»

Мамандығы 5B073700 - Пайдалы қазбаларды байыту

Орындаған  
Көшер Ф.К.

Ғылыми жетекші  
т.ғ.к., профессор



  
Шаутенов М.Р.

Алматы 2019


**Дипломдық жобаны дайындау  
КЕСТЕСІ**

Бөлімдер атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі	Ғылыми жетекші мен кеңесшілерге көрсету мерзімдері	Ескерту
Технологиялық сұлбаның дәйектемесі мен есептеуі	25.02.2019 – 12.03.2019	
Құрал-жабдықтарды таңдау және есептеу	15.03.2019 – 25.03.2019	
Сызбаларды даярлау	27.03.2019 – 10.04.2019	
Түсіндірме жазбаны әрлеу	10.04.2019 – 4.05.2019	

Дипломдық жоба бөлімдерінің кеңесшілері мен  
норма бақылаушының аяқталған жобаға қойған  
қолтаңбалары

Бөлімдер атауы	Кеңесшілер, аты, әкесінің аты, тегі (ғылыми дәрежесі, атағы)	Қол қойылған күні	Қолы
Өндірістік бөлімі	М.Р. Шаутонов т.ғ.к., профессор	20.05.2019	
Норма бақылау	И.Ю. Мотовилов PhD, лектор	20.05.2019	

Ғылыми жетекші:  Шаутонов М.Р.  
қолы

Тапсырманы орындауға алған білім алушы:  Көшер F.K.

« 15 » 01 2019 ж.

## Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

**Автор:** Көшер Ғалымжан Көпжасарұлы

**Название:** Полиметалдық кендерді өңдейтін байыту фабрикасының жобасы

**Координатор:** Мэлс Шаутинов

**Коэффициент подобия 1:** 44,6

**Коэффициент подобия 2:** 4,5

**Тревога:** 43

**После анализа Отчета подобия констатирую следующее:**

- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.



Обоснование:

Выполнением дипломной работы студента  
Кочер Галимжана Кочкеевича является  
самостоятельно выполненной работой и не  
обладает признаками плагиата. В связи с  
тем допускается к защите

15.05.2019г.



Дата

Подпись Научного руководителя

## Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

**Автор:** Көшер Ғалымжан Көпжасарұлы

**Название:** Полиметалдык кендерді өңдейтін байыту фабрикасының жобасы

**Координатор:** Мэлс Шаутенов

**Коэффициент подобия 1:**44,6

**Коэффициент подобия 2:**4,5

**Тревога:**43

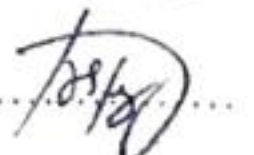
После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- ✓  обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

В вышесказанном дипломном проекте обнаружены заимствования являющиеся добросовестными и не обладающие признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите.

15.05.2019

Барменчиков М.Б. 

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения



Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Выполненный дипломный проект студента  
Кочер Фатимжана Кокмасарулы являясь  
самостоятельно выполненной работой,  
Обнаруженные замечания являясь добро-  
совестными в связи с использованием объектив-  
ных методов в технологическом процессе.  
15.05.2019 Барменщик М.Б.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения



Ғылыми жетекшінің пікірі

Дипломдық жоба

(жұмыс түрінің атауы)

Қәшер Ғалымжан Көкшесарұлы

(білім алушының Т.А.Ә.)

5B073700- Пайдалы қазбаларды байыту

(мамандық атауы мен шифрі)

Тақырыбы:

«Роммешақтың кендерді өңдейтін байыту фабрикасының жобасы»

Дипломдық жобаға берілген тапсырма тәтытымен орындалған. Дипломантты осы тақырыпта сай жүргізген Ғалымжан-Зерттеу меңгерушісімен және осындай маман-мұрағат кенді өңдейтін байыту фабрикалардың іздестірілуімен танысып, соның негізінде қажетті текно-логиялық сурбалы қабаққада. Кенді байытуға дайындау процесіне қатынасты технологиялық есептеулерді дұрыс жүргізі білді.

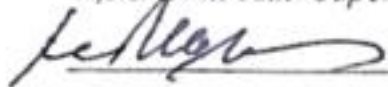
Байыту процесінің технологиялық сурбалының есептеулерін тәтытымен орындады. Соған сәйкес қолданылатын технологиялық құрал-жабдықтардың келісісімен қосалқысын таңдап, олардың сандарын анықтады.

Дипломдық жобаны орындау кезінде Қәшер Ғалымжан өзін кен байыту саласының маманы ретінде дайын екенін көрсете білді. Оның орындардан дипломдық жобаға өте мақсат (90%) деген баға алады және оның авторы Қәшер Ғалымжанға «5B073700-Пайдалы қазбаларды байыту» мамандығының бакалавры атағын беруге кайысты деп санаймын

Ғылыми жетекші

Профессор, техн.ғыл.канд.

(қызметі, ғыл. дәрежесі, атағы)



Шаутенов Мәліс Рахымұлы

қолы

Т.А.Ә.

«15» 05

2019 ж.

## АҢДАТПА

Орындаған дипломдық жоба полиметалдық (мыс-мырыш) кенін өңдейтін байыту фабрикасының жобасы.

Дипломдық жобада келесі бөлімдер қарастырылған: кен кенді байытуға дайындау процестері (ұсату, ұнтақтау), негізгі байыту процесі, сондай-ақ қосалқы процестер.

Жобаланған фабрикада үш сатылы ұсату сұлбасы қабылданған. Кеннің сеппелілігіне сай мыс-мырыш флотациялау сұлбасы қарастырылған. Бұл бөлімде технологиялық байыту сұлбасы және су-шламдық сұлбаның есептеулері келтірілген.

Қолданылатын байыту технологиясына қарасты, негізгі және қосалқы құрал-жабдықтар таңдалынып есептелінген. Қажетті графикалық көрсетілімдер келтірілген.



## АННОТАЦИЯ

Выполненный дипломный проект посвящен проектированию полиметаллической (медно-цинковый) руды.

В дипломном проекте приведены следующие разделы: процессе рудоподготовки (дробление,измельчение), прцессе собственного обогащения, а также вспомогательные процессы.

В проектируемой фабрике прикепта трехстадиальная схема дробления руды. В зависимости от укрепленный исходной руды в проекте предусмотрена флотационная схема обогащения руды. Расчет принятой технологической и водно-шламовой схемы обогащения руды.

Поойзведен выбор и расчет основного и вспомогательного технологического оборудувания проектируемой фабрики. Приведены необходимом объеме графический материал проекта.

## ANNOTATION

The diploma project is dedicated to the design of polymetallic (copper-zinc) ore.

The diploma project includes the following sections: the process of ore preparation (crushing, grinding), the process of own enrichment, as well as auxiliary processes.

In the projected factory precept a three-stage scheme of crushing ore. Depending on the source of ore strengthened the project provides flotation flowsheet ore. The calculation of the assumed technological and water-slurry circuit, ore.

The selection and calculation of the main and auxiliary technological equipment of the projected factory. Given the required amount of graphic material of the project.



## МАЗМҰНЫ

Кіріспе	9
1 Өндіріс Технологиясы	10
1.1 Шикізат базасы, шикізат сипаттамасы	10
1.1.2 Фабриканың және оның цехтарының жұмыс істеу режимдері мен өнімділігі	11
1.2 Ұсату схемасын таңдау және есептеу	13
1.2.1 Ірілік сипаттамасын есептеу	14
1.2.2 Ұнтақтау схемасын таңдау және есептеу	16
1.3 Металл тепе – теңдігін және байытудың санды схемасын есептеу	19
1.4.1 Флотацияның толық схемасын есептеу	21
1.4.2 Сусыздандыру схемасын есептеу	23
1.4.3 Су мөлшерін есептеу	24
2. Негізгі жабдықтарды таңдау және есептеу	32
2.1 Елеу жабдықтары	33
2.2 Ұнтақтау жабдықтары	37
2.3 Сұрыптағыш жабдықтарын есептеу және таңдау	39
2.4 Байытуға арналған жабдықтарды таңдау және есептеу	43
2.5 Сусыздандыру жабдықтарын таңдау және есептеу	46
2.6 Қосалқы жабдықтарды есептеу және таңдау	48
2.6.1 Ленталы конвейерді есептеу	48
2.6.2 Ленталық конвейерлердің қолданылатын жері	48
2.6.3 Насостарды таңдау және есептеу	50
2.6.4 Жөндеу жұмыстары	51
2.6.5 Сынама алу және бақылау	52
Қорытынды	53

## КІРІСПЕ

Қазіргі жағдайда көпшілік минералды шикізаттар құрамы күрделі келеді. Сондықтан олардың құрамындағы пайдалы заттарды тиімді пайдалану үшін бір-бірінен ажыратып бөлу қажет. Көпшілік жағдайда, әсіресе түсті және сирек кездесетін металдар кендерінде пайдалы зыт мөлшері өте төмен болады. Мұндай кендерден металдарды тікелей металлургиялық әдістермен өңдеп бөліп алу өте тиімсіз, яғни мүмкін емес. Сондықтан, кен алдын ала байыту процестерімен өңделу нәтижесінде пайдалы заттар-минералдар түрінде жеке өнімдерге, яғни концентраттарға бөлінеді.

Кендерді байытуда флотация процесі ең көп тараған, универсалды әдіске жатады. Оның басты себебі түсті және сирек кездесетін металдар кендерінде минералдар өте ұсақ сепкілді түрде кездеседі. Орындалған дипломдық жобада, технологиялық байыту сұлбасында, полиметалдық (мыс-мырыш) кеннің байытылуы флотация процесі негізінде атқарылды.



# 1 ӨНДІРІС ТЕХНОЛОГИЯСЫ

## 1.1 Шикізат базасы, шикізат сипаттамасы

Кеннің негізгі ерекшеліктерін ескеріп, сондай-ақ жұмыс істеп отырған фабриканың нәтижесіне сүйене отырып, байытуға флотация әдісін қолдану қажет. Байыту селективті технологиялық схемадан тұрады. Бұл схема бойынша сұрыптау процесінен кейін мыстың негізгі флотациясы жүреді. Одан кейінгі бақылау процесінен шыққан камералық өнім екінші негізгі мыс флотациясына жіберіледі. Селективті байыту схемасын қолдану кен құрамындағы пайдалы компоненттердің сепкілдігінің біркелкі еместігіне тікелей байланысты сондықтан кен сатылы байытылады. Сонымен қатар жер қойнында мыс 170 минералдың құрамында кездеседі. Солардың ішінен өндірістік жағдайда тек 17 минералдан ғана мыс алынады. Олардың қысқаша сипаттамалары төменгі кестеде келтірілген.

1.1-кесте – Мыстың негізгі минералдарының сипаттамалары

Минерал аты	Формула	Мыстың үлесі, %	Тығыздығы, г/см <sup>3</sup>	Қаттылығы
Біріншілік сульфид Халькопирит	$CuFeS_2$	34,6	4,1-4,2	3-4
Туынды сульфидтер				
Халькозин	$Cu_2S$	79,9	5,5-5,8	2,5-3
Ковеллин	$CuS$	64,5	4,6-4,7	1,5-2
Борнит	$Cu_5FeS_4$	63,3	4,5-5,3	3
Сульфотұздар				
Тетраэдрит	$Cu_{12}Sb_4S_{12}$	45-51	4,4-5,1	3-4
Теннантит	$Cu_{12}As_4S_{12}$	45-51	4,4-5,1	3,5
Тотықтар				
Куприт	$Cu_2O$	88,8	5,8-6,2	3,5-4
Тенорит	$CuO$	79,9	5,8-6,4	3,5-4
Карбонаттар				
Малахит	$Cu_2(CO_3)(OH)_2$	57,4	3,9-4,1	3,5-4
Азурит	$Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$	55,3	3,7-3,9	3,5-4
Силикаттар				
Хризоколла	$CuSiO_3 \cdot nH_2O$	45 дейін	2,0-2,3	2-4
Сульфаттар				
Халькантит	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$	25,4	2,2-2,2	2,5
Брошантит	$Cu_4(SO_4)(OH)_6$	38,8	3,8-3,9	3,5-4

Кестеде келтірілген мыс минералдарының ішінде жиі кездесетіндері халькопирит, туынды сульфидтер: борнит, халькозин және ковеллин, тотықты минералдары: малахит және азурит, силикатты минералы: хризаколла.

*Халькопирит* –  $CuFeS_2$ . Халькос грек сөзі, қазақша мыс деген сөз. Халькопирит – мысты пирит дегенді білдіреді. Химиялық құрамы мыстан (34,57 %), темірден (30,54 %) және күкірт (34,9 %) тұрады. Негізгі қоспасы (кірме түрінде) алтын мен күміс. Солардан басқа құрамында селен және теллур кездеседі.

Халькопириттің қаттылығы 3–4, меншікті салмағы 4,2, түсі қола сыры, алтын сары. Ірі кристалдары өте сирек кездеседі.

Халькопирит мыстың ең негізгі кен минералы, демек ол мыс өндіру үшін қолданылады. Жалпы ол жерде 250 минералдар құрамына кіреді.

Халькопирит негізгі терең жыныстарда, сол сияқты гидротермалдық минерал ретінде желілерде кездеседі. Ол раниттермен байланысып пиритпен молибденитпен, сфалеритпен бірге пайда болған. Сол сияқты ол шөгінді жыныстар арасында да кездеседі. Тотығу зонасында оның өзгеруінен халькозин ( $Cu_2S$ ), ковеллин ( $CuS$ ), тотықты минералдары малахит және мазурит саф мыс түзіледі.

