



Bergvesenet

Postboks 3021, N-7441 Trondheim

Rapportarkivet

Bergvesenet rapport nr 7010	Intern Journal nr 	Internt arkiv nr 	Rapport lokalisering	Gradering
Kommer fra ..arkiv Kautokeino kobberfelter	Ekstern rapport nr 	Oversendt fra Bidjovagge Gruber a.s.	Fortrolig pga 	Fortrolig fra dato:
Tittel Kautokeino Kobberfelter: Flotasjonsundersøkelser, april 1961				
Forfatter Mortenson, Magne Hattrem, Thor		Dato År Mars 1961	Bedrift (Oppdragsgiver og/eller oppdragstaker) Kautokeino kobberfelter A/S, USB	
Kommune Kautokeino	Fylke Finnmark	Bergdistrikt	1: 50 000 kartblad 18334	1: 250 000 kartblad Nordreisa
Fagområde Oppredning	Dokument type		Forekomster (forekomst, gruvefelt, undersøkelsesfelt) Bidjovagge	
Råstoffgruppe Malm/metall	Råstofftype Cu			
Sammendrag, innholdsfortegnelse eller innholdsbeskrivelse Forsøket beskriver en bulk-selektiv flotasjon i pilotskala. relativt høy Cu i pågang. I bulk-konc oppnås 18% Cu og av dette kan oppnås ca 25% Cu med 90 % utvinning. Som alternativ ved direkte selektiv flotasjon oppnås 25% Cu-konc med 90-95% utvinning. I tillegg kan en få et S-konc med 0,5% Cu, men det vil være meget finkornet.				

Oppredningslaboratoriet

N. T. H.

Kautokeino Kobberfelter
Flotasjonsundersøkelser

april 1961

OPPREDNINGSLABORATORIET, N.T.H.

TRONDHEIM

Pilotforsøk.

Bulk-selektiv flotasjon.

Som grunnlag for stantre for pilotanlegget ble brukt resultater fra et batchforsøk med resultater angitt i bilag 6,0. "Produkter til retur" er tatt ut av systemet i batchforsøket. Mengden av disse produkter antyder at det i en kontinuerlig prosess vil bli forholdsvis små sirkulerende laster. Ved forsøket er oppnådd et kobberkiskonsentrat med ca. 26 % kobber og et "kobberrikt" svovelkiskonsentrat med ca. 1,3 % kobber og ca. 46,4 % svovel; svovel i svovelkis i konsentratet blir da ca. 45 %.

Under oppkjøring av pilotanlegget er oppnådd en nedmaling ca. 0,3 % større enn 0,21 mm og ca. 38,4 % mindre enn 0,074 mm, bilag 6,1.

For forsøk var pilotanlegget/^{koblet}etter stantre vist i bilag 6,2. De to herder som er satt inn i stantreet, en for avgang bulkflotasjon og en for avgang kobberflotasjon, er satt inn for å kunne ha en viss kontroll med disse produkter under forsøket. I bilag 6,3 er vist skjema for prøvetaking og angitt formel for beregning av kobberutvinning i de forskjellige produkter.

I bilag 6,4 finnes resultater som er oppnådd ved 3 forsøk. Nedmaling av flotasjonspågangen er forskjellig for de 3 forsøk, med lengste nedmaling i siste forsøk, bilag 6,5,6 og 7. Gehalt uløst i bulk-konsentratet er tilnærmet konstant uavhengig av nedmalingen, gehalt kobber i svovelkis-konsentratet og i avgangen er begge redusert med øket nedmaling av flotasjonspågangen.

Ved å øke scavenger-volum, stantre i bilag 6,8, er gehalt kobber i avgang brakt ned til under 0,1 %, forsøkesresultater finnes i bilag 6,9. Ved en nedmaling av flotasjonspågangen til ca. 70 % mindre enn 0,074 mm, bilag 6,12, er gehalt kobber i svovelkiskonsentratet kommet ned i ca. 1,8%, bilag 6,9. Samtidig viser gehalt kobber i kobberkis-konsentratet en stigende tendens ved øket nedmaling av flotasjonspågangen. Gehalt uløst i svovelkis-konsentratet ligger på ca. 15 %.

For å undersøke svovelkis-produktet er utført 2 forsøk. Oppnådde resultater er angitt i bilag 6,13. (Stamtres som bilag 6,2). Oppnådd gehalt kobber i svovelkiskoncentratet ca. 2,2 %, gehalt uløst i svovelkis-koncentratet ca. 15 % med gehalt uløst i bulkkoncentratet på vel 7 %. I bulk-koncentratet finnes i siktefraksjonene større enn 0,074 mm ca. 15 % av vekten og ca. 30 % av det uløste. Gehalt uløst i disse fraksjoner er ca. 15 %. I fraksjonene mindre enn 0,074 mm finnes ca. 85 % av vekten, ca. 70 % av det uløste, og gehalt uløst er litt under 6 %, bilag 6,14 og 15. Det er ikke fullstendig frimaling i fraksjonene større enn 0,074 mm. Det er forsøkt å bringe gehalt uløst ned i bulkkoncentrat ved å rense bulk-koncentratet i 3 trinn, og gehalt uløst ble på denne måte brakt ned i 6 %, bilag 6,16. Gehalt uløst i svovelkiskoncentratet ble dermed redusert til litt under 15 %. Utvinning uløst i bulk-koncentratet har ved alle forsøk ligget mellom 1,1 og 1,2 %, d.v.s. ca. 99 % av det uløste i flotasjonspågangen er utvunnet i avgangen fra bulkflotasjonen. For å oppnå en lavere gehalt uløst i bulk-koncentratet, det vil samtidig si en lavere utvinning av det uløste i råmalmen i bulk-koncentratet, må dette antakelig undergis en spesiell behandling, f.eks. en ommaling eller skrubbing før kobberflotasjonen, eller avgangen fra kobberflotasjonen må undergis en lignende behandling, slik at svovelkisen kan floterer.

Ved forsøk 16/6, som er kjert etter stamtres vist i bilag 6,17, er prosessgangen undersøkt ved timeanalyser. Resultatene finnes i bilag 6,18. Av dette bilag fremgår at det er fremstillet et kobberkiskoncentrat med 27,8 % kobber med en utvinning av flotasjonspågangens kobber på 92,7 %, og et kobberkisholdig svovelkiskoncentrat med 1,73 % kobber med en kobberutvinning på 3,6 %. Gehalt uløst i svovelkiskoncentratet er ca. 15 %, hvilket vil si at gehalt svovelkis i dette koncentrat må være ca. 75 % eller ca. 40 % svovel i svovelkis. Total gehalt svovel i svovelkiskoncentratet (svovel i svovelkis og i kobberkis) blir da ca. 42 %.

Konklusjon.

Av en malm tilsvarende de malmprøver som er brukt ved forsøkene kan det antas at det er mulig ved bulkselektiv flotasjon å fremstille et kobberkiskonsentrat med noe over 25 % kobber og med en kobberutvinning på vel 90 %. For å oppnå et svovelkiskonsentrat med en gehalt svovel i svovelkis på vel 45 %, må antakelig bulk-sulfid-konsentratet undergis en særskilt behandling slik at gehalt uløst i bulk-konsentratet kan bringes ned til ca. 3 %, d.v.s. av flotasjonspågangens uløst må utvinning i bulk-konsentratet ligge på ca. 0,5 %. Kobberutvinning i det kobberkiskholdige svovelkiskonsentrat kan antas å ville ligge på ca. 5 %, og kobbergehalt på ca. 1 3/4 %. Kobbertap i avgang kan antas å ville bli omtrent 5 % med en kobbergehalt i avgang på ca. 0,1 %.

Direkte selektiv flotasjon.

Ved en undersøkelse av kobberflotasjonen alene etter stamtre i bilag 6,19 er oppnådd resultater som finnes i bilag 6,20 og 21. Det er fremstilt et rikt kobberkiskonsentrat, ca. 33 % kobber, med en utvinning på ca. 96 %. Ved videre forsøk er muligheten for svovelkisflotasjon undersøkt, bilag 6,22. Det ble ved forsøk funnet at det gikk med ca. 7,5 kg svovelsyre pr. tonn flotasjonspågang før kisflotasjon inntrådte. Pilotanlegget ble kjørt med stamtre vist i bilag 6,23. Svovelkisflotasjon ble utført uten svovelsyretilsats ved å foreta en avvanning av avgangen fra kobberkisflotasjonen og tilsetting av nytt vann før svovelkisflotasjonen. Avvanningen ble utført i en Dorr-Bowl-Rake-classifier. De oppnådde resultater fine i bilag 6,24, 25 og 26. Det er fremstilt et svovelkiskonsentrat med ca. 0,5 % kobber, ca. 41,5 % svovel i svovelkis og ca. 17 % uløst. Svovelkiskonsentratet har da bare passert et rensetrinn. Sikteanalyser av produkter finnes i bilagene 6,27, 28, 29 og 30. Flotasjonspågangen har samme siktekurve ved direkte selektiv flotasjon som ved bulk-selektiv flotasjon. Det ble med negativt

resultat gjort forsøk for å få en lengre nedmaling av flotasjonspågangen.

Konklusjon:

Av en malm tilsvarende de malmpreøver som er brukt ved forsøkene kan det antas at det er mulig ved direkte selektiv flotasjon å fremstille et kobberkiskonsentrat med en kobbergehalt på over 25 % og med gode muligheter for en høyere kobbergehalt, og med en kobberutvinning mellom 90 % og 95 %, sannsynligvis nærmest 95 %, - et svovelkiskonsentrat med ca. 0,5 % kobber og med en kobberutvinning på ca. 1 %. Det er antakelig mulighet for fremstilling av et "kobberfritt" svovelkiskonsentrat, idet svovelkistapene ved avvanning før svovelkisflotasjonen bør kunne bringes lenger ned enn det har vært mulig med det utstyr som er brukt ved pilotforsøkene.

Agensforbruk.

Agens	Bulk-selektiv	Direkte selektiv
CaO	1200 á 1400 g/t	2600 á 3000 g/t.
Amyl-xantat	50 á 75 "	50 á 75 "
Pine oil	40 á 50 "	50 á 60 "
Svovelsyre ^{x)}		ca. 7500 g/t

x) Kan sløyfes når det avvannes før svovelkisflotasjon.

Bulk-selektiv flotasjon sammenlignet med direkte selektiv flotasjon

Bergartsmineralene utgjør den alt overveiende del i de malmtyper som er brukt ved pilotforsøkene. Gehalt sulfid-mineraler varierer fra ca. 14,5 % til ca. 21,3 %. Kobberkisgehalten er temmelig konstant, 7,5 % til 8 %, og svovelkisgehalten varierer fra ca. 6,5 % til ca. 13,5 %.

Ved bulkselektiv flotasjon floterer først sulfidmineralene i et bulk-sulfid-konsentrat, og hovedmengden av flotasjonspågangen, med de brukte malmtyper ca. 78 % til ca. 86 %, går i avgang. Bulk-sulfidkonsentratet, som i vekt her utgjør mellom 14 % og 21 % av flotasjonspågangen går til selektiv flotasjon for å skille kobberkis fra svovelkis .

Ved direkte selektiv flotasjon floterer først et kobberkiskonsentrat. Resten, svovelkis og bergart, her ca. 90 % vekt av flotasjonspågangen, går til svovelkisflotasjon. Bergarten, her ca. 78 % til ca. 86 % vekt av flotasjonspågangen, trekkes med gjennom hele prosessen.

Ved bulkselektiv flotasjon blir det da totalt en mindre mengde som skal behandles flotasjonsmessig, og dette vil virke inn på nødvendig samlet flotasjonskapasitet.

Forbruk av flotasjonsreagenser vil bli mindre ved bulkselektiv flotasjon enn ved direkte selektiv flotasjon.

Oppnådde resultater ved pilotforsøk.

Til forsøk med bulk-selektiv flotasjon er brukt en malmtypen som holdt ca. 8 % kobberkis, ca. 6,5 % svovelkis og ca. 77 % uløst.

Til forsøk med direkte selektiv flotasjon er brukt en malmtypen som holdt ca. 7,75 % kobberkis, ca. 13,5 % svovelkis og ca. 71 % uløst.

Forskjellen i svovelkisgehalten er såvidt stor at de oppnådde resultater ikke umiddelbart kan sammenlignes. Ved bulk-selektiv flotasjon av den svovelkisrikere malm ville antakelig kobbergehalten i svovelkiskonsentratet ha blitt lavere enn den som er oppnådd ved bulk-selektiv flotasjon av den svovelkisfattigere malm.

Beregnet kobberutvinning.

Ved bulk-selektiv flotasjon er oppnådd en kobberutvinning i bulk-koncentratet på ca. 96,5 %, med en kobbergehalt i dette koncentrat på ca. 18 %.

Ved selektiv flotasjon av bulk-konsentratet er oppnådd en kobberutvinning i kobberkiskoncentratet på ca. 92,5 % og i svovelkiskoncentratet på ca. 4 %. Kobberkiskoncentratet holdt ca. 28 % Cu, og svovelkiskoncentratet ca. 1,75 % Cu. Kobbertap i avgang var ca. 3,5 %, og avgangens kobbergehalt var 0,12 %.

Ved direkte selektiv flotasjon er oppnådd en kobberutvinning i kobberkiskoncentratet på ca. 97,5 %, og i dette koncentrat var kobbergehalten 33,3 %. Kobberutvinning i svovelkiskoncentratet er ca. 0,75 % med en kobbergehalt på ca. 0,5 %. Samlet kobbertap var 1,75 %. Kobber tapes i avgang, ca. 1,2 %, og ved avvanning for svovelkisflotasjonen med ca. 0,5 %. Gehalt kobber i avgang var 0,06 % og i avvannet 0,08 %. Det ble avvannet før kobberkisflotasjonen, da det uten avvanning medgikk ca. 7,5 kg svovelsyre pr. tonn rågods før svovelkisflotasjon inntrådte.

Avfallsmengdene både ved bulk-selektiv og ved direkte selektiv flotasjon er store. En liten feil ved avgangsanalysen vil gi store utslag i beregnede kobbertap i avfallet, 0,01 % feil i avgangsanalysen representerer her litt under 0,5 % utvinning. På dette grunnlag kan antas at kobbertapene i avfall blir det samme ved bulk-selektiv som ved direkte selektiv flotasjon.

