

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ

«Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті»

Ө. Байқоңыров атындағы тау-кен – металлургия институты

«Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасы

Тұрымбай Нұрислам

Тақырыбы: Жезқазған кен орынының күкіртті мыс кені. Жылдық өнімділігі 8 млн.

Дипломдық жобаға

ТҮСІНІКТЕМЕЛІК ЖАЗБА

6B07203 – «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» білім беру бағдарламасы

Алматы 2023

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ

«Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті»

Ө. Байқоңыров атындағы тау-кен – металлургия институты

«Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасы

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНИТУ им. К.И. Сәтбаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байқоңурова

ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ

Кафедра меңгерушісі

техн. ғыл. канд.,

қауымдастырылған профессор

М.Б. Барменшинова

« 02 » 06 2023 ж.

Дипломдық жобаға

ТҮСІНІКТЕМЕЛІК ЖАЗБА

Тақырыбы: Жезқазған кен орынының күкіртті мыс кені. Жылдық өнімділігі 8 млн.

6B07203 – «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» білім беру бағдарламасы

Орындаған

Тұрымбай Нұрислам

Рецензент:

PhD докторы, "ҚР Минералдық шикізатты

кешенді қайта өңдеу Ұлттық орталығы"

РМК сирек металдар зертханасының

аға ғылыми қызметкері

Малдыбаев Ғ.К.

« 05 » 06 2023 г.

Ғылыми жетекшісі:

PhD докторы, МжІҚБ аға

оқытушы

Мамбеталиева А.Р.

« 02 » 06 2023 ж.

Алматы 2023

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ

«Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті»

Ө. Байқоңыров атындағы тау-кен – металлургия институты

«Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасы

6В07203 – «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» білім беру бағдарламасы



Дипломдық жұмысты даярлауға
ТАПСЫРМА

Білім алушыға *Тұрымбай Нұрислам*

Жұмыстың тақырыбы *«Жезқазған кен орынының күкіртті мыс кені. Жылдық өнімділігі 8 млн»*

Университеттің Басқарма Төрағасы – Ректордың *«23» қараша 2022 жылғы № 408-П/Ө*

бұйырығымен бекітілген

Орындалған жұмыстың өткізу мерзімі *«12» маусым 2023 жыл.*

Дипломдық жұмыстың бастапқы мәліметтері

Есеп-түсініктеме жазбаның талқылауға берілген сұрақтарының тізімі мен қысқаша диплом жұмысының мазмұны

а) *Кіріспе Кәсіпорынның қысқаша сипаттамасы*

ә) *Дайындау процесінің технологиялық схемасы*

б) *Байыту процесінің технологиялық схемасы*

в) *Көмекші процесінің технологиялық схемасы*

г) *Әр процеске жабдықтарын таңдау және схемасын есептеу*

Графикалық материалдардың тізімі (міндетті түрде қажет сызбалар көрсетілген) *PowerPoint*

форматында презентация жасау


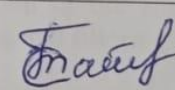
Ұсынылған негізгі әдебиеттер: *7 атау*

Дипломдық жұмысты даярлау
КЕСТЕСІ


Бөлім атаулары, дайындалатын сұрақтардың тізімі	Ғылыми жетекшіге, кеңесшілерге өткізу мерзімі	Ескерту
Жалпы түсінік	27.02.23-17.03.23	
Кен орының климаты және шикізаты	20.03.23-07.04.23	
Фабриканың жұмыс режимі мен өнімділігін таңдау	20.03.23-07.04.23	
Схемада қабылданған негізгі технологиялық процестердің сипаттамасы	10.04.23-28.04.23	
Ұнтақтау схемасын таңдау, негіздеу және есептеу	10.04.23-28.04.23	
Байыту процесінің технологиялық схемасы	02.05.23-05.05.23	
Көмекші процесінің технологиялық схемасы	08.05.23-26.05.23	

Дипломдық жұмыстың және оған қатысты диплом жұмысының бөлімдерінің кеңесшілері мен қалып бақылаушының

Қолтаңбалары

Бөлімдердің атауы	Ғылыми жетекші, кеңесшілер	Қолтаңба қойылған мерзімі	Қолы
Кен орының климаты және шикізаты, Фабриканың жұмыс режимі мен өнімділігін таңдау, Ұнтақтау схемасын таңдау, негіздеу және есептеу	А.Р. Мамбеталиева PhD доктор, аға оқытушы	02.06.2023	
Қалып бақылаушы	Таймасова А.Н. Техн.ғылым магистрі	05.06.2023	

Ғылыми жетекшісі  А.Р. Мамбеталиева

Тапсырманы орындауға білім алушы  Н. Тұрымбай

Күні «05» 06 2023

АНДАТПА

Бұл дипломдық жұмыс – Жезқазған кен орнының сульфид мыс кенін байыту фабрикасына арналған. Дипломдық жұмысқа кіретін бөлімдер: кен дайындау процесі, байыту және қосалқы-көмекші процестер.

Кенді өндеуде флотациялық байыту әдісі қолданылады. Байыту процесі басты белгіленген технология бойынша жүреді. Кенді дайындауға арналған процеске ұсату, ұнтақтау, сұрыптау жатады. Байытуға арналған процеске флотация жатады. Көмекші процеске қойылдыру және сүзу.

Дипломдық жұмыста технологиялық сұлба арқылы су-шлам кестесі есептеледі. Дайыдау, байыту, көмекші процесстеріне қажетті жабдықтардың саны есептеледі.

АННОТАЦИЯ

Данная дипломная работа посвящена обогатительной фабрике сульфидной медной руды Жезказганского месторождения. Разделы, включенные в дипломную работу: процесс подготовки руды, обогатительные и вспомогательные процессы.

При переработке руды используется метод флотационного обогащения. Процесс обогащения происходит по основной установленной технологии. Процесс подготовки руды включает дробление, измельчение, сортировку. Процесс обогащения включает флотацию. Установка и фильтрация в вспомогательный процесс.

В дипломной работе через технологическую схему рассчитывается водно-шламовая таблица. Рассчитывается количество оборудования, необходимого для процесса приготовления, обогащения, вспомогательного.

ANNOTATION

This thesis is devoted to the sulfide copper ore concentrator of the Zhezkazgan deposit. The sections included in the thesis are: the ore preparation process, enrichment and auxiliary-auxiliary processes.

In ore processing, the flotation enrichment method is used. The enrichment process takes place according to the main established technology. The process for the preparation of ore includes crushing, grinding, sorting. The process for enrichment includes flotation. Staging and filtering to the auxiliary process.

In the thesis, the water-sludge table is calculated using a technological scheme. The number of necessary equipment for the preparation, enrichment, and auxiliary processes is calculate.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе	
1 Жалпы түсінік	8
1.1 Кәсіпорынның қысқаша сипаттамасы	8
1.2 Фабриканы сумен жабдықтаудың негізгі көзі	9
2 Кен орының климаты және шикізаты	10
2.1 Ауданның климаты және шикізат қоры туралы қысқаша сипаттамасы	10
3 Фабриканың жұмыс режимі мен өнімділігін таңдау	11
3.1 Кеннің меншікті салмағы	11
3.2 Фабриканының жұмыс режимі	11
4 Схемада қабылданған негізгі технологиялық процестердің сипаттамасы	12
4.1 Дайындау процесінің технологиялық схемасы	12
4.2 Ұсату схемасын таңдау, негіздеу және есептеу	13
4.3 Ұсату және елеу жабдықтарын таңдау және есептеу	16
5 Ұнтақтау схемасын таңдау, негіздеу және есептеу	22
5.1 Сапалық-сандық және су-шлам схемаларын есептеу	22
5.2 Негізгі жабдықты есептеу	24
6 Байыту процесінің технологиялық схемасы	33
6.1 Металл балансын және сандық байыту схемасын есептеу	33
6.2 Флотациялық байытуға арналған жабдық	34
7 Көмекші процесінің технологиялық схемасы	36
7.1 Сусыздандыруға арналған жабдық	38
Қорытынды	
Пайдаланылған әдебиеттер тізімі	

КІРІСПЕ

Пайдалы қазбаларды байыту технологиясы байыту фабрикасында жүзеге асырылатын сенімді операциялардан тұрады. Қазіргі заманғы байыту фабрикасы - бұл минералдарды өңдеудің күрделі, әдетте технологиялық схемасы бар жоғары механикаландырылған және автоматтандырылған кәсіпорын болып саналады.

Байыту фабрикасын жобалау - бұл пайдалы қазбаларды әлеуетті құндылық санатынан нақты-тауарлық өнімге ауыстыруды аяқтайтын іс-шаралар кешені болып саналады.

Қазіргі жобалаудағы тенденция ол - үлкен бірлік қуаты бар жабдықты пайдалану, бұл біріншіден, байыту фабрикаларында еңбек өнімділігін арттыруды қамтамасыз етеді және процесті автоматтандыруды жеңілдетеді, екіншіден, жабдықтың бөлу сипаттамаларын жақсартады, технологиялық схемалардағы құрметті және бақылау операцияларының санын азайтады, сонымен қатар схемалардың машина және энергия сыйымдылығын азайтады.

Қазіргі уақытта барлық байытушы мамандардың алдында басты міндет тұр- минералды шикізатты кешенді пайдалану технологиясын жетілдіру жолдарын үздіксіз іздестіру және біріктірілген байыту - химиялық - металлургиялық және бактериялық - химиялық процестерді қолдану қажеттілігін ескере отырып, неғұрлым прогрессивті технологияны енгізу арқылы шешілуі мүмкін құнды компоненттерді барынша алу, ең тиімді флотациялық реагенттерді зерттеу және қолдану. Мұның бәрі негізгі түсті және сирек металдардың концентраттарын және оларға ілеспе материалдарды алудың төмен құнын қамтамасыз етуі тиіс, бұл, әрине, елдің материалдық ресурстарын арттырады, сондай-ақ байыту кәсіпорындары жұмыс істейтін аудандардағы экологиялық жағдайларды жақсартуға мүмкіндік береді.

1 Жалпы түсінік

1.1 Кәсіпорынның қысқаша сипаттамасы

Жезқазған мыс кен орны қола дәуірінде белгілі болған. Кен орнында геологиялық барлау жұмыстары 1926 жылы басталды, ал өндіру 1928 жылдан бастап жалғасуда.

Жезқазған қаласы жергілікті теміржол арқылы Сәтбаев қаласымен (22 км) және Жезқазған ауылымен (30 км) байланысты. Жезқазған қаласынан Қарағанды қаласына дейінгі арақашықтық 500-520 км құрайды.