Кендерде халькопирит кристалдары көбінде өте ұсақ түрде болады. Сондықтан оның бөліп алу үшін кен міндетті түрде алдын ала ұсатылады және ұнтақталады. Негізгі қолданылатын байыту әдісі флотация. Оған себеп болатын жәй – минералдардың сеппелігі, жоғары флотоактивтілігі және олардың өзара қауышпа түрінде орналасуы.

#### 1.2-кесте – Мырыштың негізгі минералдарының сипаттамалары

Минерал аты	Формула	Мырыштың үлесі, %	Тығыздығы г/см <sup>3</sup>	Қаттылығы
Сфалерит	$ZnS$	67.1	3-4	3-4
Смитсонит	$ZnCO_3$	52	4.1-4.5	5
Каламин	$Zn(Si_2O_7(OH)_2 \cdot H_2O$	67	3.4-3.5	4.5

Сфалерит мырыштың басты минералы, демек мырыштың басты көзі. Сфалерит кенде ұсақ сеппелі түрде кездесуімен байланысты флотациялық байыту әдісімен алынады. Полиметалды кендерде мырыштың кендегі үлесі мыс, қорғасынға қарағанда жоғары болады (2-3-тен 4-5%-ға дейін жетеді)

Смитсонит – ізбестас жыныстары ішінде сульфитті минералының ( $ZnS$ ) тотыққан зоналарында болады. Сульфид алдымен сульфатқа, сонан кейін смитсонитке айналады. Байытудан кейін мырыш концентраты ретінде, ол мырыш металын қорытып алуға пайдаланады.

#### 1.1.2 Фабриканың және оның цехтарының жұмыс істеу режимдері мен өнімділігі

Жоба бойынша фабриканың өнімділігі 2500 000 т/жылына. Ұсату цехы жылына 305 күн, екі ауысымда 8 сағат бойында жұмыс істейді. Ұсату цехының сағаттық өнімділігін анықтаймыз:



$$Q_0 = \frac{Q_{\text{ж}}}{N \times m \times n \times K_6},$$

мұндағы  $Q_0$  – цехтың сағаттық өнімділігі, т/сағ  
 $Q_{\text{ж}}$  – фабриканың жылдық өнімділігі, т/сағ  
 $N$  – жылдағы жұмыс күндерінің саны;  
 $M$  – тәуліктегі жұмыс ауысымдарының саны;  
 $N$  – ауысымдағы жұмыс сағаттарының саны;  
 $K_6$  – жабдықтардың пайдалану коэффициенті.

$$Q_0 = \frac{2\,500\,000}{305 - 2 \times 8 \times 0,7125} = 3477 \text{ т/сағ}$$

Фабриканың корпусының тәуліктік өнімділігі:

$$Q_{\text{тәу}} = \frac{2\,500\,000}{340} = 7352,94 \approx 7353 \text{ т/тәу}$$

Сағаттық өнімділігі:

$$Q_c = \frac{Q_{\text{тәу}}}{3 \times 8 \times \eta}$$

мұндағы  $\eta$  – еттің біркелкі берілмеуін ескеретін коэффициент;

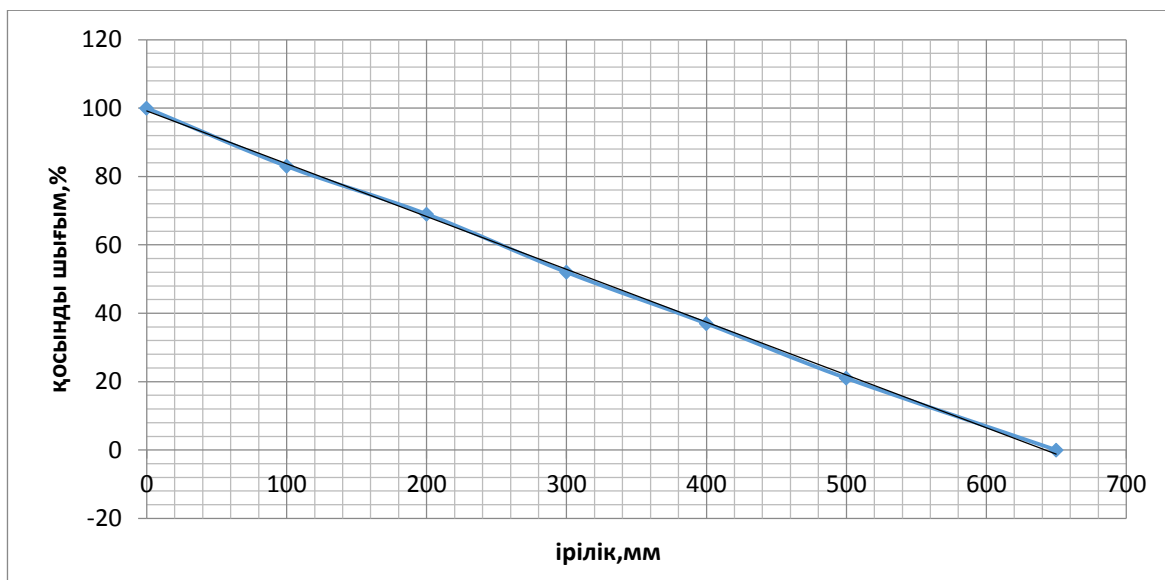
$$Q_c = \frac{7353}{3 \times 8 \times 0,75} = 409 \text{ т/с}$$

- 1) Процеске түсетін кеннің номиналды ең ірі кесегі: 950 мм;
- 2) Ұсатылған кеннің номиналды 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:

Ұсатудың 1-ші сатысында салыстырмалы жоғарғы ірілік жақты ұсатқыш үшін  $z=1.7$ , ал конусты ұсатқыш үшін  $z=1.6$ -ға тең.

### 1.3- кесте- Іріліктің құрамын талдау нәтижесі

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



1.1-сурет – Ірілік құрамының графигі

### 1.1 Ұсату схемасын таңдау және есептеу

Жалпы ұсату дәрежесі:

$$S_{\text{ж}} = \frac{D_{\text{MAX}}}{d_{\text{max}}} = \frac{650}{10} = 65$$

Орта ұсату дәрежесі:

$$S_{\text{орт}} = \sqrt[3]{S_{\text{ж}}} = \sqrt[3]{65} = 4,1$$

Ұсатудың жеке дәрежелері:

$$S_I = \frac{D_{\text{MAX}}}{d_1} = \frac{650}{255} = 2,6$$

$$S_{II} = S_{\text{орт}} = 4,1$$

$$S_{III} = \frac{S_{\text{ж}}}{S_I * S_{II}} = \frac{65}{2,6 * 4,1} = 6,0$$

Ұсатылған кеннің номиналды ірілігі:

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

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

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

Ұсатқыштар жырығының мөлшері:

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

мұндағы  $z$  - сандық маңызын белілі сипаттамаға сәйкес кеннің қаттылығы мен әр ұсату сатыларын ескере отырып қабылдаймыз.

Саты бойынша елеу тиімділігі:

$$E_{II}=80 \text{ \%};$$

$$E_{III}=85 \text{ \%}$$

### 1.1.1 Ірілік сипаттамасын есептеу

1.4 - кесте – 3-өнімнің ірілік сипаттамасы ( $b_p=150\text{мм}$ )

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

1.5-кесте – 4-ші өнімді есептеу

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

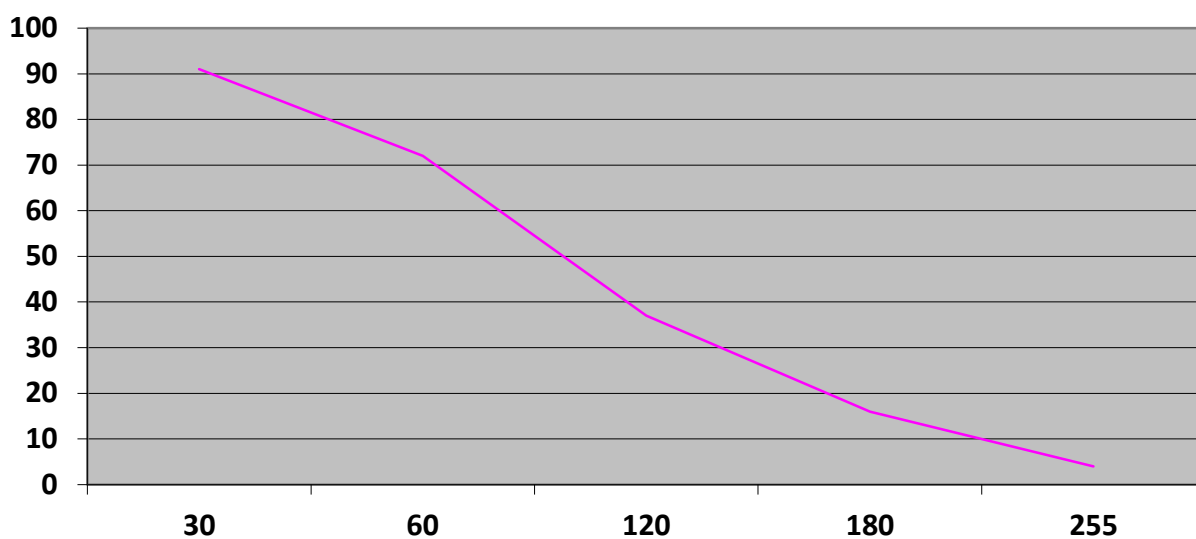
1.6-кесте – 7-өнімнің ірілік сипаттамасы  $b_p=33\text{мм}$ ,  $d_{II}=60\text{мм}$

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

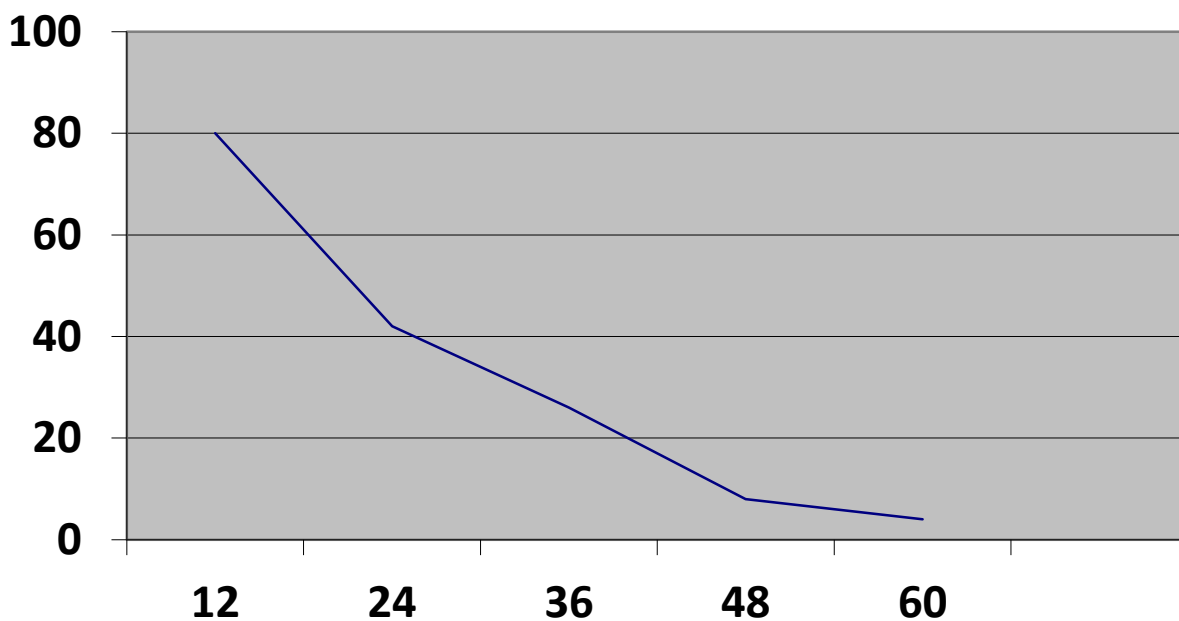


1.7 кесте – 8-ші өнімді есептеу

Класс ірілігі, мм	"-" бойынша класс шығыны	"+" бойынша класс шығыны
12	$\beta_8^{-12} = \beta_4^{-12} + b_4^{+33} * \beta_7^{-12} = 3 + 0,88 \times 35 = 34$	66
24	$\beta_8^{-24} = \beta_4^{-24} + b_4^{+33} \times \beta_7^{-24} = 6 + 0,88 \times 60 = 58$	42
36	$B_8^{-36} = \beta_4^{-36} + b_4^{+33} \times \beta_7^{-36} = 14 + 0,86 \times 78 = 74$	26
48	$B_8^{-48} = \beta_4^{-48} + b_4^{+33} \times \beta_7^{-48} = 23 + 0,77 \times 90 = 92$	8
60	$B_8^{-60} = \beta_4^{-60} + b_4^{+33} \times \beta_7^{-60} = 30 + 0,70 \times 95 = 96$	4



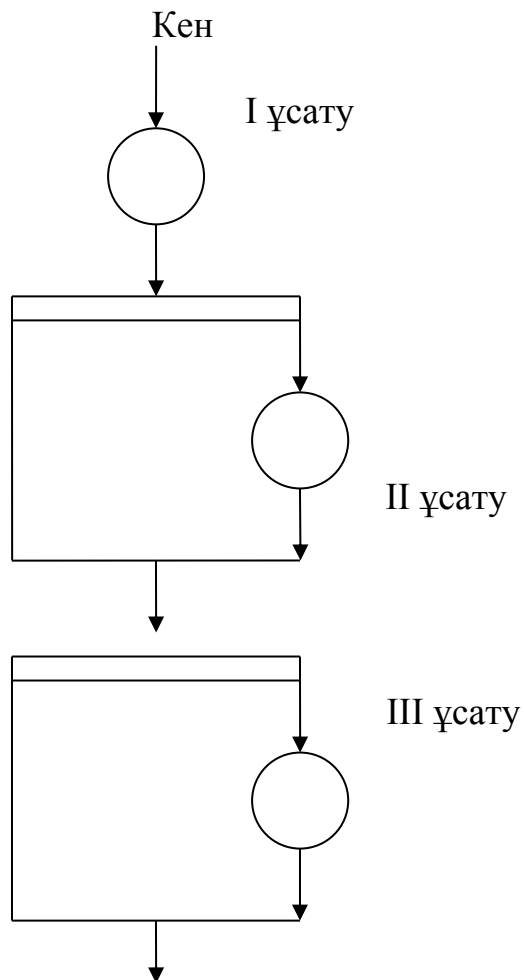
1.2-сурет – 4-өнімнің гранулометриялық сипаттамасы



1.3-сурет – 8-өнімнің гранулометриялық сипаттамасы.