Det er oppnådd temmelig nær samme kobberutvinning i bulk-koncentratet ved bulk-flotasjonen som i kobberkiskoncentratet ved den direkte selektive flotasjon, ca. 97 %. Ved bulk-selektiv flotasjon er oppnådd et kobberkiskoncentrat med litt under 28 % kobber og ved direkte selektiv flotasjon et kobberkiskoncentrat med litt over 33 % kobber. Ved direkte selektiv flotasjon er brukt flere rensetrinn for kobberkoncentratet enn ved bulk-selektiv flotasjon.

Det kan antas at av en malm tilsvarende de brukte malmprøver er det mulig å fremstille et kobberkiskonsentrat med en kobbergehalt mellom 25 og 30 % både ved bulk-selektiv og ved direkte selektiv flotasjon. Da den kobberutvinning som er oppnådd i bulk-konsentratet ved bulk-selektiv flotasjon er meget nær den samme som den som er oppnådd i kobberkiskonsentratet ved direkte selektiv flotasjon, vil kobberutvinningen i kobberkiskonsentratet bli mindre ved bulk-selektiv flotasjon enn ved direkte selektiv flotasjon. Det vil neppe være mulig å oppnå et 100 % skille av sulfidmineralene ved den selektive flotasjon av bulkkonsentratet.

Ved undersøkelsen av mulighetene for kobberkisflotasjon er samtidig fremstilt svovelkiskonsentrater.

Ved bulkselektiv flotasjon er fremstilt et svovelkiskonsentrat med ca. 1,75 % kobber. Kobberutvinning i dette svovelkiskonsentrat er ca. 4 % (d.v.s. med den selektive flotasjon av bulk-konsentratet er oppnådd en kobberutvinning i kobberkiskonsentratet på ca. 96 %). Gehalt uløst er ca. 15 % i de svovelkiskonsentrater som er fremstilt ved pilotforsøkene både ved bulk-selektiv og ved direkte selektiv flotasjon.

Ved bulk-selektiv flotasjon holdt bulk-konsentratet ca. 6 % uløst, med en utvinning av råmalmens uløst på ca. 1,2 %. Ved den selektive flotasjon av bulkkonsentratet har bare ca. 17 % av de uløste flotert med kobberkisen, mens nesten 83 % gikk sammen med svovelkisen, og ga svovelkiskonsentratet en gehalt uløst på ca. 15 %. Gehalt uløst i bulk-konsentratet kan antakelig reduseres ved en lengre nedmaling av rågodset sammen med en ytterligere rensing av bulk-konsentratet. Svovelkiskonsentratet holdt ca. 1,75 % Cu. Svovelkiskonsentratet holder da maksimum ca. 75 % svovelkis, dvs. litt i overkant av 40 % S i svovelkis.

Ved bulk-selektiv flotasjon av en malm som tilsvarer den prøve som er brukt ved forsøkene, med omtrent like mengder kobberkis og svovelkis, vil kravene til kobberutvinning være meget store ved det selektive skille kobberkis - svovelkis hvis det skal fremstilles et kobberkisfritt svovelkiskoncentrat. Med et bulk-koncentrat med ca. 50 % kobberkis og ca. 50 % svovelkis må ca. 99 % av bulk-koncentratets kobberkis vinnes i kobberkiskoncentratet for å opp-nå et svovelkiskoncentrat med ca. 0,3 % kobber.

Ved direkte selektiv flotasjon er fremstilt et svovelkiskoncentrat med ca. 0,5 % Cu. Gehalt svovel i svovelkis i dette koncentrat var ca. 41,5 % og gehalt uløst ca. 17 %. Ved forsøkene ble brukt bare ett rensetrinn, og det kan antas at flere rensetrinn ville ha redusert gehalt uløst i koncentratet med derav følgende høyere svovelkisgehalt.

På grunnlag av analyser av produkter kan følgende antydes vedrørende svovelkisflotasjonen:

	Bulk-selektiv flotasjon			Direkte selektiv flot.		
	Vekter fordeling %	Gehalt FeS ₂ %	Utvinning FeS ₂ %	Vekter fordeling %	Gehalt FeS ₂ %	Utvinning FeS ₂ %
Rågods	100,0	ca. 6,5	100,0	100,0	ca. 13,5	100,0
Kobberkis-konc.	ca. 9,0	" 10,0	ca. 15,0	ca. 8,0	" 2,0	ca. 2,0
Svovelkis-konc.	" 6,0	" 75,0 ^x	" 65,0	" 9,5	" 77,0 ^{xx}	" 54,0
Avvannet (bare ved dir. sel.flot.)				" 15,0	" 8,5	" 19,0
Avgang	" 85,0	" 1,3	" 20,0	" 67,5	" 5,5	" 25,0

x) Tilsvarer ca. 40% S i FeS₂ i svovelkiskonc.

xx) " " 41% S i FeS₂ i " .

Den avvanning før svovelkisflotasjonen som ble foretatt med forsøk med direkte selektiv flotasjon ble gjort for å undersøke om den kalk som ble tilsatt pulpen før kobberkisflotasjonen kunne fjernes ved avvanning, slik at det ikke var nødvendig med svovelsyretilsats for svovelkisflotasjonen.

Det ble ved avvanningen ikke tatt spesielle hensyn for å unngå tap av svovelkis. Likedan er ved den direkte selektive flotasjon ikke undersøkt muligheten for å bringe gehalt svovelkis i avgang ned.

Både ved bulk-selektiv og ved direkte selektiv flotasjon av en malm tilsvarende den prøve som er benyttet er det grunn å anta at det er mulig å fremstille svovelkiskonsentrater med ca. 45 % S i svovelkis. Ved bulk-selektiv flotasjon oppnås antakelig et kobberkisrikt svovelkiskonsentrat med ca. 1,75 % kobber, med en kobberutvinning i dette konsentrat på 4 á 5 %. Ved direkte selektiv flotasjon oppnås antakelig et svovelkiskonsentrat med ca. 0,5 % kobber, med en kobberutvinning i dette konsentrat på ca. 1 %. Ved en avvanning med et mindre svovelkistap og med mindre svovelkistap i avgang er det antakelig mulig å fremstille et svovelkiskonsentrat med en noe lavere kobbergehalt. Utvinning av råmalmens svovelkis i svovelkiskonsentratet vil antakelig være noe høyere ved bulk-selektiv flotasjon enn ved direkte selektiv flotasjon, og vil antakelig være av størrelsesorden mellom 60 % og 75 %.

Konklusjon.

Med en malm tilsvarende de prøver som er brukt for forsøkene, hvor forholdet sulfidminerale/ikke nyttbare mineraler er 1:5 á 6,5, og hvor forholdet kobberkis/svovelkis ligger mellom 1:1 og 1:2, er det på grunnlag av de ved forsøkene oppnådde resultater grunn til å anta:

- 1) at en direkte selektiv flotasjon vil gi et rikere kobberkiskonsentrat med en høyere kobberutvinning enn en bulk-selektiv flotasjon.
- 2) at en direkte selektiv flotasjon antakelig vil kunne gi et "kobberfritt" svovelkiskonsentrat.
- 3) at en bulk-selektiv flotasjon vil gi et ikke fullt så rikt kobberkiskonsentrat som en direkte selektiv flotasjon og et "kobberrikt" svovelkiskonsentrat. Den samlede kobberut-

vinning i disse to konserter vil antakelig være lik kobberutvinningen i kobberkiskonsentratet ved direkte selektiv flotasjon.

- 4) at utvinning av råmalmens svovelkis i svovelkiskonsentratet blir omtrent den samme ved direkte selektiv flotasjon som ved bulk-selektiv flotasjon.

Ved en bulk-sulfidflotasjon vil forholdet mellom sulfid-mineralene bli omtrent det samme i bulk-konsentratet som i råmalmen. Er forholdet kobberkis/svovelkis ca. 1:3,5, dvs. bulk-konsentratet holder ca. 22,5 % kobberkis (ca. 8 % kobber) og ca. 77,5 % svovelkis, må ved det selektive skille kobberkis - svovelkis, kobberutvinningen i kobberkiskonsentratet være ca. 96,5 % når det skal fremstilles et "kobberfritt" svovelkiskonsentrat med mindre enn 0,3 % kobber. Øker kobberkismengden i bulkkonsentratet i forhold til svovelkismengden, vokser kravene til kobberutvinning i kobber-kis-konsentratet, avtar kobberkismengden i forhold til svovelkismengden, minker kravene til kobberutvinning i svovelkiskonsentratet, når det skal fremstilles et "kobberfritt" svovelkis-konsentrat.

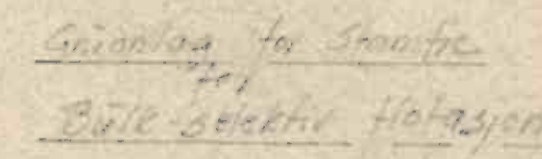
Forholdet fremgår av følgende tabellariske oppstilling:

Forholdet kobberkis:svovelkis i bulkkonsentrat og råmalm	Bulk-konsentrat gehalter			Nødvendig kobberutv. i kobberkiskonc. for fremstilling av "kob- berfri" kis fra bulk- konsentrat, %
	CuFeS ₂ %	FeS ₂ %	Cu %	
1 : 1	50,0	50,0	17,3	99,0
1 : 2	33,3	66,7	11,5	98,0
1 : 3	25,0	75,0	8,7	97,0
1 : 3,5	22,5	77,5	7,8	96,5
1 : 4	20,0	80,0	6,9	96,0
1 : 10	9,0	91,0	3,2	90,0

Ved valg mellom bulk-selektiv og direkte selektiv flotasjon av en kobberkisførende svovelkismalm må det foruten til mengdeforholdet sulfid/bergarts-mineraler også tas hensyn til det innbyrdes forhold mellom sulfidmineralene. Ved

bulk-selektiv flotasjon blir kravet til effektivt skille kobberkis/svovelkis meget stort når det skal fremstilles et "kobberfritt" svovelkiskoncentrat fra et bulk-koncentrat hvor svovelkismengden er mindre enn 3 á 4 ganger kobberkismengden.

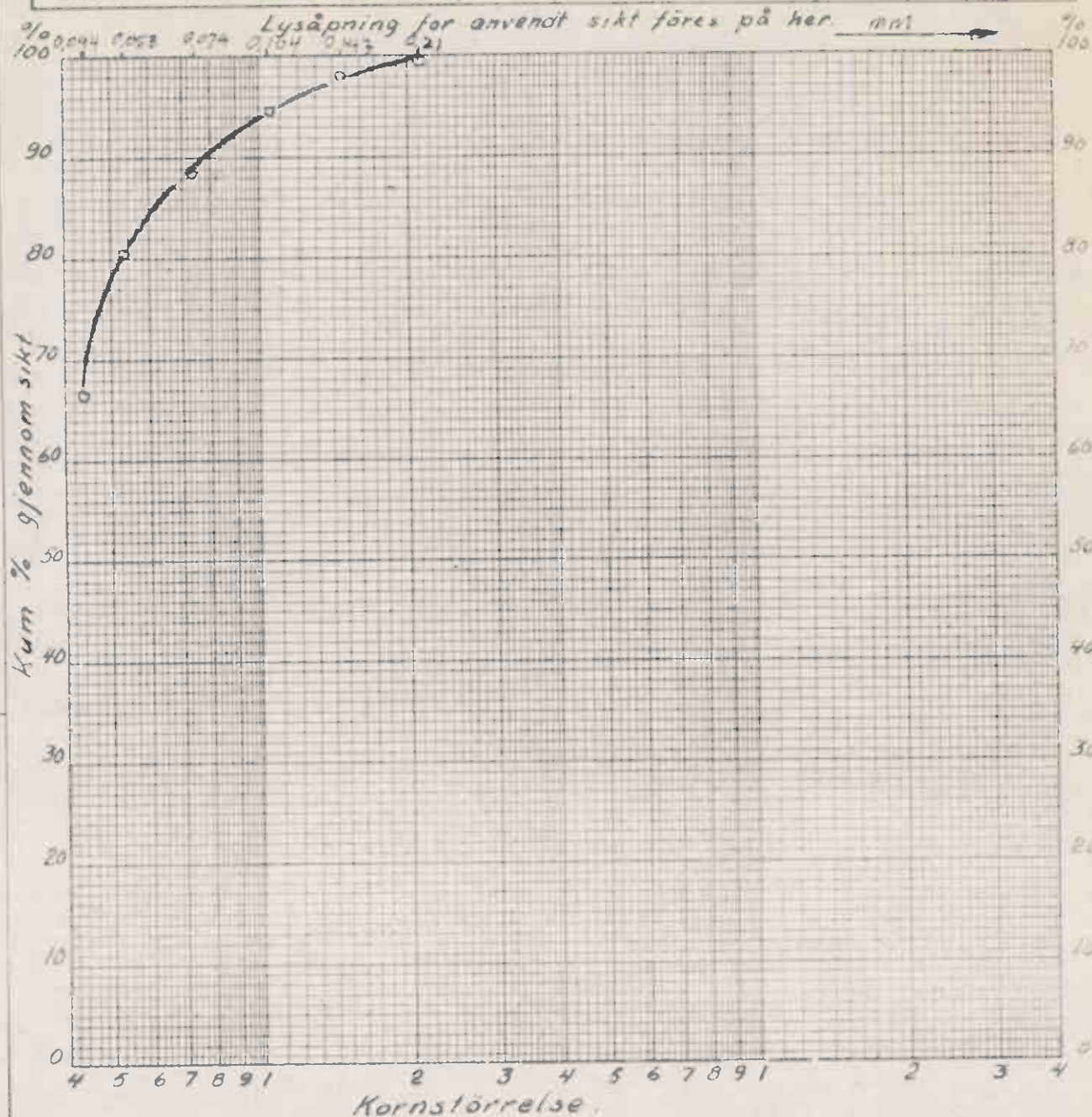
I den malmprøve som ble benyttet til forsøkene med bulk-selektiv flotasjon var forholdet sulfid/bergartsmineraler ca. 1:5,5 og forholdet kobberkis/svovelkis ca. 1:1. I det av denne råmalmpørve fremstilte bulkkoncentrat var forholdet kobberkis/svovelkis også ca. 1:1. Ved selektivt skille av bulk-koncentratets sulfider ble fremstilt et svovelkiskoncentrat med ca. 1,7 % kobber. Kobberutvinning i kobberkiskoncentratet var da ca. 96 %. En lavere kobbergehalt i svovelkiskoncentratet (høyere kobberutvinning i kobberkiskoncentratet) kan antakelig bare oppnås ved á underkaste svovelkiskoncentratet en ekstra behandling, f.eks. en skrubbing eller ommaling for á fjerne ytterligere kobberkis.