Жезқазған ауылы мен Сәтбаев қаласының маңында барлығы тау-кен өндіру кәсіпорындары (шахталар, карьерлер) және №3 байыту фабрикасы орналасқан. Жезқазған қаласында №1, №2 байыту фабрикалары және мыс балқыту зауыты орналасқан.

Сульфидті кендердің тығыздығы 2,8-2,9 т/м³, беріктік коэффициенті 12-19, ылғалдылығы 5% дейін болады. Тотығу кезінде кеннің беріктігі күрт төмендейді. Фабриканы сумен жабдықтаудың негізгі көзі – Кеңгір су қоймасы болып саналады.

1-кестеде №1 және №2 Жезқазған фабрикаларында кендерді байытудың технологиялық көрсеткіштері келтірілген.

2-кестеде №2 Жезқазған фабрикасындағы реагенттердің шығыны көрсетілген.

3- кестеде 1 т кенге арналған №1 және №2 Жезқазған фабрикаларында электр энергиясын, су мен материалдарды шығыны берілген.

1-кесте – №1 және №2 Жезқазған фабрикаларында кендерді байытудың технологиялық көрсеткіштері

Кен	Құрамы %		Шығару %	
	Cu	Pb	Cu	Pb
Сульфидті мыс	39-40	-	90-93	-
Тотыққан мыс	30-31	-	75-80	-
Мыс-қорғасын	30-33	48-50	86-90	65-70

2-кесте – №2 Жезқазған фабрикасындағы реагенттердің шығыны

Реагент	Шығын 1 т кенге, г		
	Сульфидті	Аралас	Тотыққан
Ксантогенат бутил	90	150	117
Машина майы	120	127	93
Т-66	100	100	110
Бутил және изопропил аэрофлоты	-	-	191
Күкіртті натрий	67	208	381
Әк	-	-	5120
Күкірт қышқылы	-	-	37130

3-кесте – 1 т кенге арналған №1 және №2 Жезқазған фабрикаларында электр энергиясын, су мен материалдарды шығыны

Электроэнергия, квт·т	34,5
Су, м ³	3,75
Шарлы (мыс кені), кг	1,55
Сүзгі матасы, м ²	0,0008

1.2 Фабриканы сумен жабдықтаудың негізгі көзі

Кеңгір су қоймасы-Қазақстанның су қоймаларының бірі, оның ұзындығы - 33 км, ені - 1,6 км. Кеңгір су қоймасы Ұлытау облысы Ұлытау ауданының аумағында орналасқан, оның оңтүстік жағалауында Жезқазған қаласында орналасқан. Су қоймасы 1952 жылы құрылған. Ауданы - 37 км², көлемі - 0,319 км³. Ол ағынды көпжылдық реттеуді жүзеге асырады. Су қоймасының құрылысы 1940 жылы басталды, бір жылдан кейін соғысқа байланысты тоқтатылды, 1946 жылы қайта басталды. Су қоймасы 1952 жылы салынып, екі жылдан кейін толтырылды. Су қоймасының жобалық сыйымдылығы 120 млн м³ болды, құрылыс басталғаннан кейін 173 млн м³ дейін ұлғайтылды. Жоба деңгейі - 373 метр. Суы Жезқазған өндіріс кешенін сумен қамтамасыз етуге, егін суаруға пайдаланылады.

2 Кен орының климаты және шикізаты

2.1 Ауданның климаты және шикізат қоры туралы қысқаша сипаттамасы

Ауданның климаты аймаққа тән күрт континенталды шөлейт және құрғақ дала. Температура режимі тәуліктік, айлық және жылдық бөліністе тұрақты емес. Қаңтар-ақпанның минималды температурасы $-41-42^{\circ}\text{C}$, шілде-тамыздың максималды температурасы $+38-40^{\circ}\text{C}$. Ауаның орташа жылдық температурасы $+4-9^{\circ}\text{C}$, ауа температурасының ауытқуының абсолютті жылдық амплитудасы 80°C жетеді. Жауын-шашынның орташа жылдық мөлшері 120-140 мм. Қыс мезгілі қар жамылғысы мен жиі боранмен температураның айтарлықтай төмендеуімен бірге жүред.

Мыс - алғашқы металдардың бірі болғандықтан, балқу температурасы төмен болғандықтан адам жақсы игерген алғашқы металдардың бірі болып саналады. Мыс табиғи түрде алтын, күміс және темірге қарағанда жиі кездеседі.

Мыс кендері сульфидті, оксидті және аралас болып бөлінеді. Көптеген өнеркәсіптік кен орындарының бастапқы кендерінде мыс сульфид түрінде болады. Тотығу аймағында ол карбонаттармен, силикаттармен, сульфаттармен, оксидтермен және басқа қосылыстармен кездеседі.

Мыс сульфидті кендеріндегі негізгі минералдар: борнит, халькозин, халькопиррит.

Бос жыныстар: кварц, дала шпаттары, карбонаттар, серицит, хлорит жатады.

Тотыққан кенде: малахит, азурит, хризоколл, брошантит, куприт және т.б. жатады. Жезқазған кендерінде мыс, қорғасын және мырыштан басқа күміс пен рений кездеседі.

4-кесте. Мыстың негізгі минералдарының сипаттамалар

Минерал аты	Формула	Мыстың үлесі, %	Тығыздығы, кг/см ³	Қаттылығы
Халькопиррит	CuFeS_2	34,6	4200	3,5
Борнит	Cu_5FeS_4	65	4500	3,5
Халькозин	Cu_2S	79,8	5500	2,5
Ковеллин	CuS	64,5	4600	1,8
Азурит	$\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$	55,5	3750	3,5
Малахит	$\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$	57,4	4000	4,0
Куприт	Cu_2O	88,8	6000	4,0

3 Фабриканың жұмыс режимі мен өнімділігін таңдау

3.1 Кеннің меншікті салмағы

Кеннің меншікті салмағына сәйкес көлемді салмақ осы формуламен есептеледі.

$$\delta_n = \frac{\delta \times 1,6}{2,7}, \quad (1)$$

мұндағы δ - берілген кен орнының кендерінің үлес салмағы (2,6 – 4,6 т/м³ аралықтарда болады).

$$\delta_n = \frac{\delta \cdot 1,6}{2,7} = \frac{2,9 \cdot 1,6}{2,7} = 1,71 \text{ т/см}^3$$

3.2 Фабриканың жұмыс режимі

Тапсырмаға сәйкес $Q = 8$ млн. т/жыл. Өнімділігі тәулігіне 23529,4 млн.тоннадан асатын дымқыл магниттік және флотациялық фабрикалар үшін: $n = 340$ күн қабылданады.

$$Q_{\text{сағ}} = \frac{Q_r}{N * m * n * K_b}, \quad (2)$$

мұндағы Q_r – фабриканың жылдық өнімділігі, т/жыл;
 N – жылдағы жұмыс күндерінің саны;
 m – тәулігіне жұмыс ауысымдарының саны;
 n – ауысымда жұмыс сағаттарының саны;
 K_b – жабдықты пайдалану коэффициенті.

$$Q_{\text{сағ}} = \frac{8\,000\,000}{340 * 3 * 8 * 1} = 980,3 \text{ т/сағ}$$

Ұсату цехының тәуліктік өнімділігі мынадай формула бойынша есептеледі:

$$Q = \frac{Q_{\text{ж}}}{340}, \quad (3)$$

мұндағы $Q_{\text{ж}}$ – жалпы өнімділік.

$$Q = \frac{8\,000\,000}{340} = 23529,4 \text{ т/тәу}$$

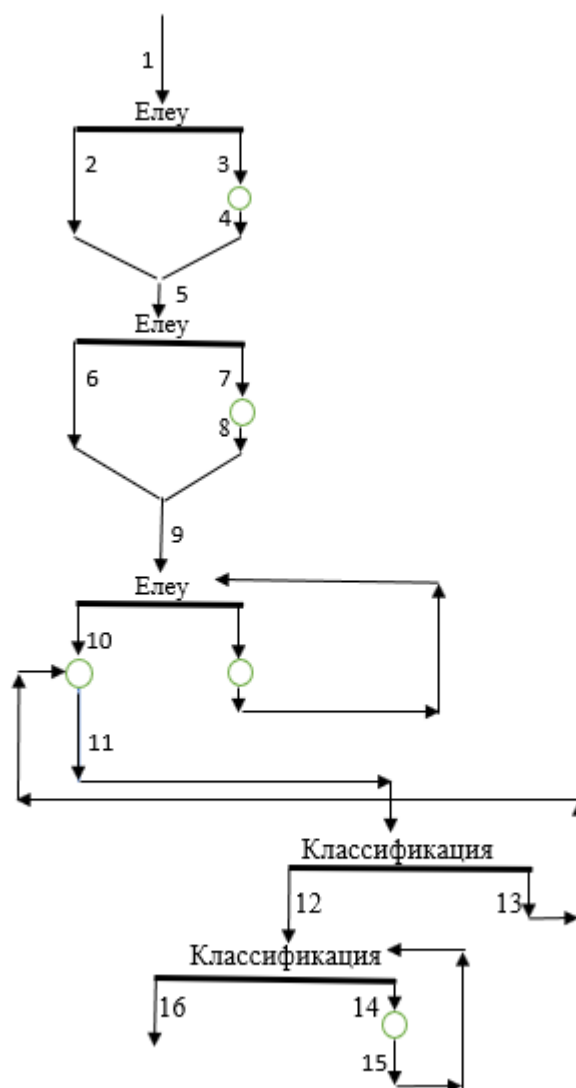
4 Схемада қабылданған негізгі технологиялық процестердің сипаттамасы

Кен орны бойынша Жезқазған байыту фабрикасының технологиялық схемасы негізгі технологиялық процестерден тұрады.

- 1) Кенді дайындау процесі: ұсату және елеу, ұнтақтау және классификация;
- 2) Байыту процесі: флотация;
- 3) Көмекші процесі: сүзу және қойылдыру.

4.1 Дайындау процесінің технологиялық схемасы

Дайындау процесінің технологиялық схемасы 1-суретте көрсетілген.



1-сурет – Дайындау процесінің технологиялық схемасы

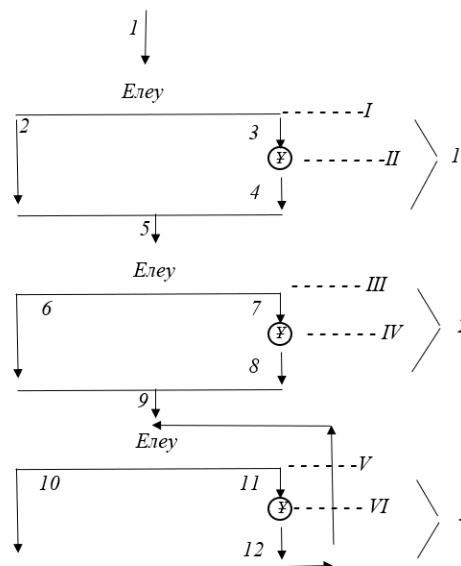
4.2 Ұсату схемасын таңдау, негіздеу және есептеу

Ұсату, елеу және ұнтақтау операцияларын қамтитын кенді дайындау схемасы байытуды зерттеу нәтижелері, қолдануға болатын жабдықтың технологиялық сипаттамалары және кендердің қасиеттері мен құрамына ұқсас өңдеу тәжірибесі негізінде кендердің қасиеттеріне сүйене отырып белгіленеді.