Тандап отырған ұсату схемасы үш сатыдан тұрады. Соңғы майда ұсатудан алынған ірілік -10 мм. Кенді алдын ала елеу орташа және майда ұсату процесінде қолданылады. Бастапқы кен ірілігі - 650мм.

Тандап алынған ұсатқыштар ұсату цехының үздіксіз және өнімді сапалы жұмыс істеуін қамтамасыз етеді.



1.4-сурет – Ұсату схемасы

### 1.1.2 Ұнтақтау схемасын таңдау және есептеу

Кенді флотациялау алдында жүргізілетін ұнтақтау процесі қандай ірілікке (ұнтақтыққа) дейін жүргізілуі ондағы минералдардың сепкілдігімен анықталады. Бірақ флотациялау алдында ұнтақтаудың ерекшелігі сол, бағалы минералдар түйіршіктерінің диаметрлері белгілі мөлшерден аспауы қажет. Осыған байланысты ұнтақтау процесіне екі талап қойылады: 1) бағалы минералдар бос жыныс минералдарынан және өзара бір-бірінен толық ажыраулары қажет; 2) бағалы минералдар түйіршіктерінің диаметрлері флотациялық іріліктен арытпауы қажет. Демек, егер сепкілдігі жағынан минералдар түйіршіктерінің диаметрлері флотациялық іріліктен үлкен болса,

онда ұнтақтау сол қажетті ірілікке дейін жүргізілуі керек. Ал, егер сепкілдік дәрежесі флотациялық іріліктен көп жоғары болса, онда басқа байыту әдістерін қолдану мүмкіншіліктері қарастырылуы қажет.

Флотациялауға жататын кендерді байытуда қиындықтар тудыратын басты фактор—минералдар қауышпаларын ажырату. Көпшілік жағдайда оларды толық ажырату мүмкін емес. Егер кен толық ажырату мақсатымен өте ұнтақталса, онда бағалы минералдардың ірілеу түйіршіктері қажетсіз мөлшерден тыс ұнтақталып шламға айналады да, флотациялық қасиеттерін жоғалтады. Сондықтан өндірістік тәжірибеде кен белгілі бір мөлшерге дейін ғана ұнтақталады. Соның нәтижесінде бағалы минералдардың белгілі бөлігі қауышпа түрінде қалады. Олар не қалдықта қалуы мүмкін, не концентратқа шығып, оның сапасын төмендетеді. Әдетте, қауышпа түрдегі жоғалымды азайту үшін әртүрлі технологиялық шаралар қолданылады.

Қауышпаларды мүмкіншілігінше толық ажырату, екінші жағынан, кенді шламдамау, тәжірибеде ұнтақтаудың әртүрлі сызбаларын, сатылай байыту сызбаларын қолдану арқылы, классификациялау процесін жоғары дәрежеде реттеу арқылы іске асырылады. Кен неғұрлым ірілеу сепкілді болса, соғырлым ақырғы көрсеткіштерді көтеру мүмкіндігі артады.

Ұсақ және майда сеппелі кендер байытылғанда ұсату үдерістерінен кейін ұнтақтау процестері жүргізіледі. Байыту үдерістерінің тиімділігі ұнтақтау процесінің нәтижесімен тығыз байланысты.

Екі сатылы ұнтақтау схемасы өте майда өнім алу үшін және кенді артық байытқанда қолданылады. Соңғы жағдайда бірінші ұнтақтаудан кейін кен байытуға түсіп, камералық өнім екінші ұнтақтауға жіберіледі, майда ұнтақталған кен байытудың екінші байыту сатысына барады.

Бірінші сатыдағы диірменнің және сұрыптағыштың өзара орналасуына қарай екі сатылы ұнтақтау схемалары үш топқа бөлінеді: I - бірінші саты ашық цикл, II - бірінші саты толық тұйық цикл, III - бірінші саты жартылай тұйық цикл. Екінші сатыдағы диірмен тек қана тұйық циклде жұмыс істейді. Екінші саты алдында міндетті түрде алдын ала сұрыптау процесі жүргізіледі. Себебі, бірінші ұнтақтау сатысының нәтижесінде едәуір мөлшерде дайын класс пайда болады.

Таңдап алынған ұнтақтау схемасы екі сатылы. I сатысы және II сатысы бақылау сұрыптауымен тұйық циклде жұмыс істейді.

I сатыдағы ұнтақтау процессіндегі айналмалы жүк мөлшері  $C=120\%$

II сатыдағы ұнтақтау процессіндегі айналмалы жүк мөлшері  $C=180\%$ .

Байыту өнімдерінің шығымдарын ( $\gamma$ ) анықтаймыз, %:

$$\gamma_0 = 100\%$$

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

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

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

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

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

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



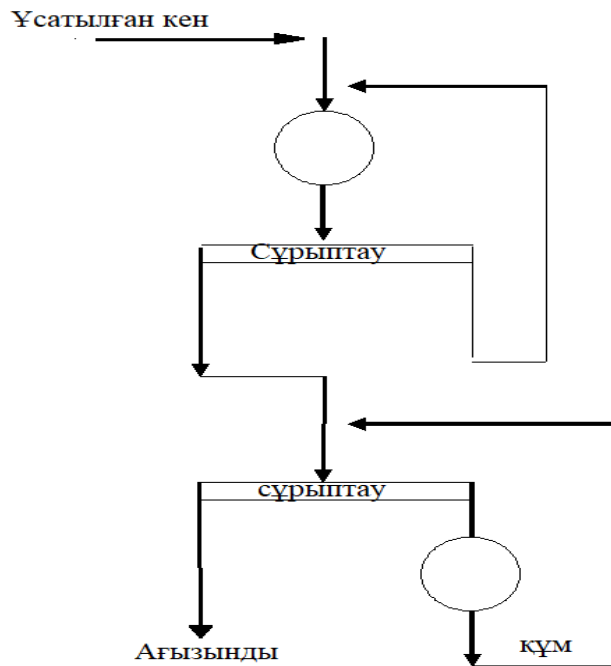
$$\gamma_7 = \gamma_8 = 180\%$$

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

Өнімдердің шығымдарын білу арқылы олардың салмағын анықтауға болады.

$$Q_n = \frac{Q_0 \gamma_n}{100}$$

$$Q_0 = 490 \text{ т/сағ}$$



1.5-сурет – Ұнтақтау схемасы

Таңдап алынған ұнтақтау схемасы екі сатылы. I сатысы және II сатысы бақылау сұрыптауымен тұйық циклде жұмыс істейді.

I сатыдағы ұнтақтау процесіндегі айналмалы жүк мөлшері  $C=120\%$

II сатыдағы ұнтақтау процесіндегі айналмалы жүк мөлшері  $C=180\%$ .

Байыту өнімдерінің шығымдарын ( $\gamma$ ) 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.

$$Q_n = \frac{Q_0 \gamma_n}{100}$$

$$Q_0 = 490, \text{ т/сағ}$$

$$Q_1 = \frac{293 \times 200}{100} = 586, \text{ т/сағ}$$

$$Q_2 = \frac{293 \times 200}{100} = 586, \text{ т/сағ}$$

$$Q_3 = 293, \text{ т/сағ}$$

$$Q_4 = \frac{100 \times 293}{100} = 293, \text{ т/сағ}$$

$$Q_5 = \frac{200 \times 293}{100} = 586, \text{ т/сағ}$$

$$Q_6 = 293, \text{ т/сағ}$$

$$Q_7 = \frac{100 \times 293}{100} = 293, \text{ т/сағ}$$

$$Q_8 = 293, \text{ т/сағ}$$

## 1.2 Металл тепе-теңдігін және байытудың санды схемасын есептеу

### 1.2.1 Флотацияның толық схемасын есептеу

Кен байытуда алға қойылатын мақсаттар – кен құрамынан бағалы заттарды неғұрлым толығырақ бөліп алу және алынған өнімдердің сапасы неғұрлым жоғары болуы. Осыған сәйкес кен байыту процестерінің нәтижелігі әртүрлі көрсеткіштермен сипаттайды. Оларға: бөліп алу дәрежесі, бағалы зат үлесі, байыту тиімділігі, өнім шығымы және қысқарту дәрежесі.

Кеннің сапасы оның көптеген қасиеттерімен сипатталады. Солардың бастыларының бірі бағалы заттың кендегі пайыздық үлесі. Ол кендерде үлкен шекте өзгереді. Мысалы, мыс кендерінде оның пайыздық үлесі орташа 0,5-1%-ке тең, мырыш кендерде орташа 2-3%, мөлшерінде кездеседі. Байыту технологиясының қазіргі даму сатысында бағалы заттың кендегі пайыздық үлесі белгілі шектен төмен болмаса ғана тиімді байытылады. Демек, кез келген кен байытыла бермейді.

Жалпы кен қандай әдіспен байытылса да ондағы бағалы заттың пайыздық үлесі өскен сайын, оны концентратқа бөліп алу дәрежесі жоғарылай береді. Ол үшін бағалы зат минералының флотоактивтілігі жеткілікті болуы қажет. Егер ол нашар флотацияланатын минерал болса, онда пайыздық үлестің жоғарылығы еш нәтиже бермейді.

Кен байытуда алынатын технологиялық көрсеткіштерге кеннің минералды құрамының әсері өте зор. Әртүрлі кен орындарынан алынатын бір типті кендер байытылғанда, технологиялық көрсеткіштері бірсыпыра өзгеруі мүмкін. Металл тепе-теңдігі және санды – сапалы схемасы 1-кестеде келтірілген.

1.8-кесте – Металл тепе-теңдігін және байытудың санды схемасын есептеу

Өнімдер аты	ШЫҒЫМ $\gamma, \%$	Бағалы заттың %-тік үлесі $\beta, \%$		Бөліп алу дәрежесі, $\varepsilon \%$	
Мыс концентраты	4,5	30	7	80	8,5
Мырыш концентраты	8,0	3	42	14	90
Қалдық	87,5	0,1	0,02	6	1,5
Кен	100	1,7	3,7	100	100

Бағалы зат үлесі:

$$\alpha_{Cu} = 1,7\% \qquad \beta_{Cu} = 30\% \qquad \varepsilon_{Cu} = 80\%$$

$$\alpha_{Zn} = 3,7\% \qquad \beta_{Zn} = 42\% \qquad \varepsilon_{Zn} = 90\%$$

Өнімдердің шығымдарын есептеу келесі формула негізінде анықталады:

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

мұндағы  $\varepsilon$  – бөліп алу дәрежесі, %

$\alpha$  – кендегі пайдалы өнімнің үлесі, %

$\beta$  – концентраттағы пайдалы өнімнің үлесі, %

Алынған концентраттардың шығымын есептеу:

$$\gamma_{Cu} = \frac{80 \times 1,7}{30} = 4,5\%$$

$$\gamma_{Zn} = \frac{90 \times 3,7}{42} = 8,0\%$$

Қалдық шығымын есептеу:

$$\gamma_{қал} = 100 - \gamma_{Cu} - \gamma_{Zn}$$

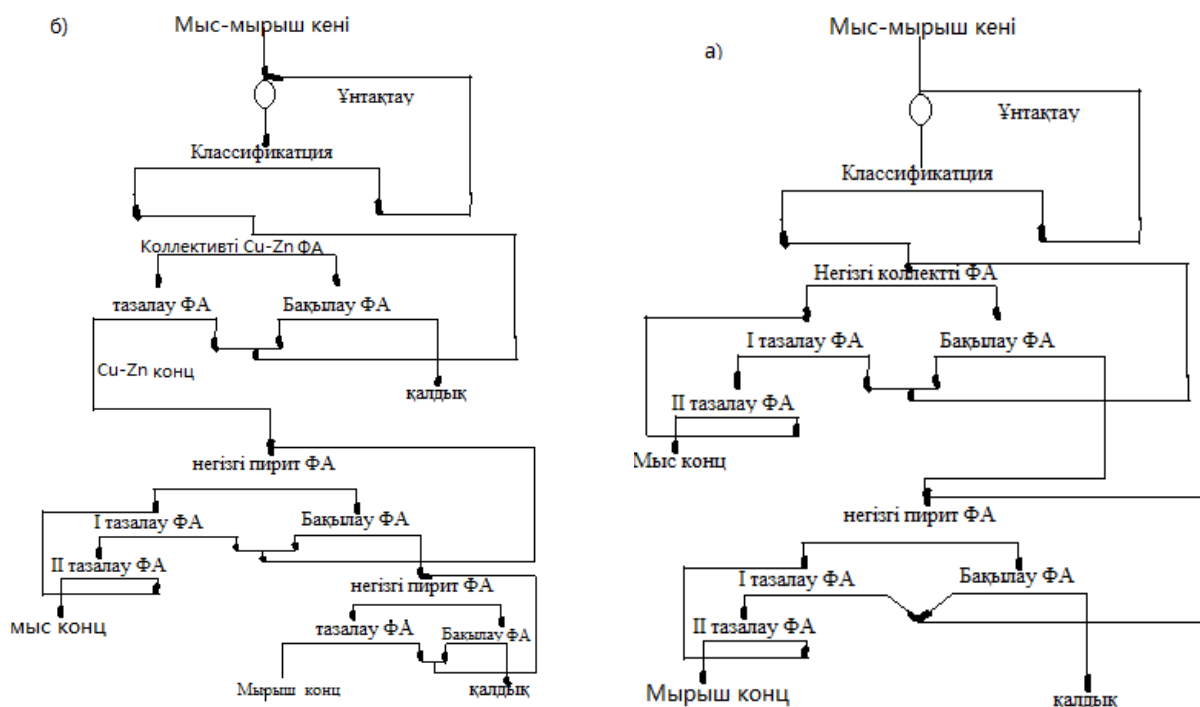
$$\gamma_{қал} = 100 - 4,5 - 8 = 87,5 \%$$

### 1.4.1 Флотацияның толық схемасын есептеу

Жеңіл байытылатын кендерден алдымен мыс, одан кейін мырыш, соңында пирит концентраттары бөлінеді. Ең жиі қолданылатын коллективті-селективті байыту схемасы. Алдымен кеннен мыс-мырышты коллективті концентрат бөлінеді, одан кейін пирит флотацияланады. Мыс-мырыш коллективті концентрат бөлінгенде одан алдымен мыс, сонан соң мырыш концентраты алынады.

Байыту схема қолданылғанда мыс флотациясы алдында кен 80-100% - 0,074 дәрежеге дейін ұнтақталады да, коллективті схема бойынша мыс-мырыш флотациясы алдында кен 50-80% - 0,074 мм мөлшерінде ұнтақталады да, коллективті концентрат қосымша ұнтақталады.

Селективті схема қолданылғанда сфалериттің басқышы ретінде әртүрлі реагенттер қатар қолданылады. Мырыш сульфаты, натрий сульфиді, мырыш сульфаты, не мырыш сульфаты-циан тұздары. Ақырғы режим циан тұздарының өте улы қасиетіне байланысты тек қажетті жағдайда ғана қолданылады. Мырыш флотациясы алдында сфалерит мыс сульфатымен өңдеу арқылы активтендіріледі. Мыс-мырыш концентратын бөлгенде мыс флотациясының қалдығы (камералық өнім) сирек жағдайда мырыш концентраты түрінде алынады. Көпшілігінде пириттің болуына байланысты оның сапасы төмен болады да, мырыш флотациясы жүргізіліп пирит камералық өнімде қалады.



1.6-сурет – Мыс-мырыш кенді селективті (а) және коллективті (б) схемаларымен байыту технологиялары



Байытудың санды схемасын есептеу әр операцияға қатысты көрсеткіштер кою арқылы тепе-теңдік теңдеуін шешу жолымен жүргізіледі. Жетіспеген көрсеткіштер жинақтау дәрежесінің шамлануына қарай өздігінен қабылданып отырады. Схеманы есептеу төменде келтірілген.

Негізгі флотация Cu-Zn цикл бойынша:

$$\begin{cases} \gamma_7 = \gamma_9 + \gamma_{10} \\ \gamma_7 \beta_7 = \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10} \end{cases}$$

$$20(4,5 + \gamma_{10}) = 135 + \gamma_{10} \times 15$$

$$\gamma_{10} = 9\%$$

$$\gamma_7 = 4,5 + 9 = 13,5\%$$

$$13,5 \times 20,0 = 135 + 15 \times 9$$

$$270 = 270\%$$

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 \\ \gamma_2 \beta_2 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 \end{cases}$$

$$\beta_2(\gamma_3 + \gamma_4) = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4$$

$$1\gamma_3 + 65,6 = 5 \times \gamma_3 + 19,65$$

$$\gamma_3 = 11,5\%$$

$$\gamma_2 = 11,6 + 65,5 = 77,0\%$$

$$77 = 57,5 + 19,65$$

$$77 = 77,15\%$$

$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_{11} + \gamma_{12} \\ \gamma_6 \beta_6 = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} \end{cases}$$

$$\beta_6 (\gamma_{11} + \gamma_{12}) = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12}$$

$$\gamma_{11} = 12\%$$

$$\gamma_2 = 12 + 30 = 42,0\%$$

$$42 = 42$$

$$\begin{cases} \gamma_5 + \gamma_{10} = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_5 \beta_5 + \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8 \end{cases}$$

$$\gamma_5 = \gamma_7 + \gamma_8 - \gamma_{10}$$

$$\beta_5(\gamma_7 + \gamma_8 - \gamma_{10}) + \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8$$

$$\gamma_8 = 9,6\%$$

$$\gamma_5 = 13,5 + 9,6 - 9 = 14,1\%$$

$$14,1 \times 15 + 135 = 270 + 8 \times 9,6$$

$$346,8 = 346,5$$

Негізгі флотация Cu цикл бойынша:

$$\begin{cases} \gamma_7 = \gamma_9 + \gamma_{10} \\ \gamma_7 \beta_7 = \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10} \end{cases}$$

$$20(4,5 + \gamma_{10}) = 135 + \gamma_{10} \times 15$$

$$\gamma_{10} = 7\%$$

$$\begin{aligned}\gamma_7 &= 4,5 + 9 = 13,5 \\ 13,5 \times 20,0 &= 135 + 15 \times 9 \\ 270 &= 270\end{aligned}$$

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 \\ \gamma_2 \beta_2 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 \end{cases}$$

$$\begin{aligned}\beta_2(\gamma_3 + \gamma_4) &= \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 \\ 1\gamma_3 + 65,6 &= 5 \times \gamma_3 + 19,65 \\ \gamma_3 &= 10,5\% \\ \gamma_3 &= 11,6 + 65,5 = 77,0\% \\ 77 &= 57,5 + 19,65 \\ 77 &= 77,15\end{aligned}$$

$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_{11} + \gamma_{12} \\ \gamma_6 \beta_6 = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} \end{cases}$$

$$\begin{aligned}\beta_6 (\gamma_{11} + \gamma_{12}) &= \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} \\ \gamma_{11} &= 10\% \\ \gamma_2 &= 12 + 30 = 42,0 \\ 42 &= 42\end{aligned}$$

$$\begin{cases} \gamma_5 + \gamma_{10} = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_5 \beta_5 + \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8 \end{cases}$$

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

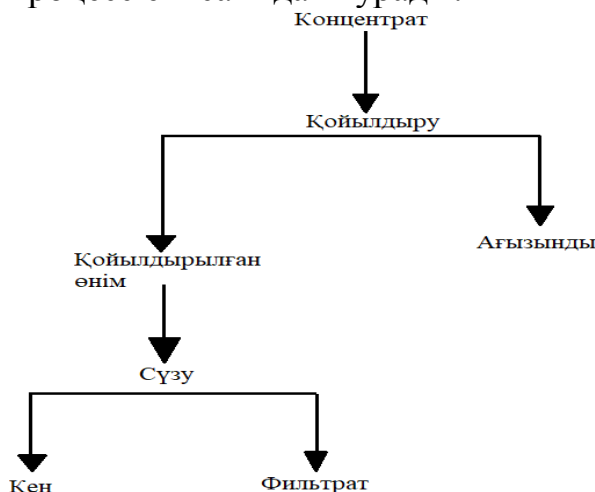
#### 1.4.2 Сусыздандыру схемасын есептеу

Пайдалы казбалардың көбі сулы ортада байытылады. Олардың қасиеттерімен байланысты қолданылатын байыту процестерінің түріне қарай байыту фабрикаларында кеннің әр тоннасына 3-15 м<sup>3</sup> су шығындалады. Флотациялық фабрикаларда судың дені ұнтақтау және классификациялау процесіне, аздап флотация процестерінде көбікті өнімді науаға ағызыуға пайдаланылады. Бұл фабрикаларда орташа шығын 3-6 м<sup>3</sup>. Гравитациялық фабрикаларда судың негізгі байыту процестерінде шығындалады. Оларда шығын 5-15 м<sup>3</sup> мөлшерінде.

Пайдаланылған су ақырында алынған өнімдермен бірге шығады. Өнімдерден суды бөлудің қажеттілігі әр түрлі талаптарға байланысты. Концентраттарда судың процестік үлесі 5-60%, ал қалдықтарда 15-85 % аралықта өзгеріледі.

Концентраттардан суды бөлудің қажеттілігі көп талаптармен байланысты. Metallургиялық өңдеу алдында оның құрамындағы судың проценттік үлесі белгілі мөлшерден, мысалы 2-15%-тен аспауы керек. Концентраттар көпшілік жағдайда байыту фабрикаларынан алыстау орналасқан металлургиялық заводтарға тасылады. Оның құрамында су көбейген сайын тасымал жабдықтардың көлемі және басқа шығындар өседі. Ауа-райы қыста қатал аймақтарда концентраттар үлкен кесек күйде қатып, тасмал жабдықтардан (вагон және кузов іштерінен) түсіру қыйындайды және ұсатуды қажет етеді.

Николаев байыту фабрикасының мыс концентраттары сусыздандыру процесінен өтеді. Ол процесс екі сатыдан тұрады.



1.7-Сурет – Суыздандыру схемасы

### 1.4.3 Су мөлшерін есептеу

Су мөлшерін есептеу схемасын әр операциясында сұйық бойынша баланс теңдеуін құру жолымен жүргізіледі. Схеманы шешу үшін схемадағы барлық өнімнің қаттылық проценті беріледі. Қаттылық процентін белгілеу мыналар бойынша жүзеге асырылады.

- а) эталонды фабриканың мәліметтері бойынша
- б) қаттылық процентін диірмен ағызғанда қолдану арқылы: шарлы диірмендерге – 70-75 % шарт
  - 1-саты – 55-60%;
  - 2-саты – 60-85%;
- в) гидроциклондар құмы:
  - 1-саты – 50-70%;
  - 2-саты – 40-50%;
- г) қаттылық проценті гидроциклондар ағызындысына берілген мәліметтер бойынша: өнім – 95 %;
  - 1-сатыдағы диірмен ағызындысы - 75%;
  - 1-ші Гидроциклон ағызындысы - 43%;
  - 1-ші Гидроциклон құмы - 75 %;

2-ші сатыдағы диірмен ағызындысы – 60%;  
 2-ші гидроциклон ағызындысы – 25 %;  
 2-ші гидроциклон құмы – 60 %.  
 Судың салмағын формула бойынша есептейміз:

$$W_n = \frac{Q_n(100 - \%)}{\%},$$

мұндағы  $W_n$  – сұйықтық салмағы, т/сағ;  
 $Q_n$  – өнім салмағы, т/сағ;  
 % - пульпадағы қаттылық проценті;

1.9-кесте – Су салмағының нәтижелері

Өнім шығымы, %	Өнім салмағы $Q_n$ , т/тәулік	Пульпаның қаттылық проценті, %	Сұйық салмағы $W_n$ , т/тәулік
			987
100	7353	95	3151
200	14706	70	11030
100	7353	40	17157
100	7353	60	4902
100	13235	30	7919
100	7353	65	

Кен байытуда қолданылатын барлық процестердің бірінен кейін бірінің жүргізілу тәртібін көрсететін жиынтығы кен байыту технологиялық схемасы деп аталады. Кеннен бастап әртүрлі процестерге түсетін және процестерден алынатын өнімдер стрелкалы тік сызықтармен белгіленеді. Екі өнім беретін процестер көлденең сызықтармен, ал бір өнімді процестер (мысалы, ұсақтау және ұнтақтау) шеңбер сызықпен белгіленеді. Егер технологиялық схемада тек қолданылатын процестер және олардың кезек орналасуы көрсетілсе оны сапалы схема деп атайды. Тек процестер көрсетіліп қоймай, әртүрлі процеске қанша өнім түсетіні және онда қанша бағалы зат бар екені көрсетілсе ол сапалы санды схема деп аталады. Ал осыларға қосымша схемада әр процеске қанша су түсетіні және өнімдермен бірге қанша су шығатыны көрсетілсе ол сапалы-санды шламды схема деп аталады.