* Beregnede råmalmgehalter
grunnlag produktivitet og analyse

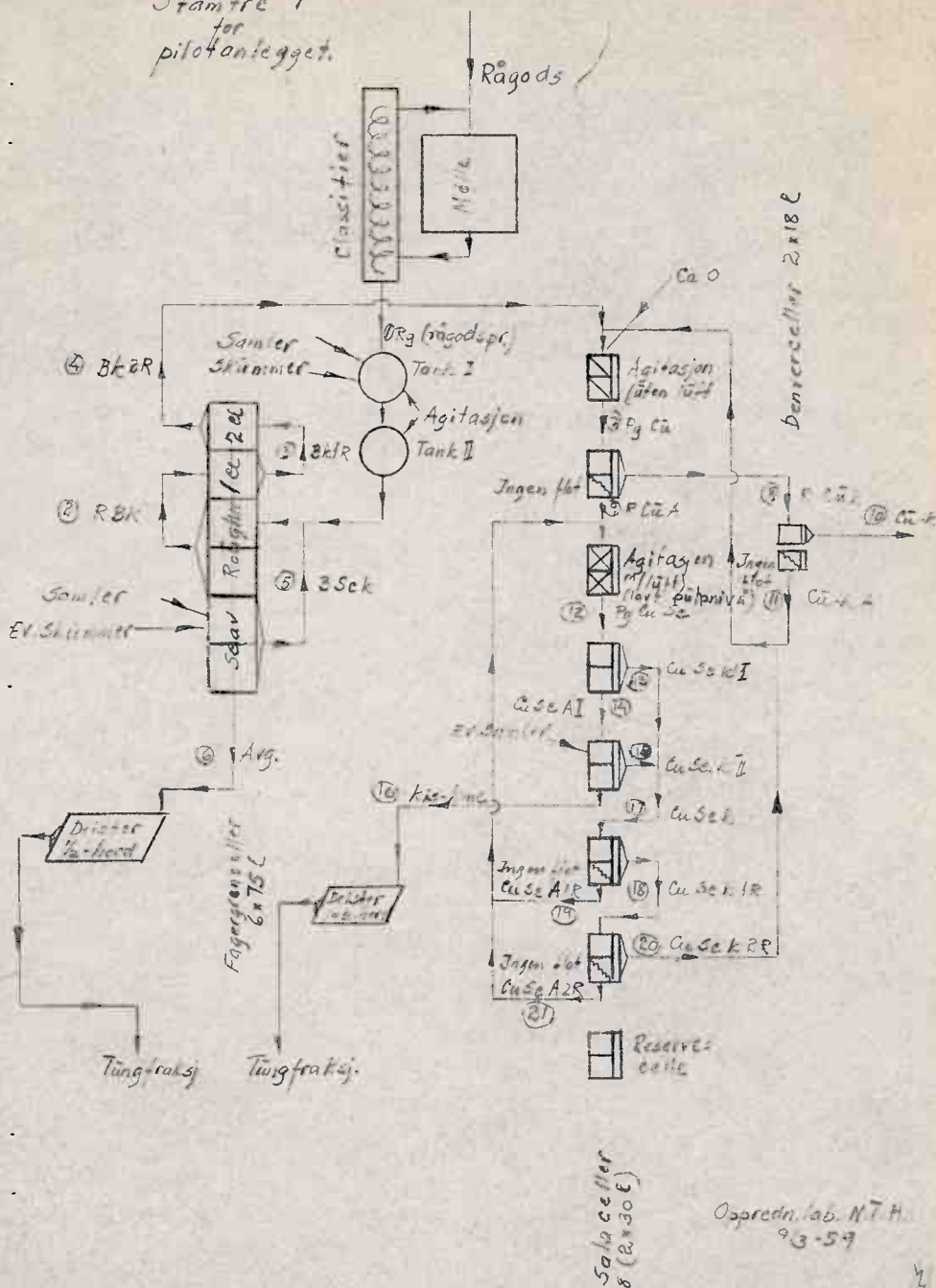
Produkt	Verf.	Berechnet Gehalt					Berechnet in V				
	%	% Cu	% Zn	% Fe	% Al	% Cu	% Zn	% Fe	% Al		
BSA	81,8	0,35	1,67	1,35	8,664	1,03	13,6	9,4			
BK	18,2	14,21	41,0	30,5	23,11	29,7	23,4	5,6			
BK 1 R	13,8	18,9	52,5	38,1	5,70	87,1	78,9	1,1			
BK 2 R	13,0	19,02	54,9	38,8	3,14	85,4	75,6	0,6			
CO-A	4,2	33,1	9,55	78,4	6,05	4,8	49,4	0,4			

1/0 0094 0088 0074 0104 0143 021

[illegible]

Kautokemo kobberfelter

Stamtre 1
for
pilotanlegget.



Kautskekino kobberfelterStamtreen 1 for pilotanlegget.Skjema for prøvetaking:

Prøve		Produkt	Anm.	For beregning utv.
Nr.	mrk			
1	Rg	Rågods	Bulke flotasjon	x Rg
2	R Bk	Råghier Bulke kone		
3	Bk 1R	Bulke-kone, renset 1g		
4	Bk 2R	" " " " 2g		x Bk
5	Bsck	Bulke flot scavanger kone		
6	Avq	" " avgang		x Avq
7	Rg Cū	Pågang Cū-flot.	Cū-flotasjon	
8	R Cūk	Råghier Cū-kone		
9	R CūA	" " Cū flot-avgang		
10	Cū-k	Cū-kone (renset 1g)		x Cūk
11	CūkA	Avg. 1g. Cū-rensing		
12	Rg CūSc	Pågang Cū-Scavanger flot.		
13	CūSc k I	Cū-scavkone celle I		
14	CūSc A I	" " flot Avg. -- I		
15	CūSc k II	" " kone celle II		
16	kis-kone	" " flot-avg. celle II		x kis
17	CūSc k	Σ Cū Scav kone (celle I og II)		
18	CūSc k 1R	Cū Scavkone & renset 1g		
19	CūSc k 1R	" " flot avg. 1. rensing		
20	CūSc k 2R	Cū Scavkone renset 2g.		
21	CūSc A 2R	" " flot avg. 2. rensing		

Avq. og kis-kone til hver sin herd for å vaske ut en tungfraksjon

Cū-kone og nevnte tungfraksjoner samles op for senere undersøkelse

Flg. formler kan settes op for beregning av Cū-fordelingen i produktene. Beregning på grunnlag av Cū-analyse av produktene:

Utvanning Cū:

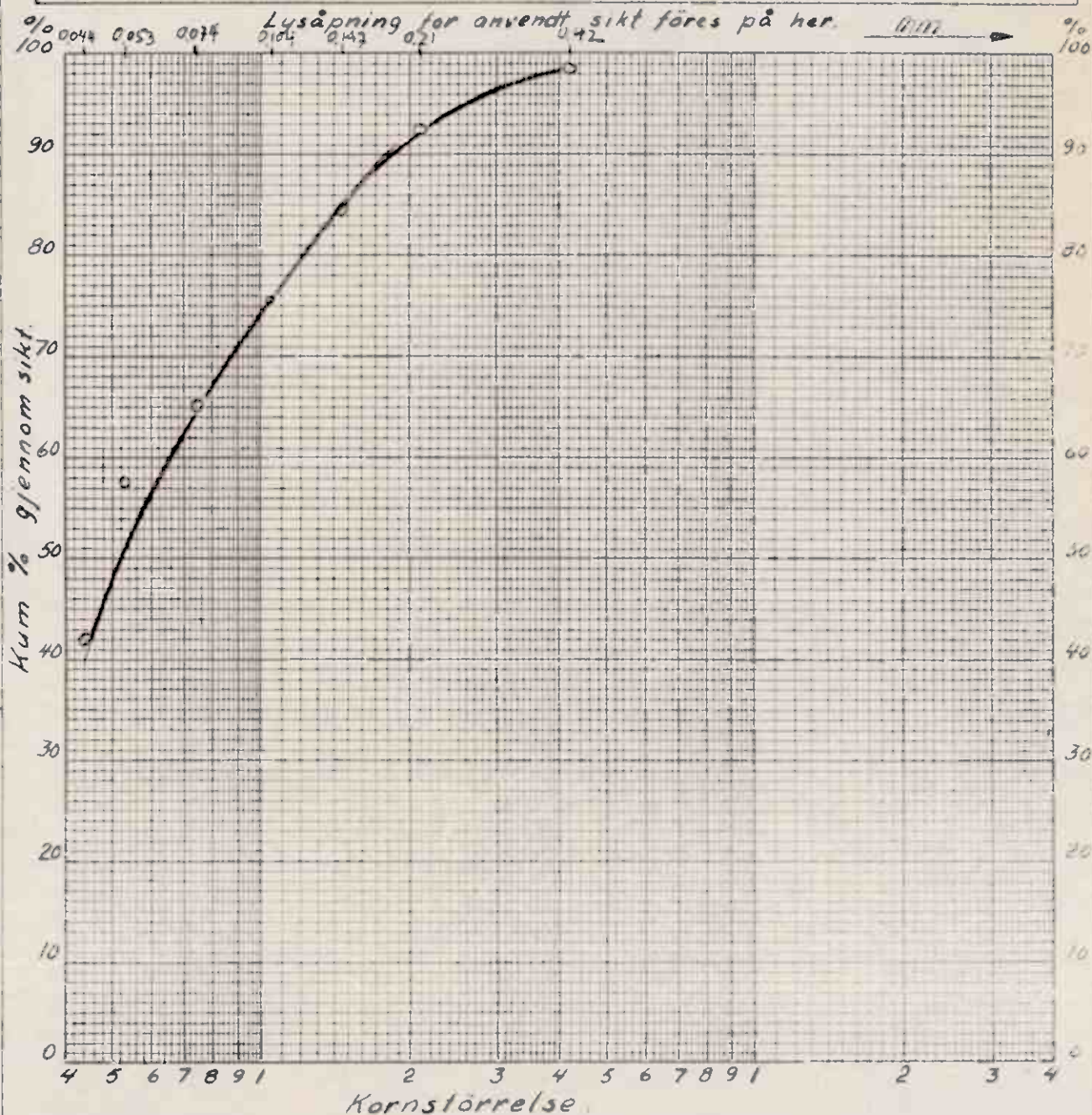
$$\text{i Cū-kis-kone: } R_{\text{Cū}} = 100 \frac{(R_g - \text{Avq}) \text{Cūk} (B_k - \text{kis})}{R_g (B_k - \text{Avq}) (\text{Cūk} - \text{kis})} \%$$

$$\text{i S-kis-kone: } R_{\text{kis}} = 100 \frac{(R_g - \text{Avq}) \text{kis} (\text{Cūk} - B_k)}{R_g (B_k - \text{Avq}) (\text{Cūk} - \text{kis})} \%$$

$$\text{i avgang: } R_A = 100 \frac{\text{Avq} (B_k - R_g)}{R_g (B_k - \text{Avq})} \%$$

Taksaks dato	4/5-59						11/5-59						13/5-59											
produkter	Gehalter			U-vinninger			Gehalter			U-vinninger			Gehalter			U-vinninger			Gehalter			U-vinninger		
	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U	% Cu	% As	% U
1 Eg - Pappe	3,0	7,2	74,5	100,0	100,0	100,0	2,84	7,6	100,0	100,0			2,93	7,2	100,0	100,0								
2 BK - Bøgher Bøgher	10,6	22,3	40,4				15,7	11,1					8,95	39,5										
3 BK - mullig	19,0	37,8	6,9				17,5	7,7					16,3	11,2										
4 BK - 2g	19,5	38,1	6,8	92,3	88,5	1,8	18,7	6,3	95,8	1,3			16,3	7,32	96,9	1,6								
5 BK - Bøgher Bøgher	11,8	25,6	31,1				12,1	16,9					9,10	34,0										
6 Eg - Bøgher	0,28	0,98	87,2	7,7	11,5	98,2	0,14	88,7	4,2	98,7	0,11		88,7	3,1	98,4									
10 Cu - Bøgher	26,1	38,0	1,2	85,6	0,0	23,0	1,34	92,4	0,2	12,54	1,52	91,3	1,52	89,6	0,2									
16 Cu - Bøgher	4,6	28,5	23,9	6,7	1,6	3,0	27,8	3,4	1,1	2,38	17,0	5,6	17,3	0,9										
Cu - Bøgher				92,7					96,5				94,2	92,5										
Anm.	Prøvetaking: 2 3 pr med 5 mm mellemrum eller ca 4 1/2 h kjøring Bøgher i balance, Cu-lyst ikke opfyldt Eg. tilføjelse Bilag 6.5						Prøvetaking: 2 3 pr med 10 mm mellemrum eller ca 4 h kjøring Bøgher i balance, Cu-lyst ikke opfyldt (køber alle i afstand) Eg. tilføjelse Bilag 6.6						Prøvetaking: Cu-kone 2 pr med 1/2 h mellemrum 1 pr lavere prøvetagning ca 6 h kjøring Eg. tilføjelse Bilag 6.7											

Siktepröve av: K.K. Pilot Opptjöring flö. systemet 6/5-59
 överlag class = Tg = Ragouls
 Utfört ... Maf ... - 1959 signatur: T.H.