Схеманы таңдауға жобалаудың жалпы шарттары да әсер етеді: ауданның климаттық жағдайы, кәсіпорынның өнімділігі, кен орнын игеру тәсілі, кеннің фабрикаға берілу тәсілі.

Ұсату схемалары әдетте алдын ала елеу және тексеру елеудің операцияларын қамтиды. Олар әдетте елеудің жоғарғы өнімі кіретін ұсату операциясына жатады.

Ұсату операциясы, оған қатысты елеу операцияларымен бірге ұсату сатысын, ал ұсату сатысының жиынтығы ұсату схемасын құрайды (2-сурет).



2-сурет – Ұсату схемасы

Фабрикаға келетін кендердің мөлшері $D_{\max} = 350\text{мм}$. Ұнтақтауға түсетін ұсатылған өнімнің қолайлы мөлшері $d_{\max} = 20\text{мм}$.

Ұсату схемасын есептеу

1. Ұсатудың жалпы дәрежесі.

$$S_{\text{жалпы}} = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}, \quad (4)$$

мұндағы D_{\max} – бастапқы кеннің максималды мөлшері, мм;
 d_{\max} – ұсатылған кеннің максималды мөлшері, мм.

$$S_{\text{жалпы}} = \frac{350}{20} = 17.5$$

2. Орташа ұсату дәрежесі.

$$S_{\text{орта}} = \sqrt[N]{S_{\text{жалпы}}}, \quad (5)$$

мұндағы $S_{\text{орта}}$ – бір саты үшін ұсатудың орташа дәрежесі;
 N – ұсату сатысының саны.

$$S_{\text{орта}} = \sqrt[3]{17.5} = 2.6$$

$$S_1=2, S_2=2,6$$

$$S_3 = \frac{S_{\text{жалпы}}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{17.5}{2 \cdot 2.6} = 3,3$$

3. Ұсатудың жеке сатысынан кейін ұсатылған өнімдердің шартты максималды ірілігі есептеледі:

$$D_i = \frac{D_{\text{max}}}{S_i}, \quad (6)$$

$$D_4 = \frac{D_{\text{max}}}{S_1} = \frac{350}{2} = 175 \text{ (мм)}$$

$$D_8 = \frac{D_{\text{max}}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{350}{5.2} = 68 \text{ (мм)}$$

$$D_{12} = \frac{D_{\text{max}}}{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3} = \frac{350}{17.16} = 21 \text{ (мм)}$$

4. Әрбір ұсату дәрежесі үшін ұсатқыштын шығу саңылауының ені есептеледі.

$$I_i = \frac{D_i}{z_i}, \quad (7)$$

Z мәндері кенді ұсату сынақтарының мәліметтері бойынша қабылданады.

$$I_1 = \frac{D_2}{Z_1} = \frac{175}{1,7} = 103 \text{ (мм)}$$

$$I_2 = \frac{D_3}{Z_2} = \frac{68}{2.5} = 28 \text{ (мм)}$$

$$I_3 = \frac{D_4}{Z_3} = \frac{21}{2.6} = 9 \text{ (мм)}$$

Ұсату схемасын есептеу.

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} \cdot b_1^{-d}, \text{ кезінде } d \geq i, \quad (8)$$

$$\beta_2^{-d} = \beta_2^{-d} + \beta_1^{+i} \cdot b_1^{-d}, \text{ кезінде } d \leq i, \quad (9)$$

$$\beta_3^{-d} = \beta_2^{-d} + \beta_2^{+d} \cdot b_{II}^{-d} \text{ кезінде } d \geq i, \quad (10)$$

$$\beta_3^{-d} = \beta_2^{-d} + \beta_2^{+i} \cdot b_{II}^{-d} \text{ кезінде } d \leq i, \quad (11)$$

5-кесте – Ұсатудың бірінші сатыдан кейінгі есептеу классы

D	25	50	75	103	175
Z	0,2	0,5	0,7	1	1,7

Бастапқы кеннің елеуіш сипаттамасындағы есептеу классының мазмұнын анықтаймыз.

$$\beta_4^{175} = \beta_1^{-175} + \beta_1^{+175} \cdot b_1^{-175}$$

$$\beta_1^{+175} = 58\% = 0,58$$

$$\beta_1^{-175} = 1 - \beta_1^{+175} = 1 - 0,58 = 0,42$$

$$b_1^{-175} = 97\% = 0,97$$

$$\beta_4^{-175} = 0,42 + 0,58 \cdot 0,97 = 0,98$$

$$\beta_4^{+175} = 1 - \beta_4^{-175} = 1 - 0,98 = 0,02 = 2\% (175; 2)$$

$$\beta_4^{-103} = \beta_1^{-103} + \beta_1^{+103} \cdot b_1^{-103}$$

$$\beta_1^{+103} = 75\% = 0,75$$

$$\beta_1^{-103} = 1 - \beta_1^{+103} = 1 - 0,75 = 0,25$$

$$b_1^{-103} = 71\% = 0,71$$

$$\beta_4^{-103} = 0,25 + 0,75 \cdot 0,71 = 0,78$$

$$\beta_4^{+103} = 1 - \beta_4^{-103} = 1 - 0,78 = 0,22 = 22\% (103; 22)$$

$$\beta_1^{-75} = \beta_1^{-75} + \beta_1^{+103} \cdot b_1^{-175}$$

$$\beta_1^{-75} = 1 - \beta_1^{+75} = 1 - 0,82 = 0,18$$

$$b_1^{-75} = 49\% = 0,49$$

$$\beta_4^{-75} = 0,18 + 0,75 \cdot 0,49 = 0,54$$

$$\beta_4^{+75} = 1 - \beta_4^{-75} = 1 - 0,54 = 0,46 = 46\% (75; 46)$$

$$\beta_4^{-50} = \beta_1^{-50} + \beta_1^{+103} \cdot b_1^{-50}$$

$$\beta_1^{-50} = 1 - 0,88 = 0,12$$

$$b_1^{-50} = 33\% = 0,33$$

$$\beta_4^{-50} = 0,12 + 0,75 \cdot 0,33 = 0,36$$

$$\beta_4^{+50} = 1 - \beta_4^{-50} = 1 - 0,36 = 0,64 = 64\% (50; 64)$$

$$\beta_4^{-25} = \beta_1^{-25} + \beta_1^{+103} \cdot b_1^{-25}$$

$$\beta_1^{-25} = 1 - 0,94 = 0,06$$

$$b_1^{-25} = 15\% = 0,15$$

$$\beta_5^{-25} = 0,06 + 0,75 \cdot 0,15 = 0,17$$

$$\beta_4^{+25} = 1 - \beta_4^{-25} = 1 - 0,17 = 83\% (25; 83)$$

Алынған нүктелер бойынша біз ұсатудың I сатыдан кейін кендердің мөлшеріне елек сипаттамасын саламыз.

6-кесте – Ұсатудың екінші сатыдан кейінгі есептеу классы.

D	5	15	28	68
z	0,3	0,5	1	2,4

Ұсатудың бірінші сатыдан кейін ұсатылған өнімнің елек сипаттамасындағы есептеу класының мазмұнын анықтаймыз.

$$\beta_8^{-68} = \beta_1^{-68} + \beta_1^{+68} \cdot b_1^{-68} = 0,51 + 0,49 \cdot 0,97 = 0,98$$

$$\beta_8^{+68} = 1 - \beta_2^{-68} = 1 - 0,98 = 0,02 (68; 2)$$

$$\beta_8^{-28} = \beta_1^{-28} + \beta_1^{+28} \cdot b_1^{-28} = 0,21 + 0,79 \cdot 0,5 = 0,6$$

$$\beta_8^{+28} = 1 - 0,6 = 0,4 = 40\% (28; 40)$$

$$\beta_8^{-15} = \beta_1^{-15} + \beta_1^{+28} \cdot b_1^{-15} = 0,12 + 0,79 \cdot 0,23 = 0,3$$

$$\beta_8^{+15} = 1 - \beta_8^{-15} = 1 - 0,3 = 0,7 = 70\% (15; 70)$$

$$\beta_8^{-5} = \beta_1^{-5} + \beta_1^{+28} \cdot b_1^{-5} = 0,04 + 0,79 \cdot 0,03 = 0,063$$

$$\beta_8^{+5} = 1 - \beta_8^{-5} = 1 - 0,063 = 94 = 94\% (5; 94)$$

Алынған нүктелер бойынша біз ұсатудың II сатыдан кейін кендердің мөлшеріне елек сипаттамасын саламыз.

7-кесте – Ұсатудың үшінші сатыдан кейінгі есептеу классы

D	2	5	9	21
z	0,2	0,5	1	2,3

Ұсатудың екінші сатыдан кейін ұсатылған өнімнің елек сипаттамасындағы есептеу класының мазмұнын анықтаймыз.

$$\beta_{12}^{-21} = \beta_1^{-21} + \beta_1^{+21} \cdot b_1^{-21} = 0,45 + 0,55 \cdot 0,92 = 0,95$$

$$\beta_{12}^{+21} = 1 - \beta_2^{-21} = 1 - 0,95 = 0,05 = 5\% (21; 5)$$

$$\beta_{12}^{-9} = \beta_1^{-9} + \beta_1^{+9} \cdot b_1^{-9} = 0,16 + 0,84 \cdot 0,39 = 0,48$$

$$\beta_{12}^{+9} = 1 - 0,48 = 0,52 = 52\% (9; 52)$$

$$\beta_{12}^{-40} = \beta_1^{-5} + \beta_1^{+9} \cdot b_1^{-9} = 0,06 + 0,84 \cdot 0,08 = 0,12$$

$$\beta_{12}^{+40} = 1 - \beta_{12}^{-9} = 1 - 0,12 = 0,88 = 88\% (5; 88)$$

$$\beta_{12}^{-20} = \beta_1^{-2} + \beta_1^{+9} \cdot b_1^{-2} = 0,03 + 0,84 \cdot 0,02 = 0,046$$

$$\beta_{12}^{+20} = 1 - \beta_{12}^{-2} = 1 - 0,046 = 0,954 = 95\% (20; 79)$$

Алынған нүктелер бойынша біз ұсатудың III сатыдан кейін кендердің мөлшеріне елек сипаттамасын саламыз.