1.10-кесте – Су шламды схемасы

Түседі						Шығады					
Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ	Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ
<b>I ҰНТАҚТАУ</b>											
Кен	100	7353	95	387	7740	I ұнтақтау ағызындысы	200	14706	65	7919	22625
I гидроциклон құмы	100	7353	70	3151	10504						
Су				4381	4381						
Барлығы	200	14706	65	7919	22625	Барлығы	200	14706	65	7919	22625
<b>I СҰРЫПТАУ</b>											
I ұнтақтаудың ағызындысы	200	14706	65	7919	22625	I гидроциклон құмы	100	7353	70	3151	10504
						I гидроциклон ағызындысы	100	7353	40	11030	18383
Су				6262	6262						
Барлығы	200	14706	51	14181	28887	Барлығы	200	14706	51	14181	28887
<b>II СҰРЫПТАУ</b>											
I гидроциклон ағызындысы	100	7353	40	11030	18383	II ұнтақтау құмы	100	7353	60	4902	12255
						II гидроциклон ағызындысы	100	7353	30	17157	24510
II ұнтақтау құмы	100	7353	60	4902	12255						
Су				6127	6127						
Барлығы	280	14706	40	22059	36765	Барлығы	200	14706	51	22059	36765



1.10-кестенің жалғасы

Түседі						Шығады					
Өнімдердің атауы	Шығы м, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ	Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ
<b>II ҰНТАҚТАУ</b>											
II гидроциклон құмы	100	7353	60	4902	12255	II ұнтақтың ағызындысы	100	7353	60	4902	12255
Барлығы	100	7353	60	4902	12255	Барлығы	100	7353	60	4902	12255
<b>I НЕГІЗГІ МЫС-МЫРЫШ ФЛОТАЦИЯСЫ</b>											
II гидроциклон ағызындысы	100	7353	30	17157	24510	Көбікті өнім	23	1691	30	3946	
Су				100	100	Камера өнімі	77	5662	30	11365	
Барлығы	100	7353	30	17257	24610	Барлығы	100	7353	30	17257	
<b>II НЕГІЗГІ МЫС-МЫРЫШ ФЛОТАЦИЯСЫ</b>											
Негізгі камера өнімі	77	5662	30	13311		Көбікті өнім	11,5	846	30	1974	
Су				100		Камера өнімі	65,5	4816	30	11437	
Барлығы	77	5662	30	13411		Барлығы	77	5662	30	13411	

1.10-кестенің жалғасы

Түседі						Шығады					
Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ	Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ
<b>СҰРЫШТАУ</b>											
Концентрат	6	441	30	1029	1470	Ағзынды	17,5	1287	30	3003	
Концентрат құмы	11,5	846	30	1974	2820	Құм	17,5	1287	60	858	
Су	17,5	1287	60	858	2145						
Барлығы	35	2574	40	3861	6435	Барлығы	35	2574	40	3861	
<b>ҰНТАҚТАУ</b>											
Құм	17,5	1287	60	858	2145	Диірмен ағзындысы	17,5	1287	60	858	2145
Су											
Барлығы	17,5	1287	60	858	2145	Барлығы	17,5	1287	60	858	2145
<b>I ТАЗАЛАУ</b>											
Ағзынды	17,5	1287	30	3003	4290	I тазалау концентраты	14,1	1037	40	1556	2593
Бақылау флотациясы концентраты	12	882	30	2058	2940	I тазалау қалдығы	42	3088	30	7819	10907
I тазалау қалдық	9,6	706	34	1397	2103						
Су				2917	2917						
Барлығы	56,1	4125	31	9375	13500	Барлығы	56,1	4125	31	9375	13500

1.10-кестенің жалғасы

Түседі						Шығады					
Өнімдердің атауы	ШЫҒЫМ, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ	Өнімдердің атауы	ШЫҒЫМ, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ
<b>БАҚЫЛАУ ФЛОТАЦИЯСЫ</b>											
Қалдық						Концентрат	12	882	30	2058	2940
Ітазалау	42	3088	30	7819	10907	Қалдық	30	2206	23	7333	9539
Су				1500	1500						
Барлығы	42	3088	25	9391	12479	Барлығы	42	3088	25	9391	12479
<b>II Тазалау</b>											
Концентрат	14,1	1037	40	1556	2593	Концентрат	13,5	993	44	1264	2257
Қалдық	9	662	40	1005	1667	Қалдық	9,6	706	34	1397	2103
тазалау											
Су				100	100						
Барлығы	23,1	1699	39	2661	4360	Жалпы	23,1	1699	39	2661	4360
<b>III Тазалау</b>											
Концентрат	13,5	993	44	1264	2257	Концентрат	4,5	331	48	359	690
Су				100	100	Қалдық	9	662	40	1005	1667
Барлығы	13,5	993	42	1364	2357	Барлығы	13,5	993	42	1364	2357

1.10-кестенің жалғасы

Түседі						Шығады					
Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ	Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ
<b>НЕГІЗГІ МЫС ФЛОТАЦИЯСЫ</b>											
Нег.кам.өнім Су	77	5662	30	13311 100	18973 100	Көбікті өнім Кам. өнім	11,5 65,5	846 4816	1974 11437	2820 16253	
Барлығы	77	5562	30	13411	19073	Барлығы	77	5662	13411	19073	
<b>БАҚЫЛАУ ФЛОТАЦИЯСЫ</b>											
Қалдық тазалау Су	I 42	3088	7819 1500	10907 1500		Концентрат Қалдық	12 30	882 2206	30 23	2058 7333	2940 9539
Барлығы	42	3088	9391	12479		Барлығы	42	3088	25	9391	12479
<b>I ТАЗАЛАУ</b>											
Концентрат Қалдық тазалау Су	II 14,1 9	1037 662	40 40	1556 1005 100	2593 1667 100	Концентрат Қалдық	13,5 9,6	993 706	44 34	1264 1397	2257 2103
Барлығы	23,1	1699	39	2661	4360	Барлығы	23,1	1699	39	2661	

1.10-кестенің жалғасы

Түседі						Шығады					
Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ	Өнімдердің атауы	Шығым, %	Қатты массасы, т/сағ	Қатты құрамы, %	Су массасы, %	Пулпа көлемі м <sup>3</sup> /сағ
<b>II ТАЗАЛАУ</b>											
Концентрат Су	13,5	993	44	1264 100	2257 100	Концентрат Қалдық	8 9	331 662	48 40	359 1005	690 1667
Барлығы	13,5	993	42	1364	2357	Барлығы	13,5	993	42	1364	2357
<b>ҚОЙЫЛЫРУ</b>											
Концентрат Фильтрат	4,5	192	48	359 147	690 147	Концентрат Ағызынды	4,5	192	60	221 301	552 301
Барлығы	4,5	192	39	506	837	Барлығы	4,5	192	39	506	837
<b>СҮЗУ</b>											
Концентрат	4,5	192	60	221	552	Концентрат Фильтрат	4,5	192	85	58 163	389 163
Барлығы	4,5	192	60	221	552	Барлығы	4,5	192	60	221	552
<b>ҚОЙЫЛДЫРУ</b>											
Концентрат Фильтрат	8,0	352	48	381 163	733 163	Концентрат Ағызынды	8,0	352	60	235 309	587 309
Барлығы	8,0	352	39	896	896		8,0	352	39	544	896
<b>СҮЗУ</b>											
Концентрат	8,0	352	60	235	587	Концентрат Фильтрат	8,0	352	80	88 147	440 147
Барлығы	8,0	352	60	235	587	Барлығы	8,0	352	60	235	587



1.11 – кесте - Су тепе-тендігі

Түсетін		Шығатын	
Өнім аты	Су мөлшері т/тәулік	Өнім аты	Су мөлшері т/сағ
Бастапқы кенмен	387	Концентрат	359
I ұнтақтау	4381	Концентрат	259
I сұрыптау	6262		
II сұрыптау	6127	I негізгі флот. қалдық	11102
I нег.флот.	100	Бақ.фл.камер.өнімі	7333
II нег.флот	100		
Мысфлот.-Ітаз	100		
II бақылау фл.	1500		
флот.-III таз	100		
Барлығы	19057	Барлығы	19057

## 2 Негізгі жабдықтарды таңдау және есептеу

Байыту процесіне түсетін кеннің ақырғы ірілігі минерал сеппелілігінің ірілігімен және қолданылатын байыту әдісімен анықталады. Байыту алдында кен құрамындағы минералдар бір-бірінен барынша толықтай ажырағанға дейін майдалануы қажет. Сонда ғана пайдалы компоненттер минералдарын бос жыныс минералдарынан бөліп алуға болады. Бірақ майдалану процесі кезінде өте майда түйіршіктерінің барынша аз болуы, байыту процесінің тиімді жүруіне оң ықпал жасайды. Ұсату және ұнтақтау процестеріне кететін шығын барлық байыту процестеріне жұмсалатын шығынның 50 %-тейін құрайды. Сондықтан ұсату процесінде "артық ештеңе ұсатпау" принципінің маңызы зор. Сондықтан ұсату процесі бірнеше сатыда жүргізіледі және әр саты алдында ірілігі жағынан дайынкласты елеу арқылы бөліп тастап отырады. Ол энергия шығынын азайтады, ұсату тетіктері тозуын төмендетеді және ірілігі біркелкі өнім алуды қамтамасыз етеді.

Ұсату процесі әдетте үш сатыда жүргізіледі:

ірі ұсату 1200-300 мм;

орта ұсату 300-75 мм;

майда ұсату 75-15 мм.

Ұсатылған кен майда ұнтақтауға түседі. Ұнтақталған кеннің ірілігі -2 мм-ден 0,1 мм-ге дейін. Қолданылатын байыту әдісіне қарай кен онан да майда ұнтақталуы мүмкін.

Ұсатудың әр сатысы ұсату дәрежесімен (i) сипатталады. Ұсату дәрежесі деп, ұсатуға түсетін кеннің ең ірі кесегінің диаметрінің ( $D_{max}$ ), ұсатудан шыққан кеннің ең ірі кесегінің диаметріне ( $d_{max}$ ) қатынасын атайды. Олай болса, жоғарыда келтірілген

Ірі ұсату сатысына ұсатқыштар тандаймыз:

Ірілігі  $D_{MAX}=650$ мм болатын кенді ірі ұсату үшін ЩДП – 12x15жақты ұсатқышын алуға болады. Ұсатылған кен шығатын жырық мөлшерін төмендегідей формула арқылы есептеуге болады:

$$bp = b_{min} + \frac{\frac{Q_0}{0.85}}{(q_{MAX} - q_{MIN})} \frac{-k_T \times k_k \times k_\omega \times \delta \times q_{MIN}}{\times k_T \times k_k \times k_\omega \times \delta} \times (b_{max} - b_{min}),$$

Коэффициенттер мәнін анықтаймыз:

1)  $f=15$        $K_f=1,0$

2)  $W=5$        $K_w=1.0$

3)  $0.5 \times \beta = 0.5 \times 1200 = 600$      $\beta_0^{+600} = 10\%$      $K_k = 1,0$

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

Сонда  $b_p=b_n=150$ ,  $d_l=b_p \times z_l=150 \times 1,7=255$ , мм.

Ұсатқыш өнімділігі төмендегідей:

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

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

$$K_3 = \frac{409}{493} = 0,83$$

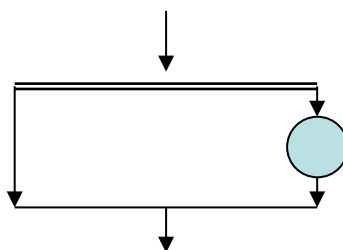
Ұсатқыш саны:  $N=1$  дана.

Саты бойынша елеу тиімділігі:

Екінші саты үшін:  $E_{II}=80\%$ ;

Үшінші саты үшін:  $E_{III}=85\%$ .

Ұсатудың II-ші сатысы:



2.1 – сурет– II-ші ұсату сатысы.

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

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

$$Q_5 = Q_1 \times \beta_4^{-60} \times E_{II} = 252 \times 0,3 \times 0,8 = 86,4 \text{Т/сағ,}$$

Ұсатқышқа түсетін кеннің массасы:

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 252 - 86,4 = 173,6 \text{ Т/сағ,}$$

Ұсатқыш өнімділігі төмендегідей:

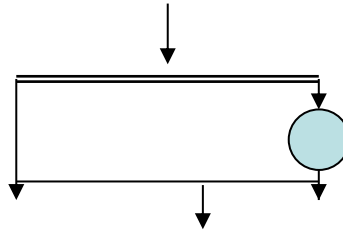
$$Q_c = k_k \times k_T \times k_\omega \times \left[ q_{\min} + \frac{q_{\max} - q_{\min}}{b_{\max} - b_{\min}} \times (b_p - b_{\min}) \right] \times \delta, \text{Т/сағ}$$

$$Q_c = 1 \times 1 \times 1 \times \left[ 360 + \frac{610 - 360}{60 - 30} \times (33 - 30) \right] \times 1.6 = 576 \text{ т/сағ.}$$

Ұсатқыштың пайдалау коэффициенті:

$$K_3 = \frac{173,6}{576} = 0,8$$

Ұсатқыш саны:  $N=1$  дана.



2.2–сурет– III-ші ұсату сатысы.

Ұсатудың III-сатысы:

Майда ұсату сатысына КИД-2200 ұсатқышын орнатамыз.