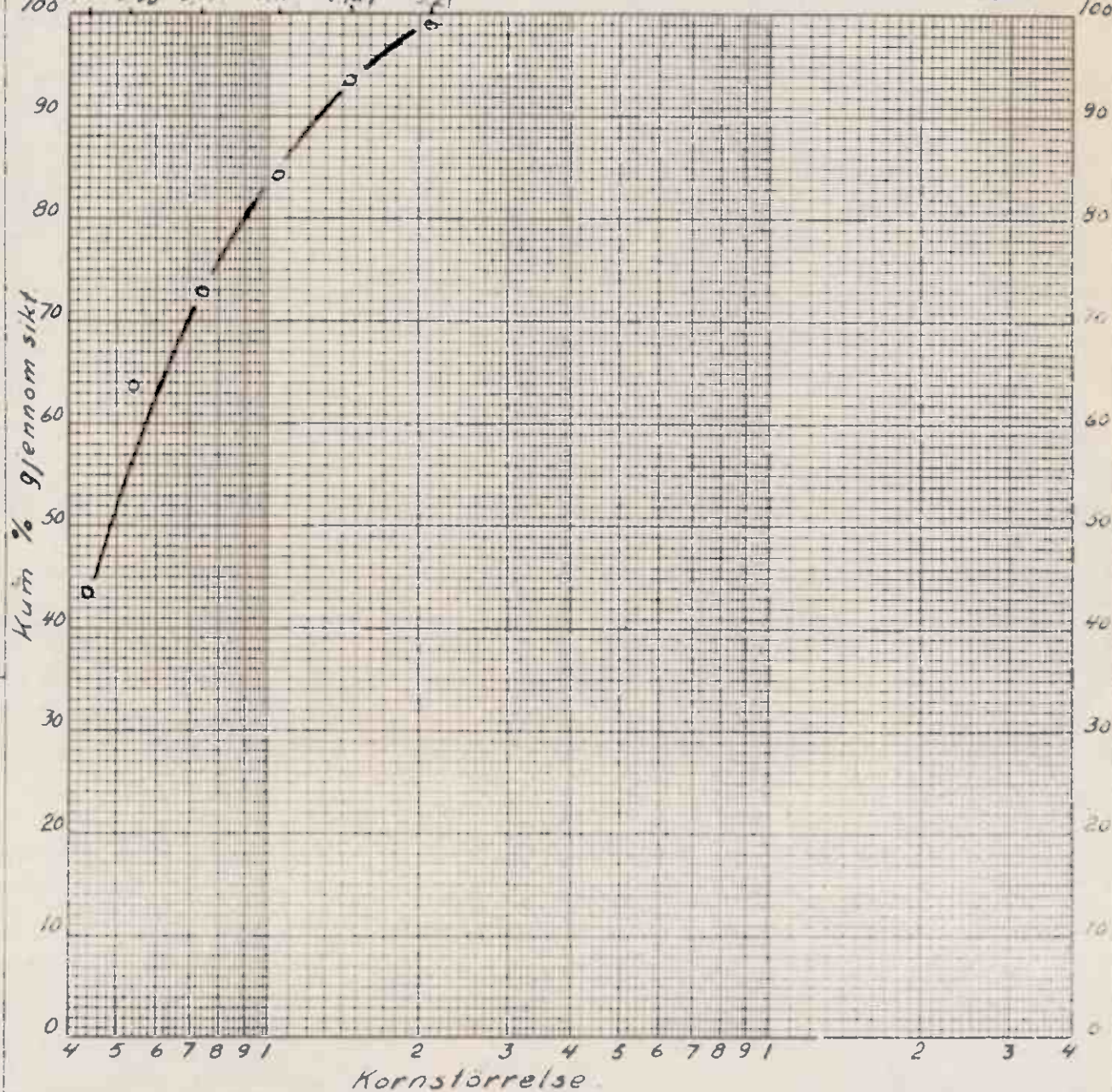


Fraksjon		g	%	Kum%					
-	+								
∞	0.42	0.3	1.4	98.6					
0.42	0.21	1.25	6.0	92.6					
0.21	0.147	1.7	8.1	84.3					
0.147	0.104	1.9	9.1	75.4					
0.104	0.074	2.15	10.2	65.2					
0.074	0.053	1.55	7.4	52.9					
0.053	0.044	2.3	15.7	42.1					
0.044	0.0	8.80	42.1						
Differens:									
Total :		20.95	100.0						

Utfört ... maj - 1969 Signatur: J.

% 0046 0853 0074 0100 0147 02

Lysåpning för anvendt sikt föres på her. mm

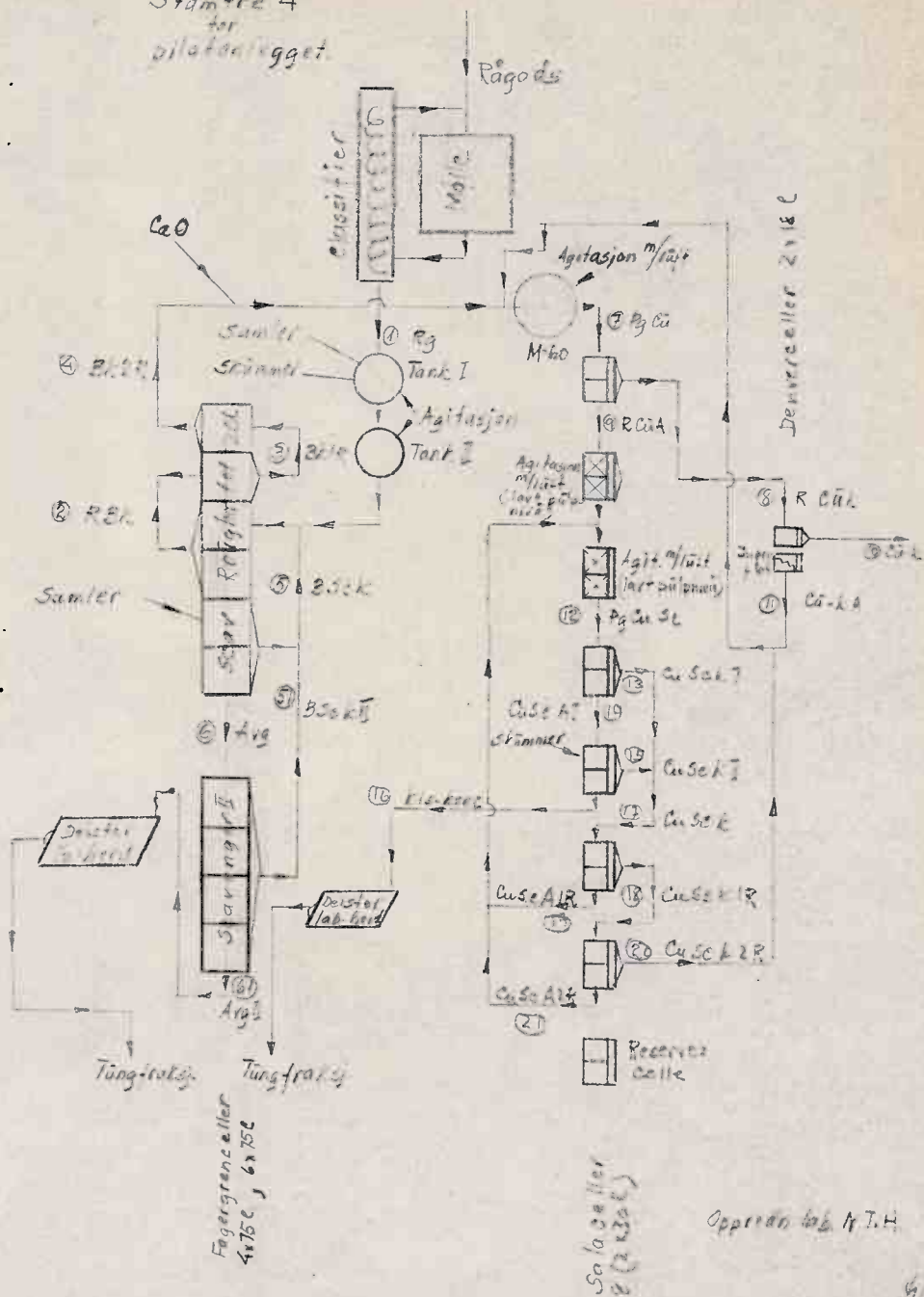


Fraksjon				
-	+	g	%	kum%
2	0.21	0.10	0.8	99.2
0.21	0.142	0.70	5.7	93.5
0.142	0.104	1.15	8.3	84.2
0.104	0.076	1.40	11.4	72.8
0.076	0.053	1.10	9.0	63.8
0.053	0.044	2.50	20.3	43.5
0.044	0.0	5.35	43.5	
Differens:				
Total: 12.30 100.0				

Kautepino kobberfelter.

31.09.68

Stamtne 4
for
pilotanlegget

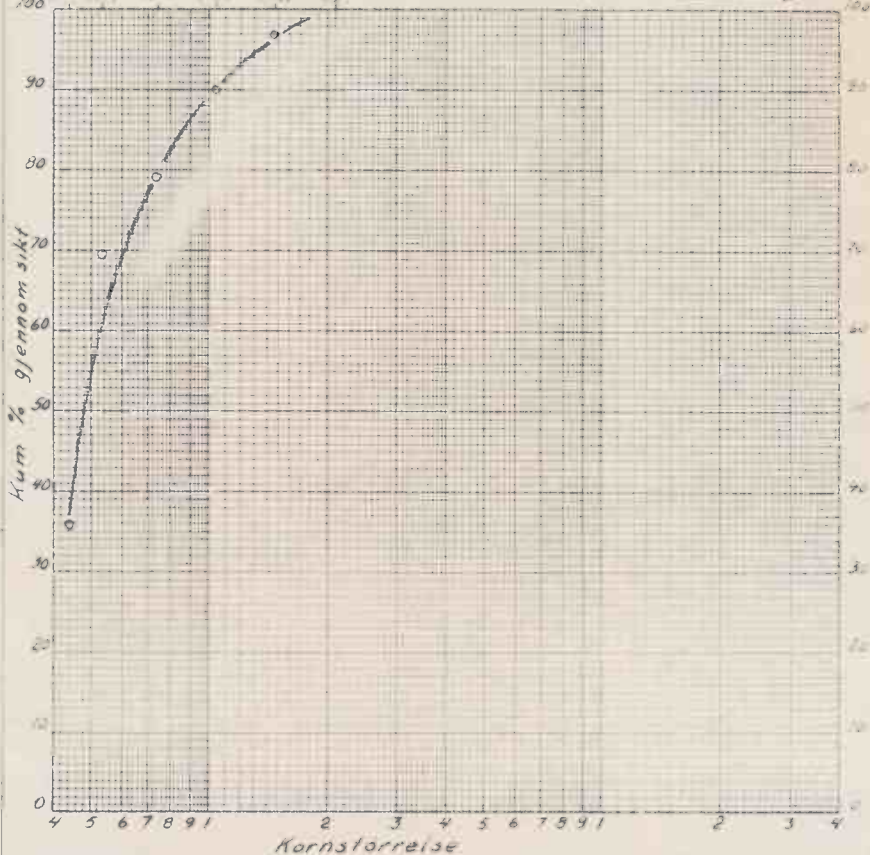


Opprinnelig 4.1.14

Produkt-er	22/5-59						26/5-59						29/5-59											
	Gehalter			utvinninger			Gehalter			utvinninger			Gehalter			utvinninger								
	% Cu	% S	% Al	% Cu	% S	% Al	% Cu	% S	% Al	% Cu	% S	% Al	% Cu	% S	% Al	% Cu	% S	% Al						
1 Ry	2.46		77.96	100.0		100.0	2.38		78.1				2.97		76.1	100.0		100.0						
2 RBe	16.9		100.2				10.6		20.5				8.2		47.2									
3 3K1R	18.05		8.13				5.4		11.9				10.6		38.8									
4 Bk2R	19.5		6.39	97.9		1.1	5.4		9.4				17.6		7.4	98.0		1.6						
5 BSk	11.8		28.09				5.24		53.3				1.83		78.4									
6 Arg	0.12		89.16				0.06		88.8				0.21		87.8									
3SerJ	0.73		83.05				0.59		85.6				0.39		86.5									
10 Lu k	33.6		1.06	83.1		0.1	26.7		1.49				28.3		1.33	93.6		0.2						
Arg II - End arg	0.06		89.71	2.1		98.9	0.15		89.5				0.07		89.5	2.0		98.4						
Lu k	5.82		13.66	14.8		1.0	13.6		13.7				1.83		15.2	4.4		1.4						
Lu k /m 3K2R				86.9		1.1										95.5		10.2						
							Forsøk mislykket Arg og Arg 3 anslagsvis om byttet						Betydelig lenger nedmaling enn ved alle tidligere forsøk har gitt lavere gehalt: Cu i kis-kone											
	Pg sikkenanalyse Bilag 6.10						Pg sikkenanalyse Bilag 6.11						Pg sikkenanalyse Bilag 6.12											

Uffort / - 19 Signature:

Lysåpning for anvendt silt føres på her. 11 m

[illegible]

Kuivokeino Kopperiteller.

P.O. - 1952

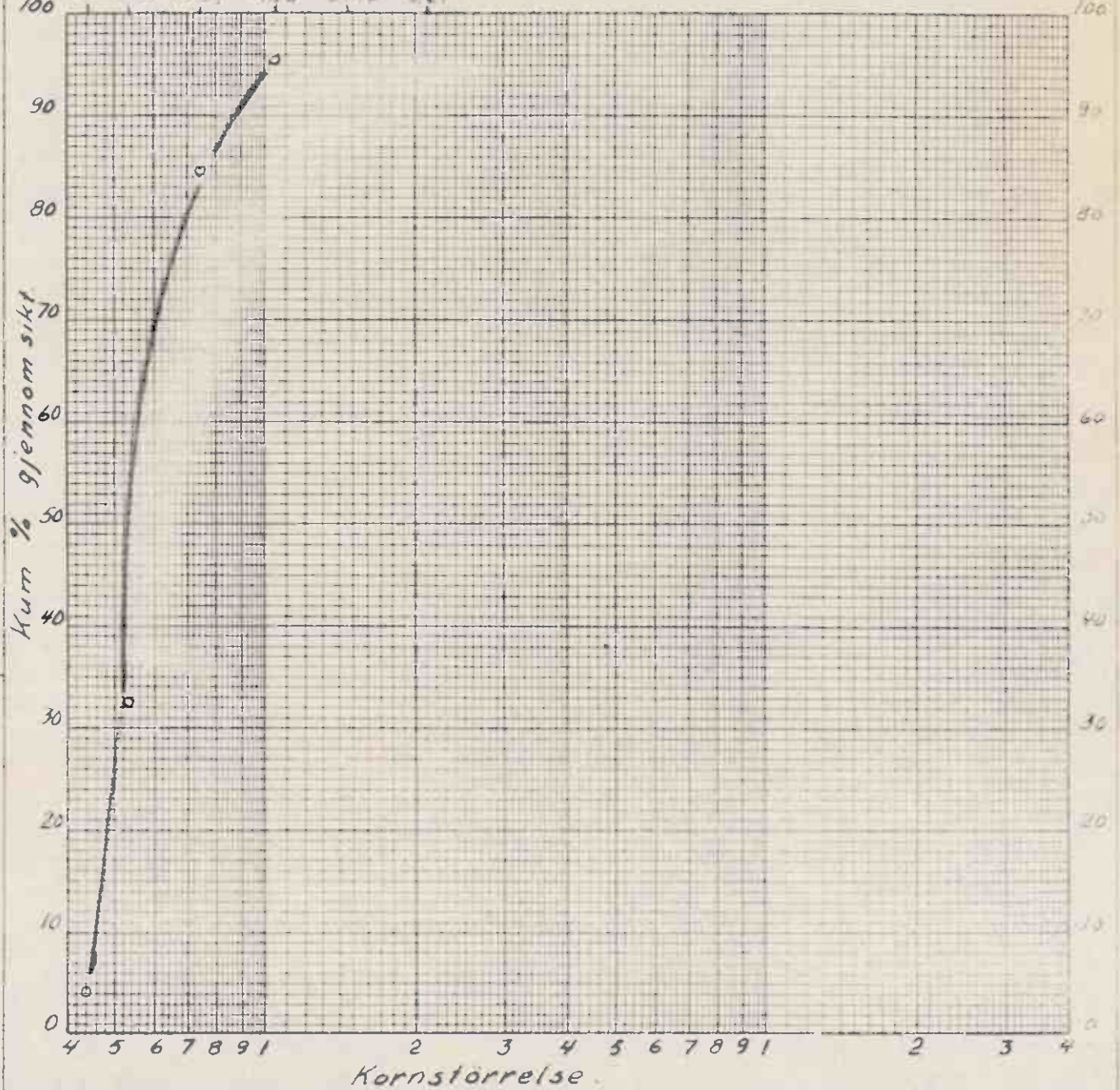
35% selektiv flotation - bulk-conc. renses i 2-trinn