4.3 Ұсату және елеу жабдықтарын таңдау және есептеу

Ұсатуға арналған жабдықты таңдау және есептеу.

Түзету коэффициенттерін ескере отырып, ұсатқыштардың өнімділігін есептейміз. Біз әр сатыдағы ұсатқыштардың санын формула бойынша анықтаймыз:

$$Q=Q_k \cdot K_{\text{ұс}} \cdot K_{\delta} \cdot K_{\text{кр}} \cdot K_{\text{ыл}}, \quad (12)$$

мұндағы: Q – ұсатқыштың өнімділігі, т/сағ;
 Q_k – ұсатқыштың өнімділігі каталог бойынша, т/сағ;
 $K_{\text{ұс}}$ – кенді ұсатуға түзету;
 K_{δ} – насыпной салмақты түзету;
 $K_{\text{кр}}$ – кендердің мөлшеріне түзету коэффициенті;
 $K_{\text{ыл}}$ – кендердің ылғалдылығын түзету.

I сатылы ұсату

Ұсату кезеңі үшін $i = 103$ мм, $D_{\text{max}} = 350$ мм келесі талаптарды қанағаттандыратын ұсатқышты таңдаймыз. Мұндай талаптарға ШДС ұсатқыш сәйкес келеді.

Түзету коэффициенттерін таңдаңыз:

Кеннің көлемді салмағына каталог бойынша тонна өнімділігіне түзету формула бойынша есептеледі:

$$K_{\delta} = \frac{1,71}{1,6} = 1,06, \quad (13)$$

Жұмсақ кендер үшін (шкала бойынша беріктік коэффициенті М.М Протодьяконова $K_{\text{ұс}}$ ұсатуға түзету 1 ге тең.

Ылғалдылығы аз кендер үшін 5% $K_{\text{ыл}}=1,0$

Ірілігін түзету үшін $K_{\text{кр}}$ осы формуламен есептейміз:

$$K_{\text{кр}} = 1 + (0,8 - \frac{d_n}{B}), \quad (14)$$
$$K_{\text{кр}} = 1 + (0,8 - \frac{350}{1200}) = 1,5$$

Жезқазған кен орнының кендерінің бекінісі ие 12-19.

Каталог бойынша ұсатқыш өнімділігі $Q_k = 598,5$ м³/сағ

$$Q_{\text{ұс}} = 598,5 \cdot 0,75 \cdot 1,06 \cdot 1,5 \cdot 1 = 720,44 \text{ т/сағ}$$

ЩДС ұсатқыштын өнімділігін осы формуламен есптейміз:

$$Q = \frac{611,113\text{т}}{\text{сағ}}$$
$$k_1 = \frac{Q_{\text{талап етілетін}}}{Q_{\text{есептелген}}}, \quad (15)$$

мұндағы $Q_{\text{талап етілетін}}$ – талап еткен ұсатқыш өнімділігі, т/сағ;

$Q_{\text{шығарылған}}$ – ұсатқыш өнімділігі технологиялық сипаты бойынша, т/сағ;

n – ұсатқыштардың саны осы сатылы ұсатудағы.

$$n = \frac{Q_{\text{талап етілетін}}}{Q_{\text{есептелген}}}, \quad (16)$$

Ұсатқыштардың қажетті санын анықтаймыз:

$$n = \frac{Q_1}{Q_{\text{yc}}} = \frac{611,113}{720,44} = 1$$

Жүктеу коэффициенті

$$K_3 = \frac{611,113}{720,44 \cdot 1,0} = 0,84$$

Орнату үшін біз бір типті ұсатқышты қабылдаймыз ЩДС.

Ұсатудың қалған сатылары үшін сол сияқты есептеулер жасалады, түзету коэффициенттерін ескере отырып. Коэффициенті – 0,84 болатын 1 ұсатқышты орнатамыз.

II сатылы ұсату

Түзету коэффициенттерін таңдаймыз:

$$K_{\delta} = \frac{1,71}{1,6} = 1,06$$

$$K_{\text{yc}} = 1,0$$

$$K_{\text{ыл}} = 0,75$$

$$Q_{\text{yc}} = 210,6 \cdot 0,75 \cdot 1,07 = 169$$

$$Q_k = 980,3 - 333,33 = 646,97 \text{т/сағ}$$

Ұсатқыштардың қажетті санын анықтаймыз:

$$n = \frac{646,97}{169} = 3,82 \approx 4$$

Орнатуға КСД-1750А ұсатқыштарын аламыз.

Жүктеу коэффициенті:

$$K_3 = \frac{646,97}{169} = 3,82$$

III сатылы ұсату

Біз ұсатудың 2 сатысынан кейін елек сипаттамасын қолдана отырып анықтаймыз, 3 сатыдағы ұсатқышқа түсетін материал мөлшерін анықтаймыз.

$$Q_2 = 980,3 \cdot 1,67 = 1637,101 \text{ т/сағ}$$

Содан кейін:

$$Q_5 = Q_4 = 1637,101 - 980,3 = 656,801 \text{ т/сағ}$$

Түзету коэффициенттерін таңдаймыз:

$$K_8 = \frac{1,71}{1,6} = 1,06$$

$$K_{yc} = 1,0$$

$$K_{bl} = 0,75$$

$$Q_{yc} = 236,45 \cdot 0,075 \cdot 1,07 \cdot 1,5 \cdot 1 = 265,65 \text{ т/ч}$$

Ұсатқыштардың қажетті санын анықтаймыз:

$$n = \frac{656,801}{265,65} = 2,47 \approx 3$$

Орнату үшін КМД-2500 типті бір ұсатқышты қабылдаймыз.
Жүктеу коэффициенті:

$$K_3 = \frac{656,801}{265,65} = 2,47$$

Орнату үшін КМД 2500 типті төрт ұсатқышты қабылдаймыз.

I сатыдағы қозғалмайтын колосникті електін өнімділігін осы формуламен анықтаймыз:

$$F = \frac{Q}{2,4 \cdot a}, \quad (17)$$

мұндағы Q – елек өнімінің қуаты, т/сағ;

F – електің жұмыс алаңы, м²;

a – колосник арасындағы саңылаудың ені

Осы жерде біз електің жұмыс ауданы:

$$F = \frac{Q}{2.4 \cdot a}$$

$$F = \frac{Q}{2.4 \cdot a} = \frac{980,3}{2,4 \cdot 175} = 2,33$$

$$a=175$$

$$F=L \cdot B$$

$$B=3D=3 \cdot 350=1050 \text{ мм}$$

$$L=2B=2 \cdot 1050=2100 \text{ мм}$$

Демек қорытынды жалпы өлшемдері бар колосникті елек $L \cdot B=2100 \cdot 1050$
 II сатыда вибрациялық елеуіштер өнімділігі осы формуламен анықталады:

$$Q = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \quad (18)$$

мұндағы Q – елек өнімділігі, т/сағ;

F – електің жұмыс ауданы, м²;

q – електің 1 м² бетіндегі меншікті өнімділік, м³/сағ.

δ - насыпной материалдың салмағы, т/м³;

k, l, m, n, o, p - түзету коэффициенттері.

Осы жерде електің жұмыс алаңын анықтаймыз:

$$F_{\text{общ.}} = \frac{Q}{q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}, \quad (19)$$

$$k=0.8$$

$$l=1,18$$

$$E=0,8=m=1.5$$

$$q^{68} = \frac{56-42}{80-50} \cdot 18 + 42 = 50,4$$

$$F_{\text{жалпы}} = \frac{980,3}{3 \cdot 50,4 \cdot 1,71 \cdot 0,8 \cdot 1,18 \cdot 1,15} = 3,5$$

Төрт КСД ұсатқыш орнатылды, сондықтан

$$F=46:4=11,5 \text{ м}^2$$

ГИТ 61 қондырғысына қабылдаймыз

Алынған електі тексереміз жүктеу коэффициентінде:

Електін жүктеу коэффициентті (k_3):

$$k_3 = \frac{F}{n \cdot F_{\text{гр}}}, \quad (20)$$

$$k_3 = \frac{3,5}{3,75} = 0,93$$

Таңдалған елек қабаттың қалыңдығы бойынша формула бойынша тексереміз:

$$h = \frac{P}{3,6 \cdot \delta \cdot B \cdot V};$$

мұндағы h – қабаттың қалыңдығы, мм;

P – бір елеуге тор үстіндегі өнімнің массасы, т/сағ;

δ – насыпнойдың салмағы, т/м³;

B – електін ені, м;

V – материалдың қозғалыс жылдамдығы, м/с.

$$h = 3,75 \text{ мм}$$

Жүктеу коэффициенті 0,7–0,97 аралығында болғандықтан және електің түсіру ұшындағы үстіңгі өнімнің қабатының қалыңдығы 100 мм-ден аз болғандықтан, елек таңдалған өнімділікті қанағаттандырады. Ұсатудың үшінші сатысынан кейін елек түрін анықтаймыз.

21 мм елек саңылауларының өлшемінде меншікті өнімділік q осы мәнге тең $28,6 \text{ м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{сағ}$.

$$\beta^{+5} = 9\%, \text{ онда } \beta^{-5} = 100 - 97 = 3\%$$

мұндағы $\beta^{-15} = 5\%$, мағынасы $k = 0,6$

Құрамындағы артық түйіршік мөлшері $\beta^{(+1)}=92\%$ (B қосымшасы бойынша). Осымен, $\tau=1,25\%$

Тиімді елек үшін $m=1,15$, елек тиімділігі кезінде 85%.

Ұсақталған материал үшін түйіршік пішіні $n=1,0$ құрайды. 25 мм елек саңылаулары үшін $p=1,0$ және құрғақ материал үшін ылғалдылық $o=1,0$.

$$F = \frac{980,3}{3 \cdot 28,6 \cdot 1,71 \cdot 0,6 \cdot 1,25 \cdot 1,15} = 7,7 \text{ м}^2$$

4 ұсатқыш орнатамын КМД, сондықтан

$$F = 41:4 = 10,25 \text{ м}^2$$

Орнатуға қабылдаймыз ГИТ 61

Таңдалған електің жүктеу коэффициентін тексереміз:

Електің жүктеу коэффициентті (k_3):

$$k_3 = \frac{7,7}{8} = 0,9$$

Жүктеу коэффициенті 0,7 – 0,97 аралығында болғандықтан және електің түсіру ұшындағы үстіңгі өнімнің қабатының қалыңдығы 100 мм-ден аз болғандықтан, елек таңдалған өнімділікті қанағаттандырады.