Ұсатқыш өнімділігі төмендегідей:

$$Q_c = k_T \times Q_n \times \delta_n, \text{ т/сағ}$$

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

$$Q_7 = Q_5 \times \beta_8^{-10} E_{III} = 329 \times 0,1 \times 0,85 = 30.5, \text{ т/сағ,}$$

Ұсатқышқа түсетін кеннің массасы:

$$Q_8 = Q_0 - Q_7 = 329 - 30.5 = 328, \text{ т/сағ,}$$

III-сатыдағы ұсатқыш өнімділігі:

$$Q_c = 328, \text{ т/сағ.}$$

Ұсатқыш өнімділігін есептеу:

$$Q_p = K_f \times Q_n \times \delta_n = 1 \times 150 \times 1,6 = 240,0, \text{ т/сағ}$$

Ұсатқыштың пайдалау коэффициенті:

$$K_3 = 0,84$$

Ұсатқыш саны

$$N = \frac{328}{240.0} = 1.37 \text{ немесе } 2 \text{ дана}$$

## 2.1–кесте-Есептеу нәтижелері

Көрсеткіштері	I саты	II саты	III саты
Ұсатқыштар түрі	ШДП 1200x1500	КСД	КИД
	1200x1500	2200 ГР	2200
Ұсатылатын дененің мөлшері		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 <sup>3</sup> /с	330-480	180-360	-
Ұсатқыштар саны, дана	1	1	2

Конусты ұсатқыштың өнімділігі жақты ұсатқышпен салыстырғанда жоғары, себебі, кен шығатын тесіктің ені бірдей болғанмен, жақты ұсатқыштікімен салыстырғанда 2,5-3 еседей ұзын. Сондықтан, фабриканың өнімділігі жоғары болған жағдайда, ұсатудың бірінші сатысына конусты ұсатқыш қойылады. Ол тек қана біреу болу керек, өнімділігі 40-60 мың т/тәулік. Конусты ұсатқыштарда кен тек шаншу әсерімен емес, сондай-ақ майыстыру арқылы да ұсатылады, ұсату процесі үздіксіз жүретіндіктен электр энергиясының шығыны төмен. Ұсатылған кен кесектерінің ірілігі біркелкі және олардың пішіні де дұрыс, керісінше, жақты ұсатудан кейін кен құрамында жалпақ кесектер көп кездеседі.

Конусты ұсатқыштардың құрылымы өте күрделі, сондықтан оларды пайдалану және жөндеу жұмыстарын жүргізу қиындау болады. Олардың массасы жоғары болуымен қатар өте биік, осыған байланысты цех ғимараттарын биік салуға тура келеді.

Жақты ұсатқыштар жұмыс кезінде қатты дірілдейді. Сондықтан оларды өте мықты ірге тасқа орналастыруға тура келеді. Құрылымы жағынан жақты ұсатқыштар қарапайым және биіктігі жағынан көп орын алмайды. Жақты ұсатқыштарды сазды және тұтқырлығы жоғары кендерді ұсатқанда тиімді қолдануға болады. Мұндай кендерді конусты ұсатқыштарда өндегенде, олардың ұсату кеңістігі тығылып қалады. Жақты ұсатқыштардың қарапайымдылығына байланысты, олар өте арзан. Жақты ұсатқыштарды пайдалану және олардың подшипниктерін майлау конусты ұсатқыштармен салыстырғанда әлде қайда жеңіл. Кен шығару тесігінің мөлшерін реттеу оңай. Дегенмен, жақты ұсатқыштар үйінді кен астындағы режимде жұмыс істей алмайды. Сондықтан жақты ұсатқыш алдында міндетті түрде пластинкалы кен түсіргіш қою қажет. Жақты ұсатқыштардың қаптама плиталары конусты ұсатқыштарға қарағанда тез істен шығыш отырады. Ұсатқышты таңдап алардың алдында, олардың артықшылықтары мен кемшіліктерін, сондай-ақ техника-экономикалық ерекшеліктерін салыстыра отырып, есептеу қажет.



Орта және майда ұсату конусты ұсатқыштардың ірі конусты ұсатқыштардан негізгі айырмашылығы, оларда қозғалмалы конусты іліп бекітетін траверсаның болмауы. Қозғалмалы конус шар пішінді тіреуішке немесе гидравликалық тетікке орнатылған. Сондықтан оларды кейде консалды валды ұсатқыштар деп те атайды.

Ұсату кеңістігінің пішініне және кен түсетін, кен шығатын тесіктерінің мөлшеріне қарай, олар орта ұсату үшін стандартты және майда ұсату үшін қысқа конусты ұсатқыштар болып бөлінеді. Осыған қарай КСД және КМД болып белгіленеді.

Кен қозғалмалы және қозғалмайтын конустар аралығындағы кеңістікте ұсатылады. Қозғалмалы конус үлкен жарты шар пішінді тіреуішке орнығып, төменгі жағы тіреуішке кіріп тұратын тік валға бекітілген.

Көлбей орнатылған қозғалмада конус тік валмен бірге эксцентрикті стакан арқылы қозғалады да, ал стакан, сынатаспалы беріліс арқылы айналатын конус ішіндегі беріліс көмегімен іске қосылады. Тік валдың төменгі шеті эксцентрикке еркін кіріп тұрады. Эксцентрик айналған кезде тік валдың осі, конустың бетінің жоғарғы және төменгі жағында екі ұшталған жазықтық құрайды. Осы кезде қозғалмалы конус қозғалмайтын конусқа жақындайды да, кенді ұсатады. Ұсатқыштың табандығы төменгі фланец арқылы іргетасқа бекітіледі, ал жоғарғы фланецке болаттан жасалған тіреуіш сақина орналастырылады, сақинаның ішкі бетінде трапеция пішінді тілінді бар. Сақина табандыққа серіппе кигізілген бұрандалармен бекітіледі. Ол серіппелер сақинаны жағалай орналастырылған және олар ұсатқышқа металл немесе басқа ұсатылмайтын заттар түскенде, оны сынудан сақтайды. Ондай заттар түсе қалған жағдайда тіреуіш сақина оймақпен бірге көтеріледі де, кен шығатын тесік кеңейіп, ұсатылмайтын зат сыртқа шығып кетеді. Тіреуіш ойығына оймақ бұрандалып бекітіледі. Оймақтың бұрандалу деңгейін өзгерте отырып, кен шығатын тесіктің мөлшерін реттеуге болады.

Кен ұсатқышқа кен түсетін тетік арқылы беріледі. Ол болат тіреуішке орнатылған кен қабылдайтын қораптан, экраннан және түтікшеден тұрады. Түтікше арқылы зат (кен) бөлгіш плитаға түседі. Кенді беру бағытына қарай, кен қабылдайтын қораптың орналасу жағдайын  $90^\circ$  сайын өзгертіп отыруға болады. Бөлгіш плита тік валдың жоғарғы жағында орналасқан және ол бастапқы заттың ұсатқыш кеңістігінде біркелкі бөлінуін реттеп отырады.

## 2.1 Елеу жабдықтары

Пайдалы қазбаларды байытуда қолданылатын елеуіштер құрылымы ең қарапайым түрлерінен бастап, өте күрделі құрылымға дейін болады. Барлық елеуіштерді төмендегідей түрлерге бөлуге болады:

- 1) қозғалмайтын колосникті;
- 2) жазықта тербелетін;
- 3) жартылай дірілді;

4)дірілді немесе өзін -өзі реттейтін екпінді;

5)барабанды;

6)валкты, т.б.

Ұсатудың II сатысына ГИТ-61 А елеуіші қолданылады. Оның елеу ауданы 8 м<sup>2</sup>. Елеуге қажетті ауданның мөлшерін төмендегідей формуламен есептейміз:

$$F = \frac{Q}{q \times \delta \times K \times L \times M \times N \times O \times P}, \text{ м}^2$$

мұндағы q - тордың 1 м<sup>2</sup> ауданының 1 сағат ішіндегі өнімділігі;

δ - кеннің үйінді салмағы, т/м<sup>3</sup>;

K,L,M,N,O,P- кеннің құрамындағы ұнтақты, ірілік, елеу тиімділігін, түйіршіктер пішінін, ылғалдылығын, елеу әдісін ескеретін коэффициенттер.

$$a_{II}=75 \text{ мм}$$

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

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

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

$$K=0,5$$

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

$$N=O=P=1$$

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

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.

$$a_{III}=10, \text{ мм}$$

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

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

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

$$K=0,48$$

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

$$N=O=P=1$$

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

N=1 дана елек жеткілікті

## 2.2-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

### 2.2 Ұнтақтау жабдықтары

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

Өндірістік жағдайда диірменнің 40-45%-тей көлемі шарлармен және кенмен толтырылады. Мұндай жағдайда шарлар бірнеше қабатта қозғалады, оның әр қабатының өзінің радиусы және сызықтық жылдамдығы бар. Қозғалыс бағатының радиусы аз болған сайын, қозғалыс жылдамдығы да аз, сондықтан төменге жылжи түсіп кету мүмкіндігі жоғары. Диірменнің ішкі бетіне жақын орналасқан сыртқы қабаттағы шарлардың шеңберлі қозғалысының радиусы жоғары және олардың жалпы қосынды массасы кез келген ішкі қабаттағы шарлар массасынан артық. Осының нәтижесінде ол шарлардың ұнтақтау тиімділігі жоғары. Сыртқы қабаттағы шарлар үлкен жылдамдықпен қозғалады және кен кесектерін үлкен күшпен соғады. Ішкі қабаттағы шарлар аз радиуспен қозғалады, сондықтан олар кенді негізінен үйкеліс әсерімен ұнтақтайды.

Диірменнің айналу жылдамдығы аумалы жылдамдықтың 75~85%-дейіне тең болған жағдайда оның өнімділігі де және ұнтақтау тиімділігі де жоғары болады.

Егер диірменнің айналу жылдамдығы аумалы жылдамдықтан 25-30%-тей жоғары болса, онда жоғарғы қабаттағы шарлар кенді ұнтақтамайды, диірменнің ішкі бетін соққыдан қорғайтын қалқан тұрғыда болады. Бұл жағдайда диірменнің пайдалы көлемі кемиді де, өнімділігі күрт төмендейді, ал кен кесектері екінші қабаттағы және орталыққа жақын қабаттардағы шарлардың соғу әсерінен ұнтақталады. Бұл жағдайда диірменге салынатын шар мөлшері барынша көп болу керек, дегенмен, ол электр энергиясының шығынын көбейтеді. Диірменнің жоғарғы өнімділігін негізгі көрсеткіштер деп қарауға болмайды. Себебі, диірмен жұмысының тиімділігі 1 т кенді ұнтақтауға кеткен шығынмен есептеледі. Ол шығын негізінен жұмсалған электр энергиясының, ұнтақтағыш денелердің (шарлар, біліктер т.с.с.) және қаптаманың бағаларынан тұрады.

1 т кенді ұнтақтауға кететін энергияның мөлшері 10-15 кВт.ч шамасында, ол жалпы фабрика бойынша 1т кенге жұмсалатын шығынның 40-60 процентін құрайды. Мұндай шамадан тыс шығыны диірменнің және оған салынатын шарлардың салмағымен түсіндіруге болады.

Диірменге шар өте көп салынса, энергияның, ұнтақтағыш денелердің (шарлар, біліктер т.с.с.) шығыны күрт өседі, ал ұнтақтағыш денелер шамадан аз салынса диірменнің өнімділігі төмендейді, қаптама тез істен шығып, диірменнің ішкі беті нашарлайды. Диірменнің ең жоғарғы өнімділігін, оның 50%—тей көлемін шармен толтырғанда алуға болады. Шар мөлшерін көбейтсе, диірмен өнімділігі шектеулі бір мөлшерге дейін өседі, әрі қарай шар салынса, оның өнімділігі кеми бастайды. Шар мөлшерінің оңтайлы массасы диірменнің айналу жылдамдығы мен толу коэффициентіне байланысты.

Әдетте, салынған шардың деңгейі диірменнің орта белінен сәл төмен болу керек.

Диірменнің айналу жылдамдығы аумалы жылдамдықтың 75-88%-іне тең болса, ал салынатын шардың диірменнің 1 м<sup>3</sup> көлеміне 1700-1950 кг аралығында. Шардың тығыздығы 7900 кг/м<sup>3</sup>. Диірменнің айналу жылдамдығы өскен жағдайда шар мөлшері азаяды.

Диірменге салынатын шарлардың ең жоғарғы массасын Л.Б.Левенсон төмендегідей формуламен анықтауды ұсынады.

$$G = \varphi \mu \gamma \pi R^2 L$$

мұндағы  $v$  – диірменнің толу коэффициенті (0,4-ке дейін);

$\mu$  – қозғалмай тұрған диірмен ішіндегі, шарлардың тығыз массасының қопсу коэффициенті ( $\mu = 0,65$ );

$\gamma$  – ұнтақтағыш ортаның тығыздығы, кг/м<sup>3</sup>;

$R$  – диірменнің диаметрі, м;

$L$  – диірменнің ұзындығы, м.

$\varphi$ ,  $\beta$ ,  $\pi$  коэффициенттерінің мәнін орындарына қойып, төмендегідей формула алуға болады

$$G = 0,815 \gamma R^2 L.$$

Тығыздығы  $\gamma = 7900 \text{ кг/м}^3$  болатын болаттан жасалған шарлармен диірменнің 40%-тей ( $v=0,4$ ) көлемін толтырсақ

$$G = 0,4 \cdot 0,65 \cdot 7900 \cdot 3,14 R^2 L = 0,440 R^2 L, \text{ кг.}$$

Бұл формула диірменге салынған шар мөлшерін және оның оңтайлы жұмыс істеуін сипаттайды. Олай болса, ұнтақтау тиімділігі өте жоғары.

Формула, ұнтақтау негізінен сыртқы қабаттағы шарлардың соғу әсерімен жүргізіледі деген болжам арқылы қорытылып шығарылған. Ішкі қабаттағы шарлар кенді тек үйкеліс әсерімен ұнтақтайды. Бұл формула шар мөлшерін біршама көтеріңкі түрде сипаттайды.