Produkter		Flot.-orsok 56-59				Flot.-orsok 56-59				Anm.
		Geholter Cu %	Ulos- %	U-rinnings- Cu %	Ulos- %	Geholter Cu %	Ulos- %	U-rinnings- Cu %	Ulos- %	
fg	Pågods	88,9	80,2	100,0	100,0	290	75,9	100,0	100,0	Ved mark % bare 1 renses trinn for lobber separering produkt.
FBK	Rougher bulk-konc	8,4	46,2			3,2	23,1			
3k1R	25% renses 1g	15,8	12,5			12,5	29,5			
3k2R	" " 2g	17,2	7,68	96,2	1,1	17,8	7,33	97,4	1,51	
3Sc-K	35% flot. separering 1 konc	5,7	55,4			6,15	45,7			
3Sc-KL	" " " 2 "	0,84	84,3			0,92	79,9			
Arg	" " arg " " 1	0,16	29,6			0,16	87,9			
Arg II	" " " " " 2	0,10	89,9	3,8	98,86	0,09	88,6	2,6	98,49	
fg Cu	Pågang Cu-flot	21,6	5,62			18,4	6,79			
R Cu-K	Rougher Cu-konc	29,2	2,33			25,8	3,66			
Cu-K	Cu-konc	32,5	1,81	75,8	0,14	31,2	1,36	91,8	0,15	
Cu-K1	Arg skive renses trinn Cu-flot	26,0	2,78			18,6	6,82			
Cu-Sek R	2 Cu-K1 og Cu-Sek R (R)	27,5	2,35			18,8	5,90			
Cu-Sek 2R	Cu-separ-kone. renses 2g	32,3	1,23							
Cu-Sek 4R	" " flot. arg 2. rens	31,2	2,11							
Cu-Sek 1R	" " kone. renses 1g					31,2	1,50			
Cu-Sek 4R	" " flot. arg. renses trinn	26,2	4,16			23,8	5,29			
S-K	Skivens kone	625	12,8	20,4	10	222	14,3	5,6	1,36	

3425

Utfört [4.11] / - 1959 Signatur:

Lysåpning for anvendt sikt fores på her

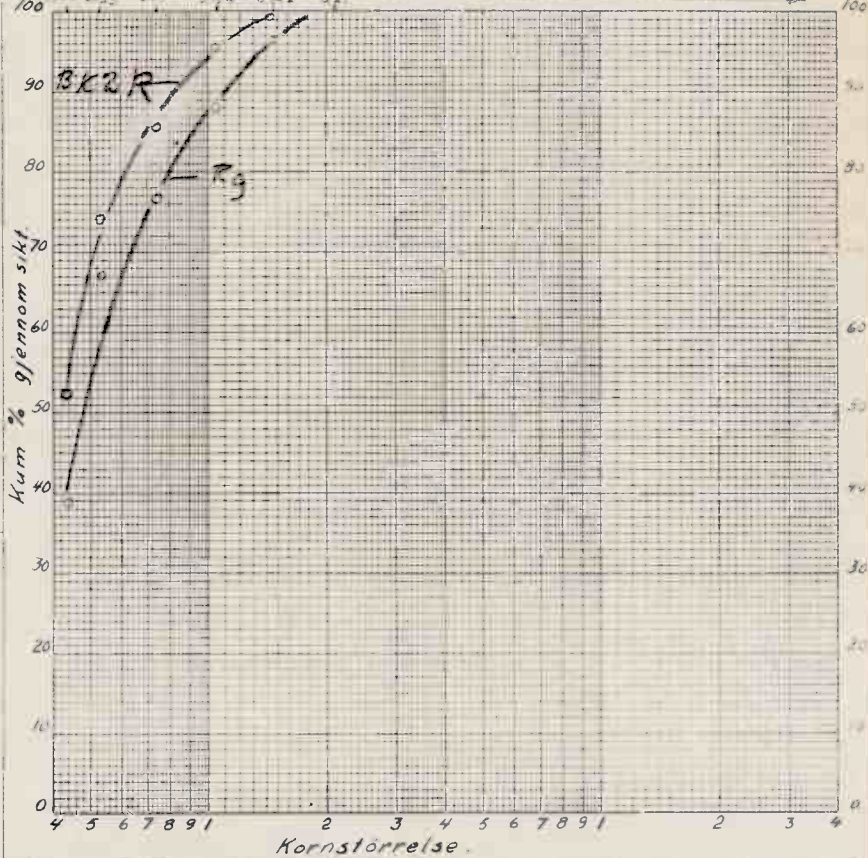
[illegible]

53K2R, -7.9% oil
emulsion 4.4% 768%

2025

Utfört vid / - 1959. Signatur: _____

Lysåpning för anvendt sikt föres på her.

[illegible]

Kaifokkeino Kobberfelter.

Pilot-orsøk 196-59

Bulk-sektiv flotasjon - 3 rensetrinn for bulk-kone

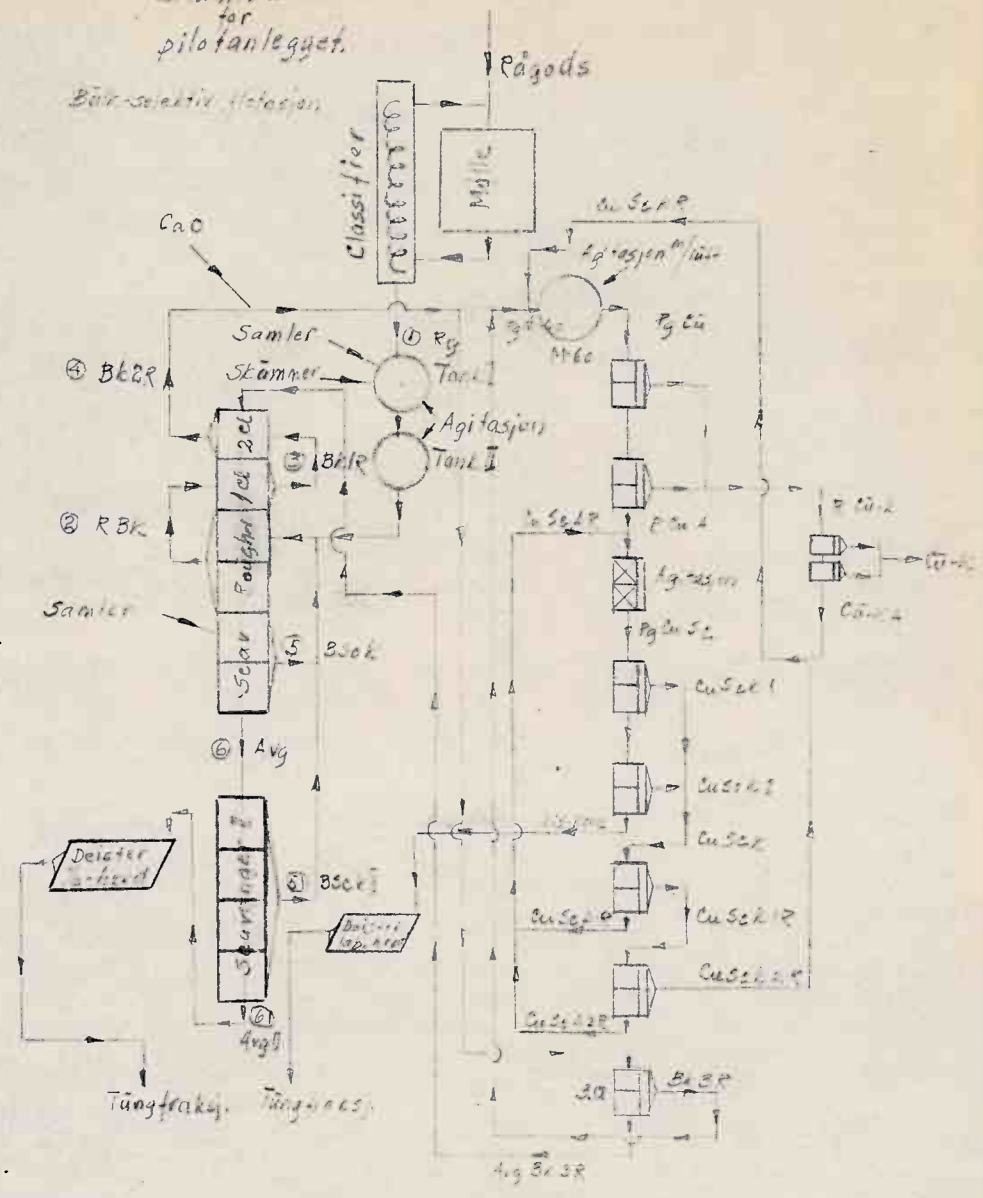
		Analyser:										Beregnet utvinning efte Hovedanalyse			
		K14		K15		K16		K17		K18		Hovedanalyse			
		% Cu	% ul	% Cu	% ul	% Cu	% ul	% Cu	% ul	% Cu	% ul	% Cu	% ul	% Fe	% S
Pg	Edgoda	2.93		3.00		2.61		2.77		2.67		2.78	7.3	6.8	6.3
3k3R	Bulk-kone rens 3g	17.8		17.3		18.0		18.2	6.1	17.4		17.8	6.0		
Cu-K	Kobberlås-kone	24.0		27.0		28.4		29.8		29.3		27.8	15.6		
Lis-K	Smellåskone	1.11	15.4	0.85		1.57		2.39		2.18		1.73	14.9		
Arg	Arg Bulk-flot	0.08		0.10		0.14		0.10		0.09		0.12	29.1		
												%		%	
P.CuK	Poughet Cu-kone											22.2		100.0	
Cu-KA	Arg siste rns Cu-flot											14.8		96.3	
Arg 3k3R	3. rns Bulk											2.68		92.7	
Pg Cu	Pg Cu-flot											15.9		3.6	
Pg M-60	Pg. uls. flot											14.9		1.0	
P.BK	Poughet bulk-kone											8.05		98.8	
Cu 3k3R	2 Cu 3k3R + Cu-KA											23.8			
Cu 3k3R	2 Arg Cu-scan											17.1			
Cu 3k3R	Arg 1 scan i Cu-flot											7.85			
3 3k3R	2 Bulk scan-kone											2.74			
3 3k3R	3 Bulk kone scan											0.72			
3k3R	Bulk kone 1. rns											8.05			
3k3R	--- 2. "											15.7			
19 3k3R	Bulk arg 1. scan											0.25			

31.9.6.16

Käutokeino kobber-eltan.

Stamtrea
for
pilotanlegget.

Bak-selektiv flotasjon



Kautboksene kobber-efter

Pilot-undersøkelse 10.6-59

Bukk-selektiv-fotografier. Prøvetaking med 1 h mellomrom for å undersøke variasjoner i systemet.