5 Ұнтақтау схемасын таңдау, негіздеу және есептеу

Схеманы есептеу үшін β_9^{+74} класының мазмұны қабылданады. I саты схемаларына сәйкес 20% береді.

$$Q_0 = Q_{10} = Q_{12} = Q_{16}$$

$$Q_0 = \frac{23529,4}{24} = 980,3 \text{ т/сағ}$$

$$Q_{14} = Q_{15} = C_{II} \cdot Q_{10}$$

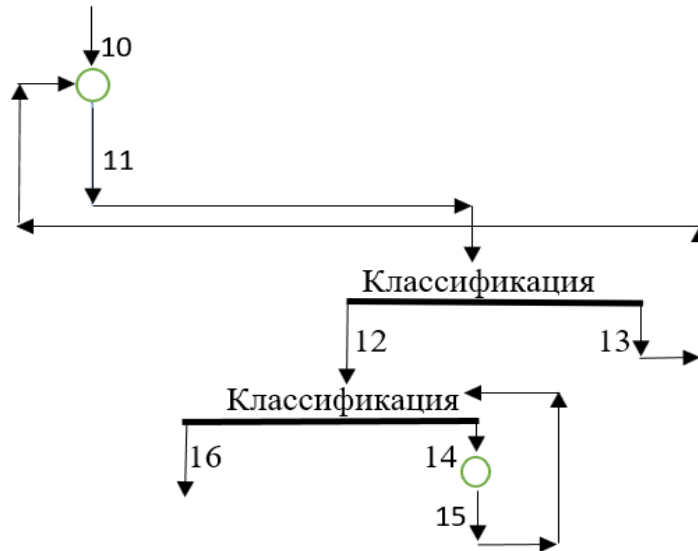
$$Q_{13} = Q_{10} \cdot \frac{\beta_{12} - \beta_{11}}{\beta_{11} - \beta_{13}} = 980,3 \text{ т/сағ}$$

$$Q_{\text{сағ}} = 980,3$$

$$C_I = \frac{40 - 28}{28 - 21} = 1,7,$$

$$C_{II} = \frac{\beta_{16} - \beta_{12}}{\beta_{15} - \beta_{14}} = \frac{65 - 40}{40 - 30} = 2,5$$

$$Q_{14} = 980,3 \cdot 2,5 = 2452,25 \text{ т/тәу}$$



3-сурет – Ұнтақтау схемасы

Ұнтақтау схемасын таңдауға көптеген факторлар әсер етеді: кендердің қаттылығы, оның абразивтілігі, жарылуы, ылғалдылығы, минералдануы, соның ішінде бос тау жыныстарының минералдары, құнды компоненттер мен зиянды қоспалардың құрамы, химиялық қасиеттері және басқа да сипаттамалары.

5.1 Сапалық-сандық және су-шлам схемаларын есептеу

Шлам схемасын жобалаудың мақсаты: схема операцияларында Ж:Т оңтайлы арақатынасын қамтамасыз ету; дегидратация операциялары кезінде операцияға қосылатын немесе өнімдерден бөлінетін судың мөлшерін анықтау,

өнімдер мен схема операциялары үшін целлюлоза көлемін анықтау; байыту фабрикасы бойынша судың жалпы қажеттілігін анықтау және су бойынша тепе-теңдікті құру.

R мәндерін қатты заттың мазмұнын білу арқылы есептеуге болады (T):

$$R = (100-T)/T,$$

$$W_n = Q_n \times R_n,$$

мұндағы R = Ж:Т;

W_n – операциядағы немесе өнімдегі су мөлшері, м³ /тәу;

$$Q_n = Q_\phi / 100$$

мұндағы W_ϕ – фабриканың өнімділігі, т/тәу.

Шлам схемасын есептеу нәтижелері 8-кестеге келтіріледі. Су-шлам схемасын есептеу кезінде ұқсас шикізатты өңдейтін байыту фабрикаларының мәліметтері бойынша көрсеткіштердің сандық мәндері белгіленеді. Шлам схемасы байыту фабрикасында судың тепе-теңдігін құруға мүмкіндік береді. Жалпы судың балансы теңдікпен көрсетіледі:

$$W_1 + \sum L = W_k, \quad (21)$$

мұндағы: W_1 – бастапқы рудамен түсетін су мөлшері; уақыт бірлігіне м³ в;

$\sum L$ – процеске қосылатын судың жалпы мөлшері, м³ уақыт бірлігіне;

W_k – судың жалпы мөлшері, соңғы өнімдермен процестен шығу, уақыт бірлігіне м³.

8-кесте – Су-шлам схемасын есептеу нәтижелері

Операция және өнім атауы	Q, т/тәу	T%	W, м ³ /тәу
I Сатылы ұнтақтау			
Келеді			
Ұсатылған өнім	980,3	95	32,25
Спиральды кл. құмы	1215,26	80	303,81
H ₂ O			374,83
Нәтижесінде	1828,01	72	710,89
Ағызынды МЦП I ст	1828,01	72	710,89
Нәтижесінде	1828,01	72	710,89
Келеді			
Ағызынды МЦП I сат	1828,01	72	710,89
H ₂ O			512,04
Нәтижесінде	1828,01	60	1222,93

8-кестенің жалғасы

Операция және өнім атауы	Q,т/тәу	T%	W,м ³ /тәу
Шығады			
Ағзынды	980,3	40	919,12
Құм	1215,26	80	303,81
Нәтижесінде	1828,01	60	1222,93
Келеді			
Ағзынды	980,3	40	919,12
Құм	1531,87	55	303,81
H ₂ O			
Нәтижесінде	2144,62	38	3470,24
Ағзынды	980,3	20	2451
Құм	1531,87	60	1021,24
Нәтижесінде	2144,62	38	3472,24
I I Сатылы ұнтақтау			
Құм	1531,87	60	1021,24
Нәтижесінде	1531,87	55	232,1
Ағзынды МЦП II сат	1531,87	55	1253,34
Нәтижесінде	1531,87	55	1253,34

9-кесте – Фабрика бойынша су балансы

Процеске түседі	м ³ /тәу	Процестен шығады	м ³ /тәу
Кенмен	32,25	16 Ағзынды классификаторы	2451
Ұнтақтау	374,83		
Классификация	512,04		
Классификация г/ц	1299,78		
Бағасы	232,1		
Барлығы	2451		2451

5.2 Негізгі жабдықты есептеу

Эталон ретінде қабылданған кен көлемі тор арқылы түсірілетін шарлы диірмендермен жабдықталған жұмыс істеп тұрған фабрикада қайта өңделеді.

$$D \cdot L = 3200 \cdot 3100 \text{ мм.}$$

Нақты өнімділікті жаңадан құрылған класс бойынша-0,074 мм жұмыс істеп тұрған диірмен анықтаймыз $q=2,1 \text{ т/м}^3 \times \text{ч}$ (таблица 45 /5/).

Коэффициент мәні K_k осы формуламен анықтаймыз:

$$K_k = \frac{m_4}{m_1}, \quad (22)$$

m_1 мәнін 43 /5/ кестеден жобаланған ұнтақтау шарттары үшін: бастапқы өнімнің мөлшері 10-0 мм, соңғы өнімдегі класс мөлшері 28% құрайды.

Түпнұсқаның осы үлкендігі үшін кестеде 28% - 0,074 мм дейін ұсатылған кезде m мәндері көрсетілген: $m_1 = 1,025$

Себебі жұмыс істеп тұрған диірменнің бастапқы қуатының мөлшері 20 – 0 мм, соңғы өнімдегі класс мазмұны 30%, содан кейін $m_4 = 0,68$ (интерполяция арқылы табылған)

$$K_k = \frac{0,95}{1} = 0,95$$

Салыстыру үшін біз диірмендерді орнатудың нұсқаларын пайдаланамыз: МШР 3200x3100; МШР 3600x4000; МШР 2700x3600.

Салыстырылатын диірмендер үшін K_D мәнін формула бойынша анықтаймыз:

$$K_D = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_1 - 0,15}} \quad (23)$$

мұндағы: D және D_1 – тиісінше жобаланған және жұмыс істейтін (анықтамалық) диірмендердің барабандарының номиналды диаметрлері.

а) диірмен үшін МШР 3200x3100

$$K_D = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1,06$$

б) диірмен үшін МШР 2700x3600

$$K_D = \sqrt{\frac{2,7 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 0,9$$

K_T коэффициентінің мәнін анықтаймыз, K_T 1-ге тең МШР=> МШР.

$K_{\text{ш}}$ коэффициентінің мәнін 1-ге тең қабылдаймыз, ол өңделетін кендердің ұнтақталуындағы айырмашылықты ескереді..

Жаңадан құрылған класс бойынша диірмендердің өнімділігін осы формула бойынша анықтаймыз:

$$q = q_1 \cdot K_{\text{ш}} \cdot K_k \cdot K_D \cdot K_T, \quad (24)$$

мұндағы: q – жаңадан құрылған есептеу класы бойынша жобаланған диірменнің меншікті өнімділігі, $t/m^3 \text{сағ}$;

q_1 – жаңадан құрылған есептеу класы бойынша жұмыс істейтін диірменнің өнімділігі, $t/m^3 \text{сағ}$;

$K_{\text{ш}}$ – қайта өңдеуге жобаланатын және қайта өңделетін кендердің ұсатылу айырмашылығын ескеретін коэффициент;

K_k – қолданыстағы және жобаланған байыту фабрикаларында бастапқы және соңғы ұнтақтау өнімдерінің мөлшеріндегі айырмашылық коэффициенті;

K_D – жобаланған және жұмыс істейтін диірмендердің барабандарының диаметрлеріндегі айырмашылықты ескеретін коэффициент;

K_T –жобаланған және жұмыс істейтін диірмендердің түріндегі айырмашылықты ескеретін коэффициент.

а) диірмен үшін МШР 3600х4000

$$q=2,1 \cdot 1,1 \cdot 0,95 \cdot 1,06 \cdot 1=2,32 \text{ т/м}^3\text{сағ}$$

б) диірмен үшін МШР 2700х3600

$$q=2,1 \cdot 1,1 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot 1=1,97 \text{ т/м}^3\text{сағ}$$

мельница өнімділігін осы формуламен анықтау:

$$Q_M = \frac{q \cdot \pi(D-0.15)^2 \cdot L}{4(\beta_k - \beta_n)}, \quad (25)$$

мұндағы V – диірмен барабанының көлемі, м^3 ;

β_k – соңғы (ұсатылған) өнімдегі есептелген класының мазмұны;

β_n – бастапқы өнімдегі есептелген класының мазмұны.