В.А.Перов және В.Ю.Брандтың тұжырымы бойынша, шарлардың көлемдік массасы, болаттан жасалған шарлардың тығыздығына және диірмен

ішіне салынған диаметрі әртүрлі, еркін орналасқан шарлар арасындағы саңылау мөлшеріне байланысты. Егер болат шарлардың тығыздығы 7,5-7,8 т/м<sup>3</sup> және шарлар арасындағы бос кеңістер 38-48 % деп алынса, онда диірменге салынған шарлардың көлемдік массасы 4,35-4 т/м<sup>3</sup> шамасында.

Диаметрі  $D$  және ұзындығы  $L$  болатын диірменге салынған шарлардың массасын төмендегідей формула арқылы анықтауға болады:

$$G = 3,77 \varphi D^2 L, m.$$

Бұл формулада шарлардың үйінді салмағы 4800 кг/м<sup>3</sup>. Біліктер массасы төмендегідей формуламен анықталады:

$$G = 5,14 D^2 L$$

мұндағы  $\varphi$  – диірменнің толу коэффициенті;

$D$  – диірмен диаметрі, м;

$L$  – диірмен ұзындығы, м.

Бұл формулада біліктердің көлемдік массасы 6,5 т/м<sup>3</sup>, ал біліктер арасындағы бос кеңістіктер мөлшері 16,5%. Диірменнің жұмыс істеуіне қарай шарлар тозып, істен шыға бастайды, соған байланысты өнімділігі де азая түседі. Сондықтан, диірменнің дұрыс жұмыс істеуі үшін, шарлардың оңтайлы мөлшерін ұстап тұру қажет. Ол үшін диірменге жаңадан шарлар немесе біліктер салып отырады.

Диірменге тиелетін шарлардың диаметрі ұнтақталатын кен кесектерінің ірілігіне байланысты. Ірі кенді ұнтақтау үшін ірі шарлар қолданылуы қажет. Қазіргі кездегі қолданылып жүрген шарлардың ірілігі 40-125 мм аралығында.

Фабриканың сағаттық өнімділігін төмендегідей формуламен анықтаймыз:

$$Q_c = \frac{Q_{ж}}{340 \times 24} = \frac{2500000}{8160} = 306 \text{ т/сағ};$$

$$Q_0 = \frac{2500000}{340} = 7353 \text{ т/сағ}$$

$$Q_0 = \frac{7353}{3 \times 8 \times 0.75} = 322, \text{ т/сағ}$$

Диірменнің жобалық көлемін анықтаймыз:

$$V_{ид} = \frac{Q_0}{10} = \frac{322}{10} = 32.2 \text{ м}^3$$

Ұнтақтаудың бірінші және екінші сатыларында шарлы диірмен қолданылатындықтан жабдықтарды есептеу базықтық тиімділік бойынша жүргізген жөн.



Есептеу нәтижелері бойынша ұнтақтаудың I-сатысына да МШР-45х65V=86 м<sup>3</sup> диірмені, II-сатысына МШЦ 45х60 V=82 м<sup>3</sup> 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/м<sup>3</sup>сағ тең. Базалық жағдайда көрсетілген эталондық диірменнің өнімділігі мына формуламен анықталады:

Диірменнің үйінді тығыздығын есептеу:

$$q_{-74} = q_3 \times K_u \times K_k \times K_T \times K_D \times K_L \times K_\varphi \times K_\psi, \text{ т}/(\text{м}^3 \times \text{с})$$

мұндағы  $q_3$  – 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;

$K_L, K_\varphi, K_\psi$  коэффициенттерін 1-ге тең деп аламыз

Байыту фабрикасының диірменінің өнімділігін есептеу үшін:

Ұнтақтау коэффициенттер  $K_u=1,0$

Ірілікті ескеретін коэффициент  $K_k=m_1/m_2=0,99/0,97=1,0$

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

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

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

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

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

1) Ұнтақтаудың I сатысын есептеу.

Диірменнің өнімділігін есептеу:

$$Q_p = \frac{q_{-74} \times V}{\beta_K^{-74} - \beta_H^{-74}}$$

мұнда,  $\beta_K^{-74}$  және  $\beta_H^{-74}$  – ұнтақтаудың бастапқы және ақырғы өніміндегі -0,074 мм класының мөлшері.

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

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

Пайдалану коэффициенті:

$$K_3 = 322 / 2 \times 170 = 0,90$$

2) Ұнтақтаудың II сатысын есептеу.

Диірменнің өнімділігі:

Егер I сатыда шарлы диірмен орнатылған болса онда:

$$q_{-74}^{II} = 0,7 q_{-74}^I$$

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

Диірмен саны:

$$N = 322 / 192,5 = 2 \text{ дана}$$

Пайдалану коэффициенті:

$$K_3 = 322 / 2 \times 192,5 = 0,82$$

### 2.3- кесте-Диірмендердің көрсеткіштері

Көрсеткіштері	I саты	II саты
1) Диірмендердің түрлері	МШР	МШЦ
2) Ішкі диаметрі	40x50	45x60
3) Барабан ұзындығы, мм	4000	4000
4) Ішкі көлемі	5000	5000
5) Өнімділігі, т/сағ	86	82
6) Пайдалану коэффициенті	170	192,5
7) Шардың салмағы	0,90	0,9
8) Диірмендер саны, дана	177	177
	2	2

### 2.3 Сұрыптағыш жабдықтарын есептеу және таңдау

I саты үшін:

Қатты-719,4, т/сағ

Сұйық-433,47, т/сағ

Қосылған су- 324,47, т/сағ

Ағызындыдағы -0.074 кластың үлесі-63%  
Пульпа көлемін есептеу

$$V_{\Pi} = V_{\text{ж}} + V_{\text{ТВ}} = W_2 + L_{\Pi} + \frac{Q_2}{\delta_T} = 433,47 + 324,47 + \frac{719,4}{2,7} = 1024,39, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

Гидроциклондағы қаттының үлесі

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{\text{num}}}{Q_{\text{num}} + W_n + L} = \frac{719,4}{719,4 + 433,47 + 324,47} = 49\%$$

I секцияға пульпа көлемі

$$V_{\text{сек}} = V_{\Pi} / N = 1024,39 / 2 = 512,20 \text{ м}^3/\text{сағ}$$

Гироциклон ағызындысының номиналды ірілігі (63%)

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - 63 = 37\%$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 37} = 218 \text{ мкм}$$

Ағызындының шекті ірілігі

$$d_r = d_H / 1.75 = 218 / 1,75 = 124,58 \text{ мкм}$$

$$D = 500; P_0 = 0.1$$

Гидроциклон көлемінің өнімділігі

$$V = 3 \times K_{\alpha} \times K_D \times d_n \times P_0 \times d_c$$

$$V = 3 \times 1 \times 0,88 \times 15 \times 30 \times 0,1^{0,5} = 197,3 \text{ м}^3/\text{сағ}$$

ГЦ-500 таңдалды.

Бірінші секцияға қажет ГЦсаны:

$$N = 512,2 / 197,3 = 3 \text{ дана}$$

II саты үшін:

Қатты-915,6, т/сағ

Сұйық-827,87, м<sup>3</sup>/сағ

Қосылған су- 547,43,м<sup>3</sup>/сағ

Ағызындыдағы -0.074 кластың үлесі-85%

Пульпа көлемін есептеу

$$V_{\Pi} = W_2 + L_{\Pi} + \frac{Q_2}{\delta_T} = 827,87 + 547,43 + (915,6/2,7) = 1714,42, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

Гидроциклондағы қаттының үлесі

$$T_{\Pi} = \frac{Q_{num}}{Q_{num} + W_n + L}, \%$$

$$T_{\Pi} = \frac{915,6}{915,6 + 827,87 + 547,43} = 40$$

$$V_{сек} = 857,21, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

$$R_{+74} = 100 - 85 = 15\%$$

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 15} = 117 \text{ мкм}$$

$$d_r = 117/1,75 = 67 \text{ мкм}$$

$$D = 360; P_0 = 0.25$$

Гидроциклон көлемінің өнімділігі

$$V = 3 \times 1 \times 1,06 \times 9 \times 11,5 \times 0,25^{0,5} = 164,6, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

ГЦ-360 таңдалды.

Бірінші секцияға қажет ГЦ саны:

$$N = 857,21/164,6 = 6 \text{ дана}$$

2.4-кесте- Гидроциклон көрсеткіштері

Көрсеткіштері	I саты	II саты
1) Гидроциклон түрі	ГЦ-500	ГЦ-360
2) Гидроциклон саны	3	6

## 2.4 Байытуға арналған жабдықтарды таңдау және есептеу

Флотациялау машиналарының өнімділіктерінегізінде үш фактормен анықталады. Оларға жататындар: камераның (ваннаның) көлемі, флотациялау уақыты (ол кеннің қасиетіне байланысты тәжірибе жүргізу арқылы анықталады) және пульпа ішіндегі ауаның көлемімен оның бөлшектену дәрежесі. Іс жүзінде әр қазба түрін байытуда машиналардың ең тиімді типін тәжірибе жүргізу арқылы таңдауға болады. Камералардың белгілі бір операция жүргізуге қажетті саны төменгі формуламен анықталады:

$$\dot{i} = \frac{V_n \cdot t}{1440 \cdot V_k \cdot K}$$

мұндағы  $V_n$  – пульпаның көлемі, м<sup>3</sup>/тәулік;

$V_k$  – таңдалып алынған камера көлемі, м<sup>3</sup>;

$t$  – флотациялау уақыты, мин;

$K$  – камераның пульпаға толу дәрежесі (0,7 – 0,8).

Ванналы пневматикалық машиналар қолданылғанда олардың ваннасының ұзындығы есептеледі:

$$L = \frac{V_n \cdot t}{1440 \cdot S \cdot K}$$

мұндағы  $S$  – ваннаның негізгі мыс флотациясы үшін флотомашинаны есептейміз.

Әр секция үшін қажетті камера саны мына формуламен анықталады:

$$n = \frac{V \cdot t}{1440 \cdot v_k \cdot K}$$

Мұндағы  $V$  – пульпаның тәуліктік көлемі, м<sup>3</sup>/тәулік

$T$  – флотация уақыты, мин

$v_k$  – 1 камераның геометриялық көлемі, м<sup>3</sup>

$K$  – пайдалану коэффициенті

I негізгі мыс флотациясы үшін

$$n = \frac{19980 \times 20}{1440 \times 12.5 \times 0.8} = 28, \text{ дана}$$

I негізгі мыс флотациясы үшін

$$n = \frac{15508 \times 20}{1440 \times 12.5 \times 0.8} = 22, \text{ дана}$$

Бақылау флотациясы үшін

$$n = \frac{10505 \times 15}{1440 \times 12.5 \times 0.8} = 12$$

I мыс тазалау флотациясы үшін

$$n = \frac{10903 \times 10}{1440 \times 6.3 \times 0.8} = 16, \text{ дана}$$

II мыс тазалау флотациясы үшін

$$n = \frac{3290 \times 8}{1440 \times 6.3 \times 0.8} = 4, \text{ дана}$$

III мыс тазалау флотациясы үшін

$$n = \frac{1732 \times 6}{1440 \times 6.3 \times 0.8} = 2, \text{ дана}$$

Осындай жолмен мырыш флотациясындағы флотомашиналарды есептейміз. Қабылданған флотомашиналарды жинақы кестеге енгіземіз.

#### 2.5-Кесте-Флотомашиналардың жинақы кестесі

Операциялардың атауы	Флотомашиналар түрлері	Камера көлемі	Флотация уақыты	Камера саны
Негізгі мыс флотомашинасы	ФПМ-12.5	12.5	20	40
Бақылау Cu флотомашинасы	ФПМ12.5	6.3	15	12
I-мыс тазалау флотомашинасы	ФМ-6.25	6.25	10	12
II-мыс тазалау флотомашинасы	ФМ-6.25	6.25	8	4
III-мыс тазалау флотомашинасы	ФМ-6.25	6.25	6	2
Негізгі мырыш флотомашинасы	ФПМ-12.5	12.5	20	29
Бақылау Zn флотомашинасы	ФПМ-12.5	12.5	15	9
I-мырыш тазалау флотомашинасы	ФМ-6.25	6.25	10	8
II-мырыш тазалау флотомашинасы	ФМ-6.25	6.25	8	3
III-мырыш тазалау флотомашинасы	ФМ-6.25	6.25	6	2

## 2.5 Сусыздандыру жабдықтарын таңдау және есептеу

1) Си концентратын қойылдыратын қойылдырғышты есептеу

$$F=f \cdot Q \text{ м}^2$$

мұндағы  $f$  – үлесті қойылдыру ауданы

$Q$  – қойылтқышқа түсетін қатты зат мөлшері

$$F=24 \cdot 1,5=48.4 \text{ м}^2$$

Ц-12 қойылтқышы 1-дана

Сүзу деп қатты заттан суды ұсақ саңлаулы (кеуекті) қалқадан өткізу арқылы бөлуді атайды. Бөлініп алынған су фильтрат деп, қалқа бетіне қалған зат кек деп атайды. Сүзуге қолданылатын аппараттарды сүзгіштер деп атайды. Байыту фабрикаларында барабанды, дискалы және сирек ленталы вакуум-сүзгіштер қолданылады. Артық қысыммен істейтін сүзгіштер пресс-сүзгіштер деп аталады.