	Analyser % Cu					Gj.sn. I, II, III, IV	Hoved- analyse	Gj.sn. I, II, III, IV	Anm.
	I kl. 14	II kl. 15	III kl. 16	IV kl. 17	V kl. 18				
Rågods	2,93	3,00	2,61	2,77	2,67	2,80	2,78	2,76	System startet op kl. 9.00. System antatt å være i balanse etter 5 h kjøring kl. 14. Etter analyseresultater antagelig først i balanse kl. 15.30 etter 6 h kjøring Prøvetaking: 2 parallele prøver hver klokkevis. Deri ene parallell direkte til analyse, den annen parallell slått sammen til hovedanalyse. Alle prøver tatt over like langtidsrom Gjennitt av timeanalyser og hovedanalyse viser god overensstemmelse. Variasjonene i timeanalysene er små så nær som til Cu i kisteene hvor høyeste gehalt Cu i kiste er ca 3 ganger så høyt som laveste gehalt Utvinnning Cu i kiste-ene viser derfor variasjon fra 1,9 til 5,6%.
Ble 3R	17,8	17,3	18,0	18,2	17,4	17,7	17,8	17,73	
Cu-kone	24,0	27,0	28,4	29,8	29,3	27,7	27,8	28,63	
Kis- ---	1,11	0,85	1,57	2,39	2,18	1,62	1,73	1,75	
Avg.	0,08	0,10	0,14	0,10	0,09	0,10	0,12	0,11	
Utvinninger: Fra rågods									
Cu i Cu-kone %	96,0	95,4	92,2	91,5	91,8	93,5	92,7	92,7	
• Kis- --- %	1,7	1,8	3,2	5,4	5,3	3,5	3,6	3,9	
• • avg. •	2,3	2,8	4,6	3,1	2,9	3,0	3,7	3,4	
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	
Utvinninger: Fra rågods									
Bukk-selektiv									
Cu i Ble 3R %	97,7	97,2	95,4	96,9	97,1	97,0	96,3	96,6	
• • avg. •	2,3	2,8	4,6	3,1	2,9	3,0	3,7	3,4	
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	
Utvinninger: Fra Ble 3R									
Sel. fra av Ble 3R:									
Cu i Cu-kone %	98,2	98,1	96,7	94,4	94,4	96,5	96,3	96,0	
• • Kis- --- %	1,8	1,9	3,3	5,6	5,6	3,5	3,7	4,0	
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	

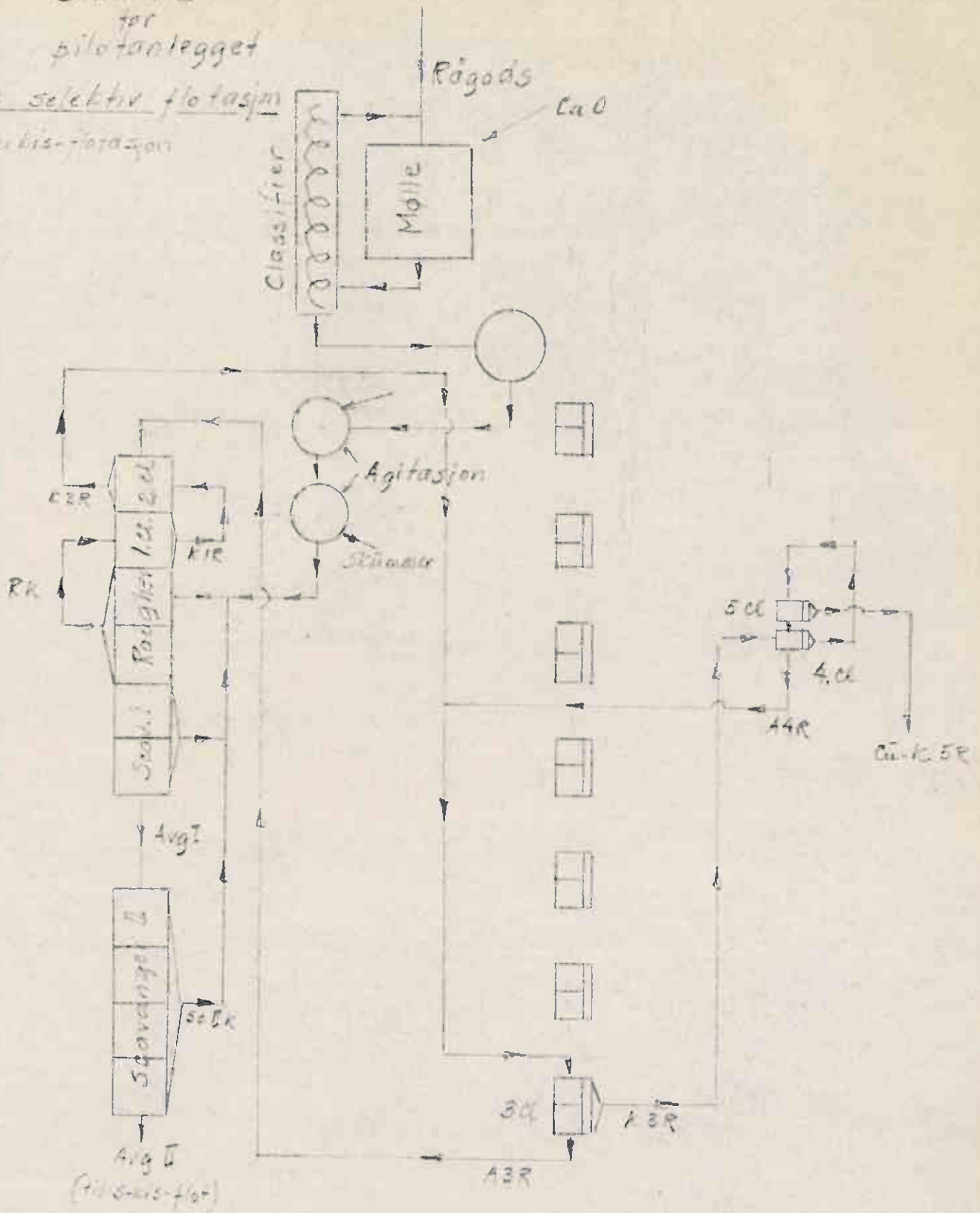
Utvinnning (avg) Cu i avgang kan antas å
ligge på max ca. 4%
Utvinnning Cu i Kis-kone kan antas å ligge
på max ca. 4,5%
Utvinnning Cu i Cu-kone med 27-29% Cu
kan antas å ligge på min 91,5%

Kautokkeino kobberfelter.

Stamtne
for
pilotanlegget

Direkte selektiv flotasjon

Enkel kobberkis-flotasjon



Oppredningslaboratoriet 11/11/14

Kautokeino Kobberolter.

7.6.1959 266-59.

Dirkte selektiv lotasjon: bare kobberisotasjon

	Analyser: % Cu					Gj.sn. I, II, III, IV, V	Hoved- analyse	
	I kl 1230	II kl 1330	III kl 1430	IV kl 1530	V kl 1600			
Pågods	2,72	2,71	2,94	3,01	2,75	2,88	2,88	Pågods, hovedanalyse 2,88% Cu, 6,34% S, 6,2% Fe, 75,9% andre
Cu-kmc	33,1	33,4	32,3	33,1	32,7	32,9	32,9	Provetaking 2 parallelle prøver med 1 h intervall. Den ene
avgang	0,08	0,09	0,09	0,10	0,13	0,10	0,10	parallel direkte til analyse, den annen parallel slått
Arvinnerer fra pågods								sammen til hovedanalyse. Alle prøver tatt over
Cu-kmc%	97,3	97,0	97,3	97,0	95,9	96,7	96,8	like lange fadgram.
avgang	2,7	3,0	2,7	3,0	4,1	3,3	3,2	Gj.sn. tinnanalyse og hovedanalyse viser god
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	overensstemmelse

Kaufte kein Kobber-eller

Pilot for 50k

Store selektiv flotasjoner med CaO og H_2SO_4 som pH-regulatorer.

	Pilot 2/9-59			Pilot 7/9-59		Pilot 9/9-59			
	Geh.	liv.	Cu	Geh.	liv.	Geh.	liv.	Cu	
	% Cu	% Ca	%	% Cu	%	% Cu	%	%	Peargensen:
Eg Cu-k (KSR)	254	137	100.0	237	100.0	260	100.0		Cu-flot:
Avg II (KSR) (A-Cu-flot)	33.4		96.7	33.0	96.4	32.8	97.2		ca 2600 g/t CaO
	0.09		3.3	0.09	3.6	0.08	2.8		- 50 - k-a-x
									- 35 - p.o.
SCK I						242			Kisflot
LSC I						0.18			Ca 7500 g/t H ₂ SO ₄
SCK II						1.28			- k-a-x
RK						12.6			- 35 - p.o.
KIR						8.05			
KRR						25.9			
KBR						29.6			
A3R						8.15			
A4R						25.8			
Kis-KRR				2.18	0.4	0.43	0.4		
Kis-flot-Avg				0.08	3.2	0.07	2.4		
Opljærings system efter nedtappning				Filtation opljærings indvikkelte nåleline i kisflot		kisflotasjon: Forbruk H ₂ SO ₄ ved inn- treffende kisflotasjon ca 7,5 kg pr t rågods			

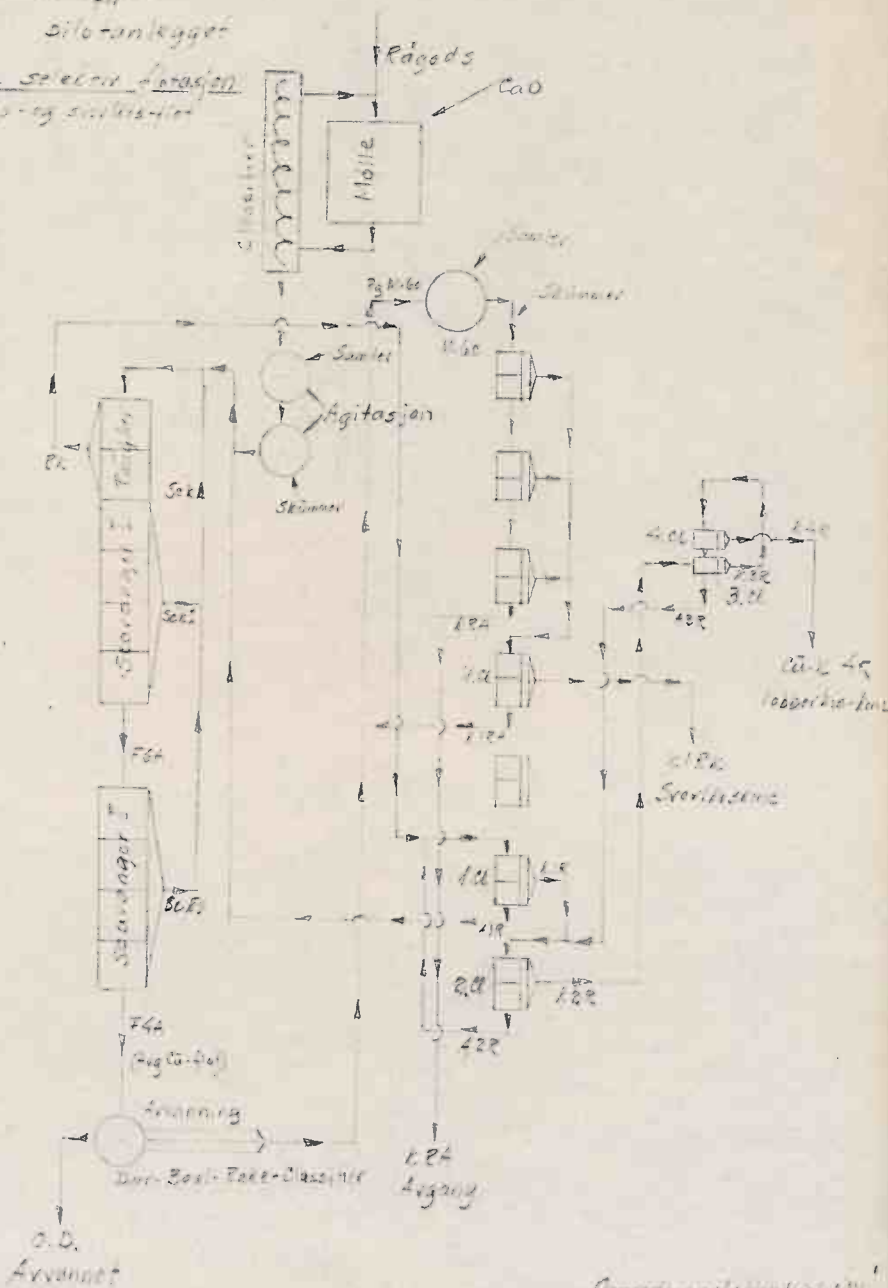
Kaütokemo kabberteller-

Stamfre

Silo-anlegget

Direkte selektive forasjen

Kabberteller- og skillefor



Kaūtokeino Kobbereifer

Pilotforsøk 70-59.

Direkte selektiv flotasjon ; avrenning av fra kobbereifer, og filter nytt vann for kistflot.

			Guller							Innvinger				Anm
			Cu %	S %	Fe %	Ca %	Utsi %	Innvis %	Sum %	Cu %	S %	SiPS ₂ %	Flot %	
1	g	Pagets-coringe glass	2.68	9.95	9.80	136	70.0	6.81	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	gd. til Cu-tilf
2	R	Rougher-RMC	12.50			0.70	35.9							100.0. 1.00%
3	SeK I	1mc 1.50av	3.62											5.4up. 1.00%
4	SeK I	2	1.44											5.1. 2.5. i Cu-RMC
5	SeK	2.50av RMC	3.42											hvis det er 1.00%
6	FGA	Arg 1.50av	0.4											5.1. Cu-FeS ₂ = 2.42%
7	FGA	2. ---	0.07	7.10	7.95	1.46	76.9	6.52	100.0					minner til Cu
8	KIR	1mc 1.00s	27.6				5.40							og SiPS ₂ blir
9	KIR	arg 1. ---	4.10											100.0. 1.00%
10	KIR	1mc 2. ---	31.5				2.16							100.0. 1.00%
11	KIR	arg 2. ---	19.7											100.0. 1.00%
12	KIR	1mc 3. ---	32.2				1.36							100.0. 1.00%
13	KIR	arg 3. ---	28.2											100.0. 1.00%
14	KIR	Cu-RMC	33.3	34.5		0.14	1.06			92.6	3.0	1.9	0.1	100.0. 1.00%
15														
16														
17	KIR	Arg kistflot send arg	0.06	2.97	4.07	1.52	65.2	8.24	100.0	1.2	16.3	25.0	80.9	
18	KIR	Sorterings-RMC	0.42	41.8	36.2	0.31	16.8	3.81	100.0	0.7	35.2	54.3	2.5	
19	KIR		0.21											
20	O.D.	arg. 0.5. avrenning	0.08	4.66	5.80	1.43	81.7	6.24	100.0	0.5	12.6	18.8	4.5	
21	Flot-60	Pilang 1.0. flotasjon	0.08	8.13	8.40	1.46	76.0	5.93	100.0					

10.0. 1.00%

Kaifokeino kobber-etter

Pilot-prøve 14/9-59

Direkte selektiv flotasjon, arranging arg. fra kobberkis- og fiske- nytt vann for kis- og

Produkter	Beregnet mineralsammensetning						Beregnet utvanning mineraler				Beregnet vættfordeling
	CuFeS ₂ %	FeS ₂ %	CaCO ₃ %	Ulost %	Fe 4/ CaCO ₃ og Ulost %	Σ %	CuFeS ₂ %	FeS ₂ %	CaCO ₃ %	Ulost %	%
Pågods	775	1355	365	7000	115	96.1	1000	100.0	100.0	100.0	100.0
Kobberkiskone.	96.1	19	0.1	1.06		99.2	93.6	19	0.2	0.1	79
Arg. kobber- og fiske-	0.20	13.15	3.65	76.9	1.2	95.7	2.4	98.1	99.8	99.9	98.1
Uvannet for kis- og fiske-	0.23	8.55	3.55	81.7	1.75	95.8	0.5	18.8	15.3	16.5	15.0
Pågang kis- og fiske-	0.23	15.05	3.95	76.0	1.4	96.6	1.9	79.3	84.0	83.4	77.1
Svovelskone.	140	77.1	0.8	16.8	0.6	96.7	0.7	54.3	1.7	2.5	9.6
Argang	0.17	5.45	3.45	65.7	1.5	96.3	1.2	25.0	82.3	80.9	67.5

2199 6.25

A. 5. 59

Kobaltkies Kobaltkieser

Ihre sechste Forderung, in Bezug auf die Kobaltkonzentration, ist nicht zu erfüllen.