а) диірмен үшін МШР 3200х3100

$$Q_M = \frac{2.1 \cdot 3.14(3.2-0.15)^2 \cdot 3.1}{4(0.28-0.1)} = 263.87 \text{ т/сағ}$$

б) диірмен үшін МШР 3600х4000

$$Q_M = \frac{2.32 \cdot 3.14(3.6-0.15)^2 \cdot 4}{4(0.28-0.1)} = 481.28 \text{ т/сағ}$$

в) диірмен үшін МШР 2700х3600

$$Q_M = \frac{1.97 \cdot 3.14(2.7-0.15)^2 \cdot 3.6}{4(0.28-0.1)} = 200,85 \text{ т/сағ}$$

Диірмендердің есептік санын 1828,01 т/сағ өнімділігіне қарай анықтаймыз.

а) диірмен үшін МШР 3200х3100

$$n_1 = \frac{1828,01}{263,87} = 6,92 \approx 7$$

б) диірмен үшін МШР 3600х4000

$$n_2 = \frac{1828,01}{481,28} = 3,79 \approx 4$$

в) диірмен үшін МШР 2700x3600

$$n_3 = \frac{1828,01}{200,85} = 9,1 \approx 9$$

Ең үнемді диірменді таңдау үшін диірмен нұсқаларын салыстыру қажет. Нәтижелер кестеге енгізіледі 10.

10-кесте – Негізгі көрсеткіштер бойынша диірмендерді орнату нұсқаларын салыстыру

Диірмен барабанының өлшемдері	Диірмен саны	Диірмен салмағы, т		Қуат, кВт		бағасы,		К _з
		біреу	барлық	біреу	барлық	біреу	барлық	
МШР 3200x3100	7	95,1	665,7	600	4200	251,76	1762,32	1,01
МШР 2700x3600	4	150,4	601,6	1100	4400	278,64	1114,56	1,05
МШР 3600x4000	9	75,3	677,7	380	3420	220,6	1958,4	0,98

Ең үнемді диірменді таңдаймыз МШР 2700x3600, 4 санына қарай осыған сүйене отырып, фабрикада 4 технологиялық секция орналасады. Диафрагма торы арқылы түсіретін диірмен дымқыл және құрғақ ұнтақтау үшін қолданылады және шамадан тыс жүктеме мүмкіндігінің аздығына байланысты дайын өнімнің көлемін жақсы басқаруға мүмкіндік беретін қондырғы болып саналады. Эталон ретінде қабылданған кен көлемі тор арқылы түсірілетін шарлы диірмендермен жабдықталған жұмыс істеп тұрған фабрикада қайта өңделеді. МЦЦ 2700x0036мм.

Нақты өнімділікті анықтаймыз.

Коэффициент мәні К_к осы формуламен анықтаймыз:

$$K_k = \frac{m_4}{m_1}, \quad (32)$$

мұндағы: m₄ – бастапқы және соңғы өнімнің жобаланған үлкендігі үшін кестедегі m мәні;

m₁ - жұмыс істеп тұрған байыту фабрикасындағы бірдей өнімдердің үлкендігі үшін m мәні.

m₁ мәнін жобаланған ұнтақтау шарттары үшін анықтаймыз: бастапқы өнімнің мөлшері 10-0 мм, соңғы өнімдегі класс мазмұны 30% құрайды. Түпнұсқаның осы үлкендігі үшін кестеде 30% –0,074 мм дейін ұнтақталған кезде m мәндері көрсетілген: m₁ = 1,025.

Қолданыстағы диірменнің бастапқы қуатының мөлшері 3-0 мм болғандықтан, соңғы өнімдегі класс мөлшері 30% құрайды, содан кейін m₄ = 0,95 (интерполяция арқылы табылған). К_к = 1

Салыстыру үшін диірмендерді орнатудың нұсқаларын қабылдаймыз: МШЦ 2700х3600; МШЦ 2100х3000; МШЦ 1500х3100.

$K_{\text{үн}}$ коэффициентінің мәнін 1,1-ге тең, ол өңделетін кендердің ұнтақталуындағы айырмашылықты ескереді.

Өнімділікті анықтайық

$$Q_M = \frac{Q \cdot Ne}{\beta_k - \beta_{и}}$$

а) диірмен үшін МШЦ 2700х3600

$$Q_M = \frac{370 \cdot 24,92}{40 - 30} = 922,04 \text{ т/сағ}$$

б) диірмен үшін МШЦ 2100х3000

$$Q_M = \frac{200 \cdot 24,92}{40 - 30} = 498,4 \text{ т/сағ}$$

в) диірмен үшін МШЦ 1500х3100

$$Q_M = \frac{100 \cdot 24,92}{40 - 30} = 249,2 \text{ т/сағ}$$

Диірмендердің есептік санын 1531,87 т/сағ өнімділігіне қарай анықтаймыз

а) диірмен үшін МШЦ 2700х3600

$$n_1 = \frac{1531,87}{922,04} = 1,6 \approx 2$$

б) диірмен үшін МШЦ 1500х3100

$$n_2 = \frac{1531,87}{249,2} = 6,1 \approx 6$$

в) диірмен үшін МШЦ 2100х3000

$$n_3 = \frac{1531,87}{498,4} = 3,07 \approx 4$$

Ең үнемді диірменді таңдау үшін диірмен нұсқаларын салыстыру қажет. Нәтижелер 11-кестеге енгізіледі.

11-кесте – Негізгі көрсеткіштер бойынша диірмендерді орнату нұсқаларын салыстыру

Диірмен барабанының өлшемдері	Диірмен саны	Диірмен салмағы, т		Қуат, кВт		Бағасы, тенге		К _з
		біреу	барлығы	біреу	барлығы	біреу	барлығы	
МШЦ 2700х3600	2	72	144	370	740	216,48	432,96	1
МШЦ 2100х3000	4	48,1	192,4	200	800	144,56	578,24	1,3
МШЦ 1500х3100	6	20,84	125,04	100	600	100	600	0,98

МШЦ 2100х3000 диірменнің таңдаймыз, бұл жабдықтың орналасуына қолайлы (4 штук әрбір 1 диірменге МШЦ 2100х3000).

Спиральды классификатор сатысына арналған жабдықты таңдаймыз. Спираль классификаторлары екі түрге бөлінеді – қатаң ағызынды алу үшін суға батырылмаған спиральмен және жұқа ағызынды алу үшін суға батырылған спиральмен.

Спиральный классификатор таңдаймыз.

- ағызынды бойынша өнімділік:
- құм бойынша өнімділік:
- ағызындының ірілігі-0,4мм
- тығыздық $\delta = 2,9\text{г/см}^2$

Дренаждың берілген мөлшеріне және өнімділігіне сәйкес біз екеуін таңдаймыз спиральды классификатор батырылмаған спиральмен, $m=2$

Есептеу формулаларына a,b,c және d түзету коэффициенттерінің мәнін анықтаймыз. [5/, таблица 46 және 47];

Ағызындының ірілігінен түзету $a=1,95$

Кен тығыздығын түзету $\delta=1,15$

Бірінші реттік шлам үлесіне түзету $d=1$

Ағызындының тығыздығынан түзету $=0.74$

Классификатор спиральдарының диаметрін формула бойынша анықтаймыз:

$$D = -0,08 + 0,103 \sqrt{\frac{Q}{mabcd}}, \quad (35)$$

$$D = -0,08 + 0,103 \sqrt{\frac{Q}{mabcd}} = 0,028 \cdot 46,92 = 1,31$$

Таңдалған классификатор арқылы нақты өнімділікті осы формула арқылы есептейміз:

$$Q = mabcd(94^2 + 16D), \quad (36)$$

$$Q = mabcd(94^2 + 16D) = 2 \cdot 1,95 \cdot 1,15 \cdot 0,74 \cdot 1(846 + 43) = 2942,59 \text{ т/тәу}$$

Таңдалған классификатордың өнімділігін формула бойынша құм бойынша тексереміз:

$$Q = 135mbnD^3 \quad (37)$$

$$Q = 135mbnD^3 = 135 \cdot 2 \cdot 1.15 \cdot 2.5 \cdot 3^3 = 20958.75 \text{ т/тәу}$$

Спиральды классификатор құммен қамтамасыз етілгендіктен біз оны орнатуға қабылдаймыз.

Классификация сатысына жабдықтарын таңдаймыз, гидроциклон орнатылған жерде.

Келесі жұмыс жағдайлары үшін гидроциклонды таңдаймыз:

- бастапқы қоректендіру бойынша өнімділігі: $Q_{\text{бас}} = 2144,62 \text{ т/тәу}$;

- ағызынды өнімділігі: $Q = 980,3 \text{ т/тәу}$;

- құм өнімділігі: $Q = 1531,75 \text{ т/тәу}$;

- Ж:Т қатынасы : ағызындыға $R = 0.40$. в өнім $R = 55\%$

Гидроциклондардың максималды диаметрін формула бойынша анықтаймыз:

а) $H = 0,5 \text{ кг/см}^2$

$$D_M = \frac{0,38 \cdot 150^2 \cdot (0,5)^2 \cdot 1,9 \cdot \sqrt{0,5}}{38} = 74 \text{ см}; \quad (38)$$

б) $H = 1 \text{ кг/см}^2$

$$D_M = 74 \sqrt{\frac{1}{0,5}} = 103 \text{ см};$$

в) $H = 1,5 \text{ кг/см}^2$

$$D_M = 103 \sqrt{\frac{1,5}{0,5}} = 175 \text{ см}.$$

Типтік гидроциклондардың ең жақын диаметрлері 710, 1000 и 2000 мм.

Гидроциклондардың өнімділігін формула бойынша анықтаймыз:

а) гидроциклондар үшін $D = 710 \text{ мм}$

$$V = \frac{5(0,08 \cdot 71 + 2)}{0,1 \cdot 71 + 1} \cdot 1 \cdot 15 \cdot 20 \cdot \sqrt{9,81 \cdot 0,5} = 3128 \text{ л/мин}.$$

б) гидроциклондар үшін $D = 1000 \text{ мм}$

$$V = \frac{5(0,08 \cdot 100 + 2)}{0,1 \cdot 100 + 1} \cdot 1 \cdot 21 \cdot 25 \cdot \sqrt{9,81 \cdot 1} = 7397 \text{ л/мин}.$$

в) гидроциклондар үшін $D = 1000 \text{ мм}$

$$V = \frac{5(0,08 \cdot 200 + 2)}{0,1 \cdot 200 + 1} \cdot 1 \cdot 42 \cdot 52 \cdot \sqrt{9,81 \cdot 1} = 32406 \text{ л/мин.}$$

Гидроциклондардың қажетті санын анықтаймыз.