Дипломдық жобада қолданылып отырған сүзгіш Барабанды вакуум-сүзгіш, ол сыртқы сүзу бетті болып келеді және ванна, араластырғышпен барабаннан тұрады.

2) Сүзгішті таңдау және есептеу.

$$F=Q/q, \text{ м}^2$$

Си концентратын сүзу үшін:

$$Q=24 \text{ м}^2$$

$$q=0,1-0,2$$

$$F=24/0,2=120 \text{ м}^2$$

K1-60/8001У-11-42 типті фильтр пресснемесе пресс-сүзгіштер таңдалады.  
N=2 дана

## 2.6 Қосалқы жабдықтарды есептеу және таңдау

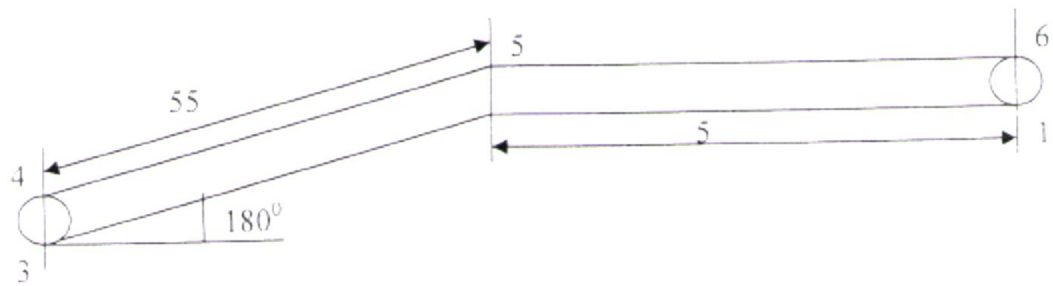
### 2.6.1 Ленталы конвейерді есептеу

а) ленталы конвейер

конвейердің жалпы ұзындығы 60 м;

конвейердің көлбеу бұрышы  $18^\circ$ ;





2.1-сурет - Ленталы конвейер

### 1 Ленталық конвейердің есебі.

№ 1 ленталы конвейері ірі ұсатылған кенді орта және майда ұсату корпусына тасымалдау үшін қолданылады.

Ленталық конвейердің қажетті ені:

$$B = 1.1 \left( \sqrt{\frac{a}{k_0 \times C \times \mathcal{G} \times \gamma_n}} + 0.95 \right)$$

мұндағы  $C$  - конвейерлердің көлбеу бұрышын ескеретін коэффициенті.

$$B = 1.1 \left( \sqrt{\frac{285}{560 \times 0.81 \times 1.5 \times 1.5}} + 0.95 \right) = 1.2$$

Есептеуден алынған ленталы конвейердің енін ірілеу кесектерді тасымалдауға тексереміз.

$$B \geq 2 d_{\max} + 200 \text{ мм} = 2 \times 700 + 200 = 1600 \text{ мм}$$

Конвейерді қозғалысқа келтіретін қозғалтқыш  $P$  қуаты.

$$P = 0,0001 \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times L (K_0 \times v + 1,2 \pm \sin \beta)$$

мұндағы  $K_1$  - қозғалтқыш қуатының коэффициенті;

$K_2$  - конвейердің ұзындығын ескеретін коэффициенті;

$K_3$  - конвейерлердің бұрылыстарын ескеретін коэффициенті;  $K_4$

$K_0$  - лентаның енін ескеретін коэффициенті.

$$P = 0,0001 \times 1,15 \times 1,02 \times 1,1 \times 1,1 \times 35 (580 \times 1,5 + 1,2 + 0,27) = 22 \text{ кВт}$$

Жүргізуші барабанның диаметрі:

$$D = (125 \div 150) i = (125 \div 150) 6 = 750 \div 900 \text{ мм}$$

$D=800$  қабылданады, бірақ прокладоктың ( $i$ ) саны 6-дан аспауы керек.

Каталог бойынша  $B=1200$ ,  $L = 35$  м,  $D=800$ ;  $i=6$  конвейері қабылданады.

Қозғалтқыштың типі 4A225M893, оның қуаты 30 кВт.

Осы жолмен қалған басқа конвейерлер есептелінеді, оның басқа нәтижелері кестеде берілген.

## 2.6- кесте- Тағайындалған конвейерлердің размері

Жабдықтар аты	Қажетті өнімділік, т/сағ	Лентаның ені, мм	Саны, Дана	Қозғалтқыштың қуаты	Конвейердің ұзындығы, м
№ 1 конвейер	329	1200	1	30	35
№ 2 конвейер	423	800	1	22	25
№ 3 конвейер	423	800	1	22	12
№ 4 конвейер	329	1200	1	30	25
№ 5 конвейер	444	1200	1	30	85
№ 6 конвейер	444	1200	1	30	90
№ 7 конвейер	130	650	8	16	16
№ 8 конвейер	62	650	2	16	26
№ 9 конвейер	258	800	2	16	12
№ 10 конвейер	124	800	1	22	50

### 2.6.2 Ленталық конвейерлердің қолданылатын жері

№ 1 конвейер – ірі ұсатылған кенді орта және майда ұсату корпусының бункеріне тасымалдайды.

№ 2 конвейер - ұсатылған кенді бас корпусының бункеріне тасымалдайды.

№ 5 конвейер – бас корпустың бункерінің үстіндегі кен түсіргіш арбамен Б – 120 125 кенді бункерге біркелкі жаю үшін қолданылады.

№ 7 конвейер – 9-шы конвейерге кен түсіреді.

№ 8 конвейер – электр сүзгіштерден және циклондардан түскен өнімді 12-ші конвейерге тасымалдайды.

№ 9 конвейер – диірмендерге кен түсіреді.

№ 10 конвейер – дайын тауарлық концентратты концентрат сақтау қоймасына тасымалдайды.

### 2.6.3 Насостарды таңдау және есептеу

Насостардың пульпа бойынша өнімділігі төмендегідей формуламен есептеледі:

$$V_{H_2O} = V_n \times (1 + T_n), \text{ м}^3/\text{сағ}$$

мұндағы  $V_{H_2O}$  – насостардың су бойынша көлемді өнімділігі,  $\text{м}^3/\text{сағ}$ ;

$V_n$  – насостардың пульпа бойынша көлемді өнімділігі,  $\text{м}^3/\text{сағ}$ ;

$T_n$  – пульпадағы қатты зат мөлшері.

Диірмендерден шыққан пульпаны гидроциклонға айдау үшін қолданылатын насостарды таңдау және оны есептеу

1) I Сұрыптау құмын I диірменге айдау үшін

$$V_{\text{п}} = 276,14 \text{ м}^3/\text{сағ} ; T_{\text{п}} = 75 \%$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 276,14 ( 1 + 0,75 ) = 483,25, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

$$483,25/4=120,82, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

Қолдануға ПБА-140/27,5 насостары орнатылады. Оның 2 насосы жұмыс істеп тұрғанда 2 насосы резервте тұрады.

2) I диірмен ағызындысын I сұрыптауға айдау:

$$V_{\text{п}} = 506,25 \text{ м}^3/\text{сағ} ; T_{\text{п}} = 49 \%$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 506,25 ( 1 + 0,49 ) = 754,32, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

$$754,32/2=377,15, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

3) II диірмен ағызындысын II сұрыптауға айдау:

$$V_{\text{п}} = 610,40 \text{ м}^3/\text{сағ} ; T_{\text{п}} = 40 \%$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 610,40 ( 1 + 0,4 ) = 854,56, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

$$854,56/2=427,28, \text{ м}^3/\text{сағ}$$

Қолдануға ГРА-900/67 насостары орнатылады. Оның 2 насосы жұмыс істеп тұрғанда 2 насосы резервте тұрады.

Нәтижелері 6.7-кестеде келтірілген.

6.7 –кесте-Насостарды есептеудің нәтижелер

Насоспен қайтарылатын өнімдердің атауы .	Қажетті өнімділік, м <sup>3</sup> /сағ	Насос түрі	Саны		Есепті өнімділігі , м <sup>3</sup> /сағ
			жұмыс істеп тұр.	резервте	
I сұрыптау құмын 1-ші ұнт.сатысына	276,14	ПБА-140/27,5	2	2	483,25
1-ші диірменнің ағызындысын 1-ші ГЦ-ға	506,25	ГРА-900/67	2	2	754,32
II ұнт.сатысынан шық.өнімді ГЦ-ға	610,40	ГРА-900/67	2	2	854,56

## 2.6.4 Жөндеу жұмыстары

Фабриканың ірі цехтарының жабдықтары кестеге сәйкес жөндеуден өтіп тұрады.

- ұсату цехы;
- сусыздандыру цехы;
- бас корпуста диірменнің қаптамасын ауыстыратын, шарларды сұрыптайтын алаң қарастырылған.
- арнаулы алаңда байыту жабдықтарын жөндейтін орын бар.
- Фабрикада алдын ала жөндеу белгіленген кесте арқылы іске асып отырады.

- жылына бір рет отыз алты сағат ішінде ұсату жабдықтарын жөндеу.
- алты айда бір рет он алты сағат ішінде ұнтақтау және байыту жабдықтарын жөндеу.

Ұсатқыштарға жөндеу (күрделі) 4 жылда бір рет жүргізіледі. Цех 48 сағатқа тоқтатылады. Қабылдағыштар бес жылда бір рет күрделі жөндеуге тоқтатылады. Жөндеу жұмыстары қырық сегіз сағат жүргізіледі.

Сонымен қатар, электрожабдықтарды, құбыр жүйелерін т.б. қосалқы қондырғыларды алдын ала жөндеуін өткізіп тұру үшін байыту фабрикасын жылына бір рет 8 сағатқа толық тоқтайды.

### **2.6.5 Сынама алу және бақылау**

Фабрикада шикізаттың және байыту өнімдерінің сапасын тексеру қарастырылған. Ұсатылған кеннен сынама алу сменасына бір рет жүргізіледі. Бас корпуста ұнтақтау дәрежесін тексеру үшін және химиялық талдау үшін он бес минут сайын сынама алынып тұрады. Ол үшін автоматтандырылған сынама алғыш қолданылады. Сағаттық сынамалар фабрикада өнделіп, нәтижелері технологиялық процестерді реттеп отыру үшін қолданылады. Сынамалар: сменалық, тәуліктік және айлық орталық лабараторияға жөнелтіледі. Ол нәтижелер арқылы металдар тепе-теңдігі жасалынып, фабриканың жұмыс істеу көрсеткіштері анықталынады. Ұнтақтауға түсетін кеннің мөлшерін және диірменнің ленталық транспортерге орнатылған таразы арқылы анықтап отырады. Сменалық және тәуліктік металл тепе-теңдігін байыту фабрикасының мамандары жасайды, ал айлық технологиялық және тауарлық металл тепе-теңдігін комбинаттың технологиялық бақылау бөлімінің (ТББ) мамандары есептейді. Мұнда міндетті түрде металдың механикалық шығындары ескеріледі. Концентраттың және кеннің қалдықтарын комбинат маркшейдерлері анықтайды.

## **ҚОРЫТЫНДЫ**

Жоба бойынша берілген тапсырмаға сәйкес берілген бастапқы шикізат-ты байытуға флотацияның байыту фабрикасы жобаланды. Жобада кенді байытуға дайындау процестері (ұсату және ұнтақтау) және негізгі байыту процесі қабылданды. Технологиялық сұлбаларды таңдау және оларды есептеу жолдары қарастырылды Сондай-ақ су-шламдық сұлбаны есептеу жүргізілді.

Алынған өнімдердің металдар теңдігі құрастырылды. Технологиялық байыту сұлбасын іске асыруға қажетті технологиялық құрал-жабдықтар таңдалынып есептелінді.

## ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов // Учебник. – Москва, 2013. – С. 450
2. Көшербаев Қ.Т. Кен байыту негіздері // Оқулық. – Алматы, 2011. – 304 б.
3. Көшербаев Қ.Т. Флотациялық байыту негіздері // Оқулық. – Алматы, 2011. – 350 б.
4. Шаутенов М.Р. Гравитациялық байыту әдістері // Оқулық. – Алматы, 2016. – 197 б.
5. Морозов Ю. П. Проектирование обогатительных фабрик // Часть 1. – Состав проекта и порядок проектирования. – Екатеринбург, 2009. – с. 400
6. Морозов Ю.П. Проектирование обогатительных фабрик // Часть 2. // Выбор и расчет технологического оборудования. – Екатеринбург, 2014. – с. 450
7. Справочник по обогащению руд // Том I. – Подготовительные процессы. – Москва, 1972. – с. 448
8. Сажин Ю.Г. Расчеты схем рудоподготовки и выбор оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификация // Учеб.пособие. – Алматы, 2005. – с. 177
9. Справочник по обогащению руд // Том II. – Основные процессы. – Москва, 1974. – с. 436
10. Сажин Ю.Г., Ревазашвили Б.И. Расчеты схем рудоподготовки и выбор дробильно-измельчительного оборудования // Учебное пособие. – Алматы, 1985. – с. 40
11. Сажин Ю.Г. Выбор и технологический расчет оборудования для классификации и перекачки пульпы // Методические указания. – Алматы, 1989. – с. 60
12. Сажин Ю.Г. Расчет хвостового хозяйства обогатительных и золотоизвлекательных фабрик // Методические указания. – Алматы, 1989. – с. 63