Rogods: 100% vekt

	Geh.	Wt.
Vekt		100.0
CuFeS ₂	97.5%	100.0
FeS ₂	13.5	100.0
CaCO ₃	2.65	100.0
Wasser	0.0	100.0

Kobaltkieser: 79% vekt

	Geh.	Wt.
CuFeS ₂	96.1%	97.6
FeS ₂	1.0	1.9
CaCO ₃	0.1	0.2
Wasser	1.06	0.1

Avannet: 15% vekt

	Geh.	Wt.
CuFeS ₂	92.3%	95.9
FeS ₂	8.55	18.8
CaCO ₃	3.55	16.8
Wasser	81.1	16.5

Enklavene: 70% vekt

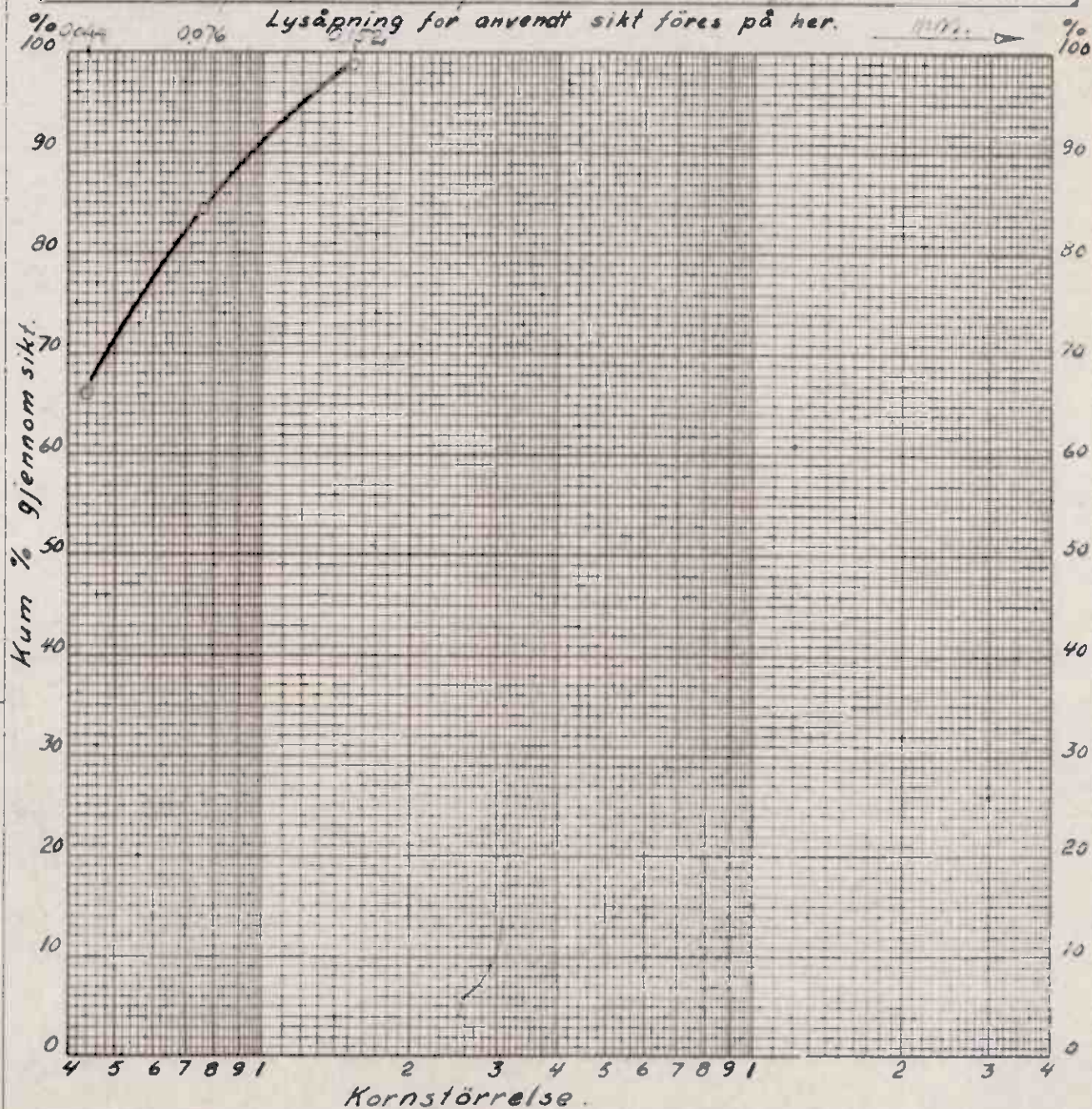
	Geh.	Wt.
CuFeS ₂	65.0%	93.9
FeS ₂	27.1	24.3
CaCO ₃	0.8	1.7
Wasser	16.8	2.5

Lgang: 67.5% vekt

	Geh.	Wt.
CuFeS ₂	67.7%	42.9
FeS ₂	5.45	25.0
CaCO ₃	3.45	12.0
Wasser	85.7	82.9

	100%	100%	100%	100%	100%	100%
	Wasser	Cu	FeS ₂	Wasser	Cu	FeS ₂
Produkt						
Kobaltkonzentration	7.9	33.3	1.0	100	97.6	1.9
Avannet	15.0	0.08	2.6	81.3	0.5	18.8
Lgang	67.5	0.06	2.9	76.0	1.0	25.0
Rogods	100.0	8.68	7.25	70.0	100.0	102.0

Sikteprøve av: *K.K. Flom-vekt 149-59, direkte sel. 10*
Samlet Cu-Rose
 Utført *Sep. 1.* - 19*59*. Signatur: *[Signature]*



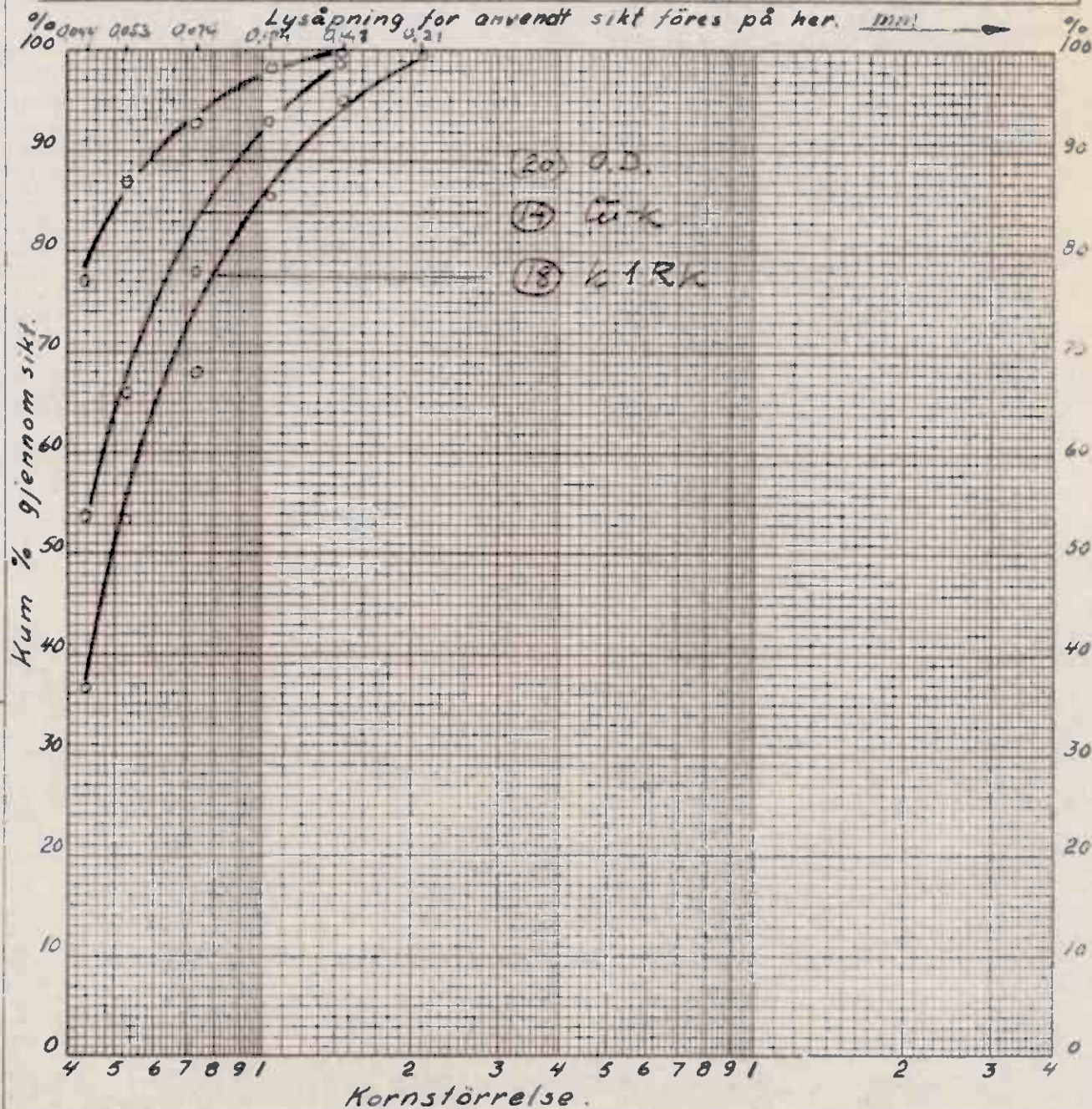
Fraksjon		Sikteanalyse				Beregnet Cu-fordeling					
-	+	g	g/kon	%	kum%	g	%	4 π^2 Cu	g Cu	6 π^2 Cu	10 π^2 Cu
∞	0.52	6	6	4.0	99.0						
0.152	0.016	17	87	14.5	84.5	93	15.5	282	2026	140	
0.076	0.044	110	110	18.3	66.2	110	18.3	312	3430	193	
0.044	0.0	374	393	66.3		393	66.2	32.0	12304	627	
Differens:		23									
Total :		600	600	100.0		600		93.3	18596	100.0	

Beregnet fra fraksjonsvekter og analyse.

Sikteprøve av: KK Pilot 144-59 Direkte selektiv + 0.045/100

Utført / - 19 Signatur:

Lysåpning for anvendt sikt føres på her. mm →



Fraksjon		(18) K.I.R.K. (K.I.-K.M.C.)			(20) O.D. (O.D.-K.M.C.)			(15) G.K. (G.K.-K.M.C.)		
-	+	g	%	Kum %	g	%	Kum %	g	%	Kum %
∞	0.21	0.1	0.5	99.5						
0.21	0.143	0.8	4.3	95.2	0.65	0.3	99.7	0.15	1.1	98.9
0.143	0.104	1.2	9.2	85.5	0.25	1.6	98.1	0.8	6.0	92.9
0.104	0.074	3.5	17.5	68.0	0.15	5.5	92.6	2.0	14.9	78.0
0.074	0.053	2.7	14.5	53.5	0.9	5.8	86.8	1.6	12.0	66.0
0.053	0.044	3.5	17.0	36.5	1.5	9.8	77.0	1.65	12.3	53.7
0.044		6.8	36.5		11.85	77.0		2.2	53.7	
Differens:										
Total:		18.6	100.0		15.40	100.0		13.40	100.0	

Utfört / - 19 Signatur:

Kum % gjennom sikt

FGA

Pg M-60

FGA = Avg. Gt = f. lo.
Pg M-60 = pg. kis-flof

Kornstørrelse.

Fraksjon		① F4 A			② 3 M-60		
÷	+	g	%	km%	g	%	km%
∞	0,21	0,15	13	98,3	0,2	16	98,4
0,21	0,142	0,65	54	93,3	1,1	82	89,7
0,142	0,104	1,25	104	83,9	1,9	151	74,6
0,104	0,074	1,55	129	72,0	2,4	191	55,8
0,074	0,053	0,95	79	62,1	1,5	115	44,0
0,053	0,044	1,25	104	51,7	1,25	99	34,1
0,044	0,0	6,20	51,7		43	341	
Differans:							
Total :		1200	1000		1260	1000	

[illegible]

Utfört

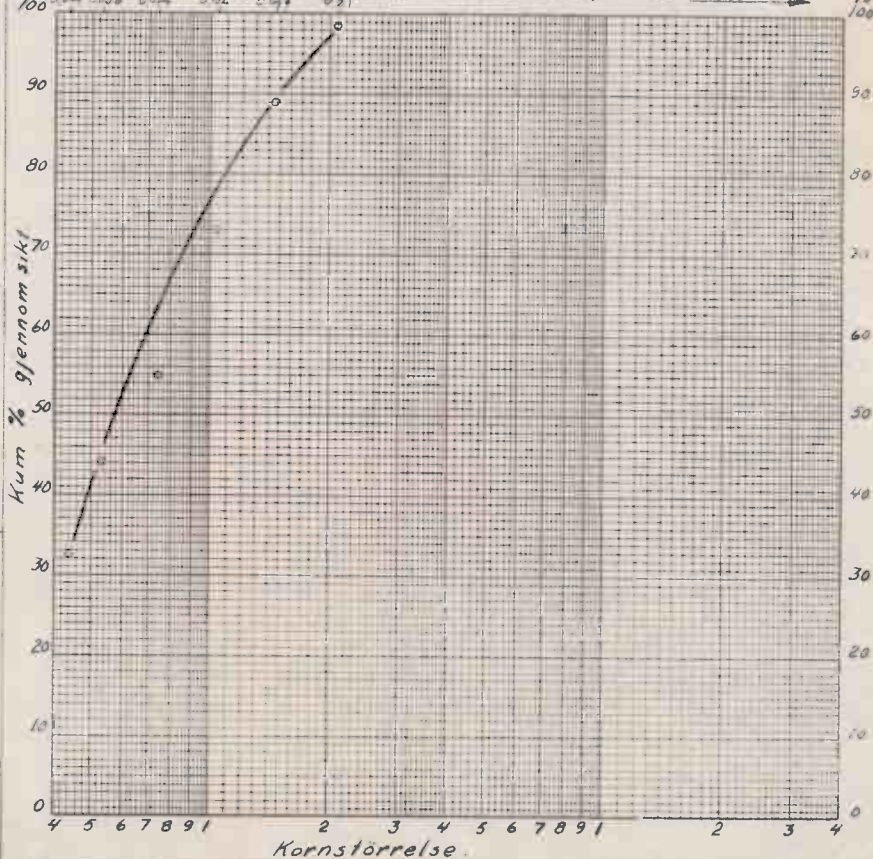
19

Signature:

%
100

Lysåpning för anvendt sikt föres på her

Fig. 2.