Пульпаның минуттық дебиті осы формула бойынша анықталады:

$$V_M = \frac{12864 \cdot (1,6 + \frac{1}{2,9})}{1440} = 16,97 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 16970 \text{ л/мин}$$

Гидроциклондар саны:

а) нұсқа а

$$n_a = \frac{V_M}{V_a} = \frac{16970}{3128} = 5,4 \text{ орнатуға қабылдаймыз } 6.$$

б) нұсқа б:

$$n_b = \frac{V_M}{V_b} = \frac{16970}{7397} = 2,2 \text{ орнатуға қабылдаймыз } 3+3 \text{ резерв}=6.$$

в) нұсқа в:

$$n_v = \frac{V_M}{V_v} = \frac{16970}{32406} = 0,5 \text{ сияқты } K_3 < 0,75 \text{ есептеуден шығарамыз}$$

Гидроциклондардағы құмдардың нақты жүктемесіне тексереміз.

$$\frac{\Delta}{d} = 0,5$$

Қабылданған қатынасқа сәйкес құм саптамаларының есептік диаметрлері болады:

$$\Delta_a = 0,5 \cdot 20 = 10 \text{ см, } \Delta_b = 0,5 \cdot 38 = 19 \text{ см.}$$

Құмдар бойынша нақты жүктемелер формула бойынша анықталады:

а) гидроциклондар үшін $D = 710 \text{ мм}$

$$q = \frac{4 \cdot 1531,87}{24 \cdot 5 \cdot 3,14 \cdot 10^2} = 0,16;$$

б) гидроциклондар үшін $D = 1000 \text{ мм}$

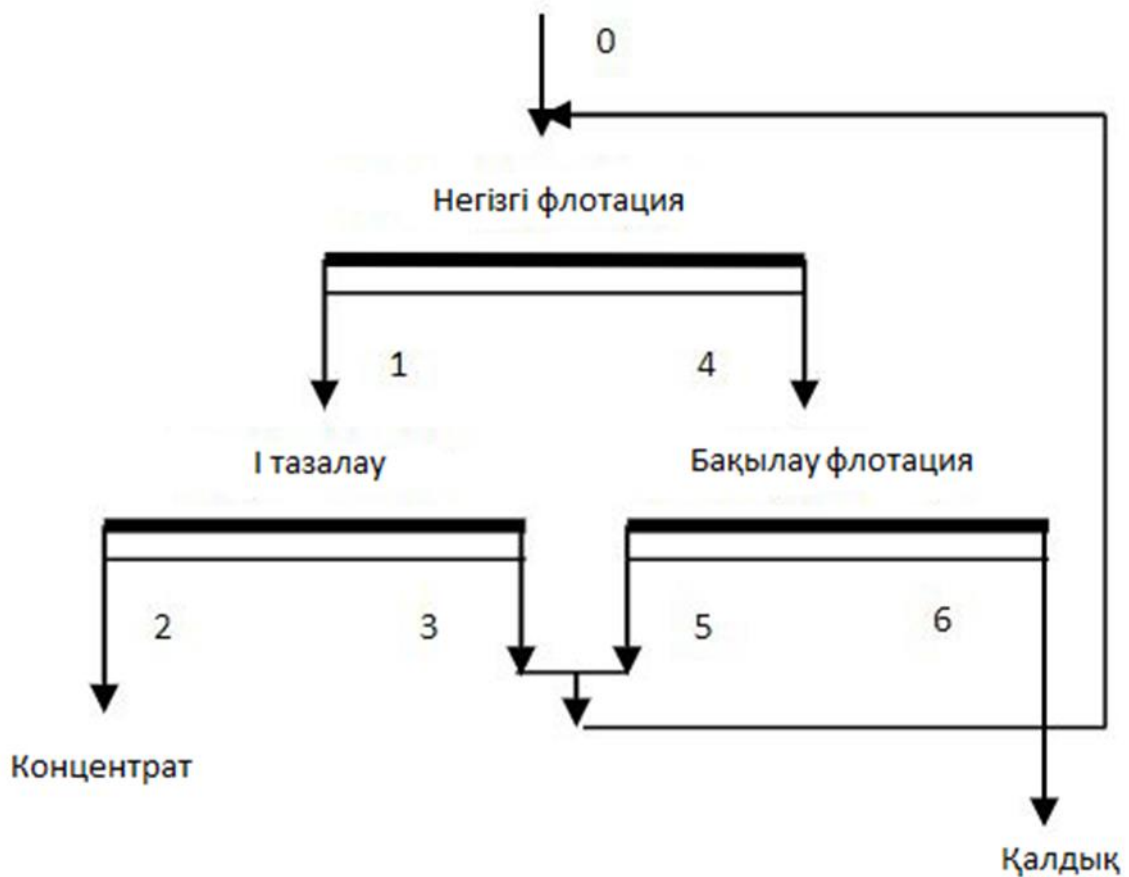
$$q = \frac{4 \cdot 1531,87}{24 \cdot 2 \cdot 3,14 \cdot 10^2} = 0,04;$$

Б нұсқасы үшін) құмдардағы жүктеме осы норма ($0,5 - 2 \text{ т/см}^2 \cdot \text{сағ}$) шегінде болады. Орнатуға $d = 1000 \text{ мм}$ гидроциклондарды $D = 1000 \text{ мм}$ әр секцияға 4 дана мөлшерінде қабылдаймыз. Жалпы саны $6 \times 4 = 24$

$$\begin{aligned} Q_1=Q_2=Q_3Q_4=Q &= 980,3 \text{ т/сағ}; \\ Q_5=Q_6=Q_7=Q_8=Q_0 \cdot 0,8 &= 784,24 \text{ т/сағ}; \\ Q_9=Q_{10}Q_{11}=Q_6 \cdot 0,75 &= 588 \text{ т/сағ}. \end{aligned}$$

6 Байыту процесінің технологиялық схемасы

4-суретте байыту процесінің технологиялық схемасы келтірілген.



4-сурет – Байыту процесінің технологиялық схемасы

6.1 Металл балансын және сандық байыту схемасын есептеу

12-кесте – Металл балансы

Атауы	Шығу, %	Құрамы Pb, %	Алу Cu, %
Мыс концентрат	4	40	80
Қалдық	96	0,42	20
Кен	100	2	100

Осы формула арқылы шығу концентратты анықтаймыз:

$$\gamma_k = \frac{a-\theta}{\beta-\theta} * 100 = \frac{2-0,42}{40-0,42} * 100 = 4\%$$

Осы формула арқылы алу концентратты анықтаймыз:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k - \beta}{a} = \frac{4 - 40}{2} = 80\%$$

Флотация схемасын есептеу үшін 1 тазарту операциясы үшін баланстық теңдеулер жүйесін жасау керек

$$\gamma_3 = \gamma_2 * \frac{\beta_2^{-74} - \beta_1^{-74}}{\beta_1^{-74} - \beta_3^{-74}} = 4 * \frac{40 - 20}{20 - 2,2} = 4,49\%; \quad \gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 = 4 + 4,49 = 8,49\%$$

бақылау флотациясы үшін:

$$\gamma_5 = \gamma_6 * \frac{\beta_4^{-74} - \beta_6^{-74}}{\beta_5^{-74} - \beta_4^{-74}} = 96 * \frac{0,6 - 0,42}{2,2 - 0,42} = 9,71\%; \quad \gamma_4 = \gamma_5 + \gamma_6 = 96 + 9,71 = 105,71\%$$

Шығу бойынша тексеру жүргіземіз:

$$\gamma_0 + \gamma_3 + \gamma_5 = \gamma_1 + \gamma_4 = 100 + 4,49 + 9,71 = 8,49 + 105,71 \text{ аламыз}$$

$$114,2 = 114,2$$

Металл бойынша тексеру жүргіземіз:

$$\gamma_0 \beta_0^{-74} + \gamma_3 \beta_3^{-74} + \gamma_5 \beta_5^{-74} = \gamma_1 \beta_1^{-74} + \gamma_4 \beta_4^{-74} = 200 + 9,878 + 21,362$$

$$= 169,8 + 63,426 \text{ аламыз } 231,24 = 233,2$$

13-кесте – Флотация схемасын есептеу нәтижелері

№ өнім	Шығу, %	Саны, т/сағ
γ_0	100	980,3
γ_1	8,49	83,22
γ_2	4	39,12
γ_3	4,49	44,01
γ_4	105,71	1036,2
γ_5	9,71	95,18
γ_6	96	941,08

6.2 Флотациялық байытуға арналған жабдық

Барлық циклдардағы негізгі және бақылау флотациясы үшін біз пневмомеханикалық машиналарды, тазарту операциясы үшін механикалық Флотомашиналарын орнатамыз. Флотомашина камераларының санын формула бойынша есептейміз:

$$n = \frac{V * t}{60 * V_k * k}$$

Флотация уақытын зертханалық зерттеулердің нәтижелері бойынша қабылдаймыз: негізгі флотация 7 минут, бақылау флотациясы 10 минут, тазалау флотация 4 минут, модульдік тапсырмаларды есептеу кезінде осындай уақытты қабылдаймыз.

ФПМ100 СЧ бір камераның көлемі $V_k = 100 \text{ м}^3$. Қажетті флотация уақыты $t = 7$ мин. Операцияға түсетін пульпа көлемі, $V = 1608,18 \text{ м}^3/\text{сағ}$. Қабылданады $K = 0,75$.

$$n = \frac{1608,18 * 7}{60 * 100 * 0,75} = 2,5 = 3 \text{ шт}$$

Бақылау флотациясына

ФПМ100 СЧ бір камераның көлемі $V_k = 100 \text{ м}^3$. Қажетті флотация уақыты $t = 10$ мин. Операцияға түсетін пульпа көлемі, $V = 1509,90 \text{ м}^3/\text{сағ}$. Қабылданады $K = 0,75$.

$$n = \frac{1509,90 * 10}{60 * 100 * 0,75} = 3,35 = 4 \text{ шт}$$

1-ші тазалау флотация үшін есептеу:

ФМ-6,3С. бір камераның көлемі $V_k = 6,3 \text{ м}^3$. Қажетті флотация уақыты $t = 4$ мин. Операцияға түсетін пульпа көлемі, $V = 141,49 \text{ м}^3/\text{ч}$. Қабылданады $K = 0,75$.

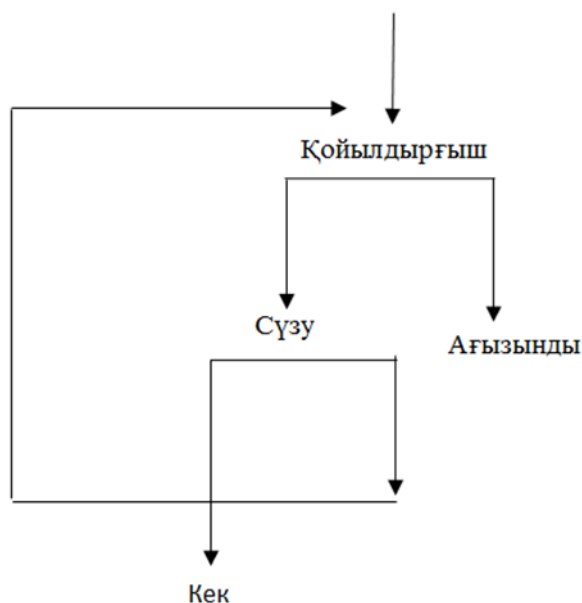
$$n = \frac{141,49 * 4}{60 * 6,3 * 0,75} = 1,99 = 2 \text{ шт}$$

14- кесте флотомашиналарды есептеудің жиынтығы.

Операция атауы	Көлем пульпы, $\text{м}^3/\text{сағ}$	Флотомашинаның стандартты өлшемі	Камера көлемі, м^3	Флотация уақыты, мин.	Камера саны, шт.
Негізгі Cu флотациясы	1608,18	ФПМ100 СЧ	100	7	3
Бақылау Cu флотациясы	1509,90	ФПМ100 СЧ	100	10	4
Cu I тазалау	141,49	ФМ-6,3С	6,3	4	2

7 Көмекші процесінің технологиялық схемасы

5-суретте көмекші процесінің технологиялық схемасы келтірілген.



5-сурет – Көмекші процесінің технологиялық схемасы

Ірі флотациялық концентрат сусыздандыруға ұшырайды кластың 80% - 0,074 ММ. концентраттарды тұтынушыларға ұзақ қашықтыққа тасымалдауға байланысты, тасымалдау кезінде концентраттың қатып қалуын болдырмау үшін ондағы ылғал мөлшері 12% - дан аспауы керек.

Су-суспензия схемасы сағатына 980,3 тонна / сағ өнімділікке арналған. өнімділік және байыту өнімдерінің саны сапалық-сандық схеманы есептеу нәтижелері бойынша қабылданды. Сондай-ақ, флотация операцияларының көбік өнімдерін қайта өңдеу өнімдерінде, қоюландырылған қорғасын концентратында және сүзу тортында қатты құрамды тағайындау қажет

15-кесте – Су-шлам схемасын есептеудің қосалқы кестесі

Өнімнің реттік нөмірі	Шығу өнімі, %	Өнімнің массасы, т/сағ	Қаттылық құрамы, %	Су массаы өнімде, т/сағ	Пульпа көлемі, м ³ /сағ
0	100	980,3	28,9	1252,2	1421,9
1	8,49	43,21	34	83,88	54,54
2	4	20,36	38	33,22	33,03
3	4,49	22,85			
4	105,71	538,06			
5	9,71	49,42	32	105,02	60,09

15 кестенің жалғасы

6	96	488,64			
Қойылдыру	4	20,36	65	10,96	42,03
Сүзу	4	20,36	88	2,78	32,11

Есептеу тәртібі: 1 тазартудағы, негізгі флотациядағы, бақылау флотациясындағы су балансы есептеледі. Негізгі флотация концентратын жууға 1 т концентратқа 1 м³ мөлшерінде, бақылау флотациясы концентратына 1 т концентратқа 0,5 м³ мөлшерінде су беріледі.

Модульдік тапсырмаларды есептеуде концентраттарды жуу үшін судың ұқсас мөлшерін аламыз.

1 тазарту өнім $Q_1=43.21$ т/сағ, осы формула бойынша судың массасын анықтаңыз:

$$w_1 = \frac{Q * (100 * \%)}{\%} = \frac{43,21 * (100 - 34)}{34} = 83,88\text{м}^3$$

$$w_1 = 83,88 + 43,21 = 127,09\text{м}^3$$

$$w_2 = \frac{Q * (100 - \%)}{\%} = \frac{20,36 * (100 - 38)}{38} = 33,22\text{м}^3$$

$$w_3 = 127,09 - 33,22 = 93,87\text{м}^3$$

$$\% = \frac{Q_3}{Q_3 + W_3} * 100 = \frac{22,85}{22,85 + 93,87} * 100 = 19,57\%$$

Сол сияқты негізгі флотация есептеледі. Соңғысы бақылау флотациясын есептейді. Толық есептеу 16-кестеде келтірілген

16-кесте – Су-шлам схемасын есептеу.

Операция түрі	Өнімдердің атауы	Шығу, %	Қаттылық құрамы, %	Саны, т/сағ			Пульпа көлемі, м ³ /сағ
				қатты	су	пульпа	
Негізгі Су флотация							
Келеді	Ағызынды г/циклонаII	100	28,9	509	1252,2	1761,2	1421,9
	Қалдық I тазалау	4,49	19,58	22,85	93,87	116,72	101,48
	Концентрат бақылау флотация Су	9,71	32	49,42	105,02	154,44	60,09
	Су				24,71	24,71	24,71
	Нәтижесі:	114,20	28,26	581,27	1475,80	2057,07	1608,18
Шығу	Концентрат негізгі флотация Су	8,49	34	43,21	83,88	127,09	98,28
	Қалдық негізгі флотация Су	105,71	27,88	538,06	1391,92	1929,98	1509,90
	Нәтижесі:	114,20	28,26	581,27	1475,80	2057,07	1608,18
I тазалау флотация Су							
Келеді	Концентрат негізгі флотация	8,49	34	43,21	83,88	127,09	98,28

16 кестенің жалғасы

	су				43,21	43,21	43,21
	Нәтижесі:	8,49	25,37	43,21	127,09	170,3	141,49
Шығу	Концентрат I тазалау Су	4	38	20,36	33,22	53,58	40,01
	Қалдық I тазалау Су	4,49	19,58	22,85	93,87	116,72	101,48
	Нәтижесі:	8,49	25,37	43,21	127,09	170,3	141,49
Бақылау флотация							
		105,71	27,88	538,06	1391,92	1929,98	1509,90
		105,71	27,88	538,06	1391,92	199,98	1509,90
Операция түрі	Өнімдердің атауы	Шығу, %	Қаттылық құрамы, %	Саны, т/сағ			Пульпа көлемі, м³/сағ
				қатты	су	пульпа	
Шығу	Бақылау флотация концентрат Су	9,71	32	49,42	105,02	154,44	60,09
	Қалдық концентрат. Флотация Су	96	27,52	488,64	1286,90	1775,54	1449,81
	Нәтижесі:	105,71	27,88	538,06	1391,92	1929,98	1509,90
Қойылдыру Су							
Келеді	I тазалау концентрат Су	4	38	20,36	33,22	53,58	40,01
	Сүзгі				8,18	8,18	8,18
	Нәтижесі:	4,00	32,97	20,36	41,40	61,76	48,19
Шығу	Қойылдыру концентрат	4	65	20,36	10,96	31,32	17,75
	Ағзынды қоюландырғыш				30,44	30,44	30,44
	Нәтижесі:	4,00	32,97	20,36	41,40	61,76	48,19
Сүзу Су							
Келеді	Қоюландырылған концентрат	4	65	20,36	10,96	31,32	17,75
	Нәтижесі:	4	65	20,36	10,96	31,32	17,75

7.1 Сусыздандыруға арналған жабдық

Қоюландыру үшін.

Қажетті қоюлану ауданы осы формула бойынша анықталады:

$$S = Q/q$$

$$S = 20,36 \cdot 24 / 0,7 = 698 \text{ м}^2.$$

1 штук СЦ-30А1 қоюландырғышы қойылады.

Сүзу үшін.

Қажетті сүзу аймағы осы формула бойынша анықталады:

$$S = Q/q, \text{ м}^2.$$

$$S = Q/q = 20,36 / 0,17 = 120 \text{ м}^2$$

Екі вакуумдық сүзгіні ДОО63-2,5-1К орнатамыз.

ҚОРЫТЫНДЫ

Жұмыс барысында ірі, орта және майда ұсату цехтары, Сондай-ақ байыту цехы жобаланды, онда пайдалы қазбалар байыту әдістерімен өңделеді және олардың ішінен бағалы компоненттердің мөлшері жоғары және зиянды қоспалардың мөлшері аз бір немесе бірнеше тауарлық өнімдер бөлінеді. Қазіргі заманғы байыту фабрикасы-бұл минералдарды өңдеудің күрделі, әдетте технологиялық схемасы бар жоғары механикаландырылған және автоматтандырылған кәсіпорын.

Жобалау барысында қажетті жабдық пен оның мөлшері есептелді.

Біріншіден, байыту фабрикаларында еңбек өнімділігін арттыруды қамтамасыз ететін және процесті автоматтандыруды жеңілдететін, екіншіден, жабдықтың бөлу сипаттамаларын жақсартатын, технологиялық схемалардағы өңдеу және бақылау операцияларының санын азайтатын, сондай-ақ тізбектердің машина және энергия сыйымдылығын төмендететін үлкен бірлік қуаты бар жабдықты пайдалану туралы шешім қабылданды.

Жобалау барысында негізгі міндет - минералды шикізатты кешенді пайдалану технологиясын жетілдіру жолдарын іздеу және біріктірілген байыту - химиялық - металлургиялық және бактериялық - химиялық процестерді қолдану қажеттілігін ескере отырып, неғұрлым прогрессивті технологияны енгізу арқылы шешілуі мүмкін құнды компоненттерді барынша алу, ең тиімді флотациялық реагенттерді зерттеу және қолдану.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. О.Н. Тихонов и др. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик, в 2- кн./Редкол.: – М., Недра, 1988. – 367с.
2. С.Г. Евсиович., С.И. Журавлев, Обогащение магнетитовых руд., М., изд-во Недра, 1972. – 392с.
3. О.С. Богданов. Справочник по обогащению руд. Обогатительные фабрики. М., Недра, 1974. – 405с.
4. Методические указания к курсовому проекту по дисциплине: «Рудоподготовка и обогащение» для студентов специальности 050709 «Металлургия». Авторы: к. т. н., проф. Абдрахманова Д.К., преподаватель Белоносов А.Б. – 2009.-51с.
5. К.А. Разумов, Проектирование обогатительных фабрик, 3-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1982. – 592с.
6. А.С. Донченко, В.А. Донченко. Справочник механика рудо-обогатительной фабрики. М., «Недра», 1957, 559с.
7. В.А. Перов, Е.Е. Андреев, Л.Ф. Биленко. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учебник для вузов. 4 изд-е; перераб. и доп. – М.: Недра, 1990.-301с.