%
100

Fraktion													
÷	+	$\frac{a}{b}$	$\frac{c}{d}$	$\frac{a+c}{b+d}$	$\frac{a-b}{b-d}$	$\frac{a+b}{b+d}$	$\frac{a-b}{b-d}$						
0,2	0,3	2	3	5	-1	5	-1						
0,2	0,14	2	14	16	-12	16	-12						
0,43	0,24	43	24	67	-19	67	-19						
0,44	0,27	44	27	71	-23	71	-23						
0,24	0,183	24	183	207	-159	207	-159						
0,272	0,244	272	244	516	-132	516	-132						
0,44	0,3	44	30	74	-14	74	-14						
Differenz:													
Total:		231	160	391	-138	391	-138						

Pilotforsøk med bulk-selektiv og direkte selektiv flotasjon.

Oppnådde resultater er sammenstillet i tabell og i skjema, bilag 8,1 og 2.

I pilotforsøk er av tilsendte råmalmprever fremstilt:

Ved bulk-selektiv flotasjon,

et bulk-koncentrat med ca. 18 % kobber og ca. 6 % uløst, med en utvinning kobber på ca. 96,5 % og uløst på ca. 1,2 %.

Av dette bulk-koncentrat

et kobberkis-koncentrat med ca. 27,8 % kobber og ca. 1,6 % uløst. Kobberutvinning i dette koncentrat fra råmalmen ca. 92,7 %, fra bulk-koncentratet ca. 96,5 %. Utvinning uløst fra råmalmen ca. 0,2 %, fra bulk-koncentratet ca. 17 %.

et svovelkiskoncentrat med ca. 1,73 % kobber, ca. 40 % svovel i svovelkis, og ca. 15 % uløst. Kobberutvinning i svovelkiskoncentratet er ca. 4 %, utvinning uløst er fra råmalmen ca. 1 %, fra bulk-koncentratet ca. 83 %.

Det svovelkis-koncentrat som er fremstilt ved bulk-selektiv flotasjon kan på grunnlag av de analyser som er utført av produktet beregnes å holde ca. 75 % svovelkis, hvilket motsvarer en gehalt svovel i svovelkis i konsentratet på ca. 40 %. Total gehalt svovel i svovelkiskoncentratet (S i FeS_2 + S i $CuFeS_2$) blir ca. 42 %.

På grunnlag av batchforsøk kan svovelkisutvinning anslås å ligge i området minimum 60 %, maksimum 75 %.

Ved direkte selektiv flotasjon:

et kobberkis-koncentrat med ca. 33 % kobber og ca. 1,1 % uløst, med en utvinning kobber på ca. 97,5 % og uløst på ca. 0,5 %.

et svovelkis-koncentrat med ca. 0,5 % kobber, ca. 41,5 % svovel i svovelkis og ca. 17 % uløst. Utvinningene er ca. 0,7 % for kobber, ca. 2,5 % for uløst og ca. 54 % for svovel i svovelkis.

Istedenfor å sette svovelsyre til pulpen før svovelkisflotasjonen ble avgangen fra kobberkisflotasjonen avvannet og det ble tilsatt nytt vann for svovelkisflotasjonen. Ved denne avvanning gikk ca. 0,5 % kobber og ca. 19 % svovel i svovelkis tapt.

På grunnlag av de resultater som er oppnådd ved forsøk i pilotskala er det grunn til å anta at med en malm tilsvarende de ved forsøkene benyttede prøver er det mulig å fremstille:

Ved bulk-selektiv flotasjon:

et kobberkis-koncentrat med en kobbergehalt på ca. 25 % og med en kobberutvinning på ca. 90 %.

et kobberholdig svovelkis-koncentrat med 1,5 % til 2 % kobber og med en kobberutvinning på 4 á 5 %. Svovelgehalten (svovel i svovelkis) i dette koncentrat vil være avhengig av gehalt uløst i bulk-koncentratet som igjen er bestemt av nedmalingen for bulk-flotasjonen. Det er antakelig mulig å oppnå en svovelgehalt på ca. 45 %.

Ved direkte selektiv flotasjon:

et kobberkis-koncentrat med en kobbergehalt på over 25 % med gode muligheter for en høyere kobbergehalt, og med en kobberutvinning på over 90 %, med mulighet for opp til ca. 95 % utvinning.

et svovelkis-koncentrat med ca. 0,5 % kobber og med en kobberutvinning på ca. 1,0 %. Det er antakelig en mulighet for fremstilling av et "kobberfritt" svovelkiskoncentrat.

Ved bulk-selektiv og ved direkte selektiv flotasjon.

Kobbertap i avfall kan antas å bli ca. 5 %.

Utvinning svovelkis i svovelkis-koncentrat kan antydes å bli av størrelsesorden 60 á 70 %.

Lautokano Kobber-elter

Sammenligning produkter ved bulk-selektiv og direkte selektiv flotasjon

Produkter	Bulk-selektiv flotasjon						Direkte selektiv flotasjon						Si i FeS ₂ beregnet ut fra beregnet minerals- sammens- etning i prod.
	Gehalter			Utvinninger			Gehalter			Utvinninger			
	Cu %	Si FeS ₂ %	Ulos %	Cu %	Si FeS ₂ %	Ulos %	Cu %	Si FeS ₂ %	Ulos %	Cu %	Si FeS ₂ %	Ulos %	
Rågods	27.8	3.5	76.2	100.0	100.0	100.0	2.68	7.85	70.0	100.0	100.0	100.0	
Bulk-konsentrat	17.8		6.0	96.6		1.2							
Kobberkis-konsentrat	27.8		15.6	92.7		0.2	33.3	1.0	1.06	97.6	1.9	0.1	
Svovlkis - - -	17.3		14.9	3.9		1.0	0.48	41.4	16.8	0.7	54.3	2.5	
Argang kobberkis-flotasjon (ved direkte selektiv flot.)							0.07	7.05	76.9	2.4	98.1	99.9	
Avvannet - - - -							0.08	4.57	81.7	0.5	18.8	16.5	
Argang	0.12		89.1	3.4		98.8	0.06	2.92	85.7	1.8	25.0	80.9	

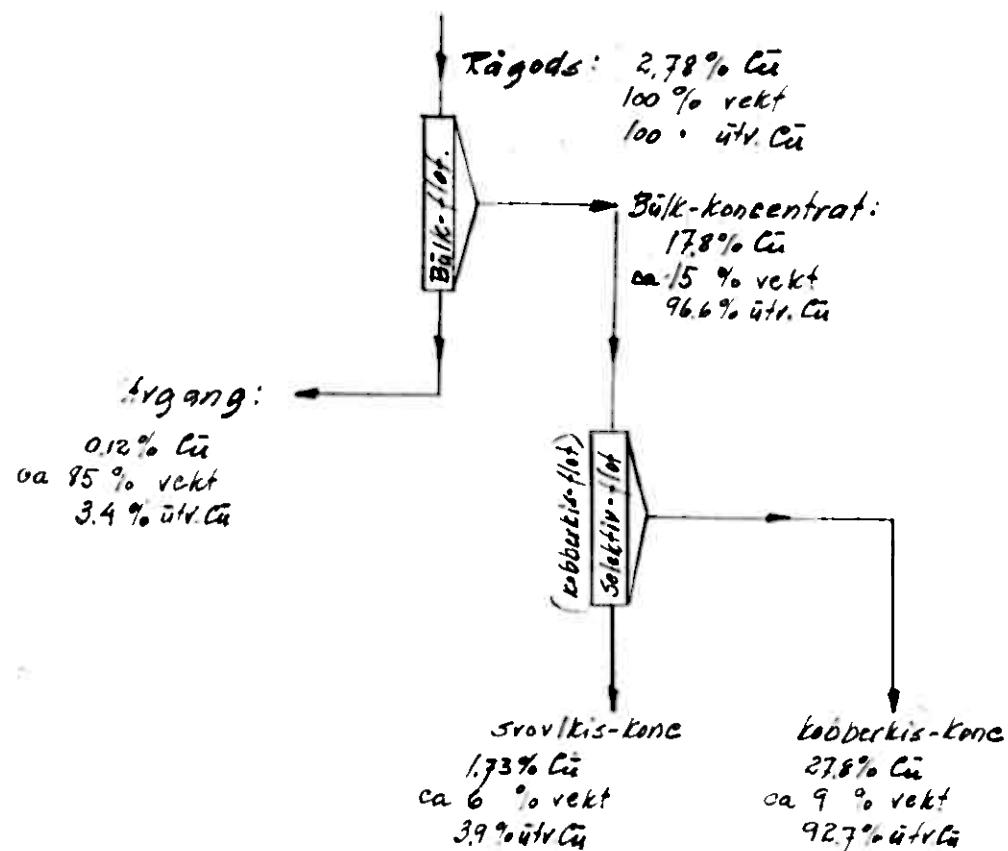
Rågods beregnet mineral sammensetning

8.02 % Cu Fe S₂
 6.55 % Fe S₂
 77.5 % Silikatmineraler
 92.07 %
 Ca CO₃ (Ca ikke best)

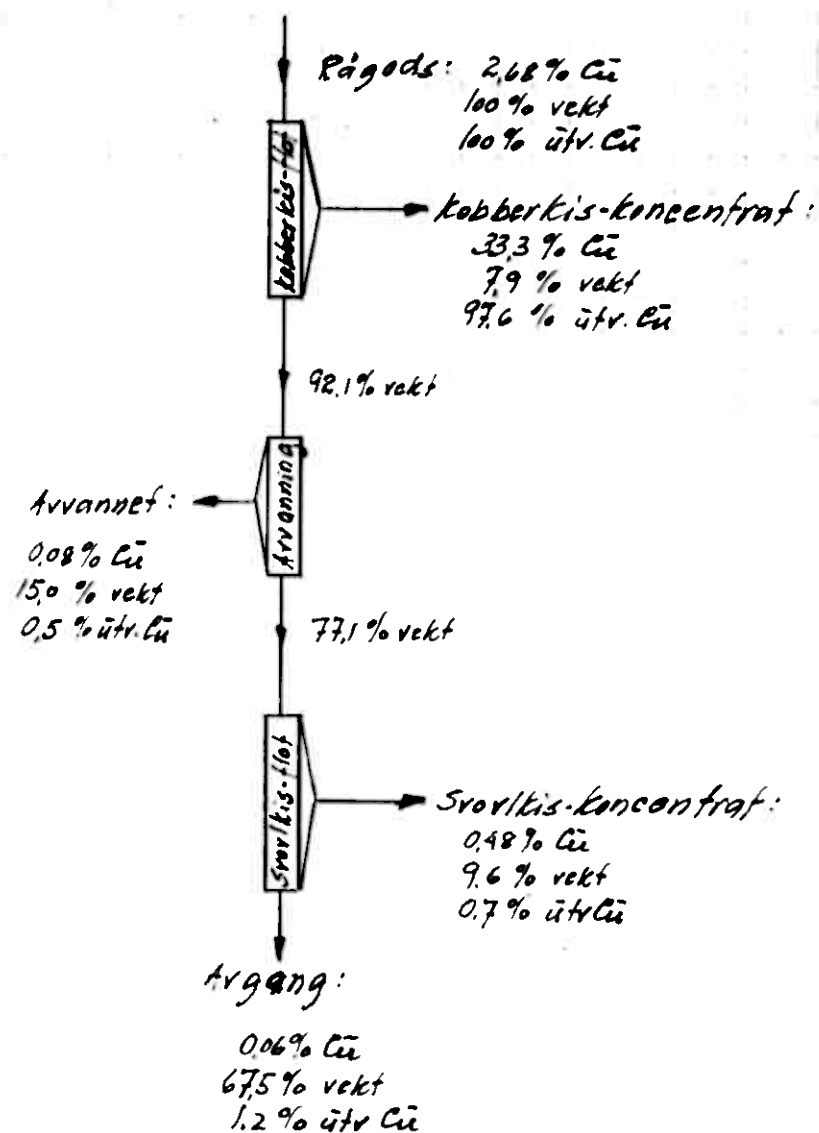
7.75 % Cu Fe S₂
 13.55 % Fe S₂
 71.2 % silikatmineraler
 92.50 %
 3.65 % Ca CO₃
 96.15

Käufokeino Kobberfolter.

Bulk-selektiv flotasjon:



Direkte selektiv flotasjon:



Orienterende forsøk i batch for å undersøke flotasjonsbetingelser.

Prøve mrk. S - 6, - karbonat med kobberkis.

Ved en nedmaling til ca. 2,5 % + 0,21 mm og ca. 62,5 % + 0,074 mm er både ved bulksulfidflotasjon og ved direkte selektiv flotasjon oppnådd avgangsgehalter kobber i størrelsesorden mindre enn 0,1 % (bilag 3,4 og 3,5).

Ved direkte selektiv flotasjon med Aerofloat 208 som samler blir avgangsgehaltene høyere, se bilagene 3,1 og 3,2. Av bilag 3,2 fremgår at lav avgangsgehalt kobber bare er oppnådd med pH under 7, dvs. flotasjonen har funnet sted under tilnærmet de samme forhold som for en bulkflotasjon. Bulkflotasjon med k-e-x som samler gav også avgangsgehalter større enn 0,1 % kobber, bilag 3,3. For Aerofloat 208 er forsøkt med opp til 300 g/t, for k-e-x er forsøkt med opp til 150 g/t.

Forsøkene med disse svakere samlere er utført for å undersøke muligheten for et selektivt skille kobberkis/svovelkis med svakere samler.

Bulkflotasjon og direkte selektiv flotasjon med k-a-x som samler har gitt avgangsgehalter under 0,1 % kobber, bilag 3,4 og 3,5.

Av bilag 3,4 og 3,5 fremgår at ved direkte selektiv flotasjon floterer meget nær samme vektmenge ved kobberkisflotasjonen som den vektmenge som floterer ved bulkflotasjonen. Dette vil si at svovelkismengdene er de samme i rougherkoncentratet ved direkte selektiv flotasjon som i bulkkoncentratet ved bulkflotasjon.

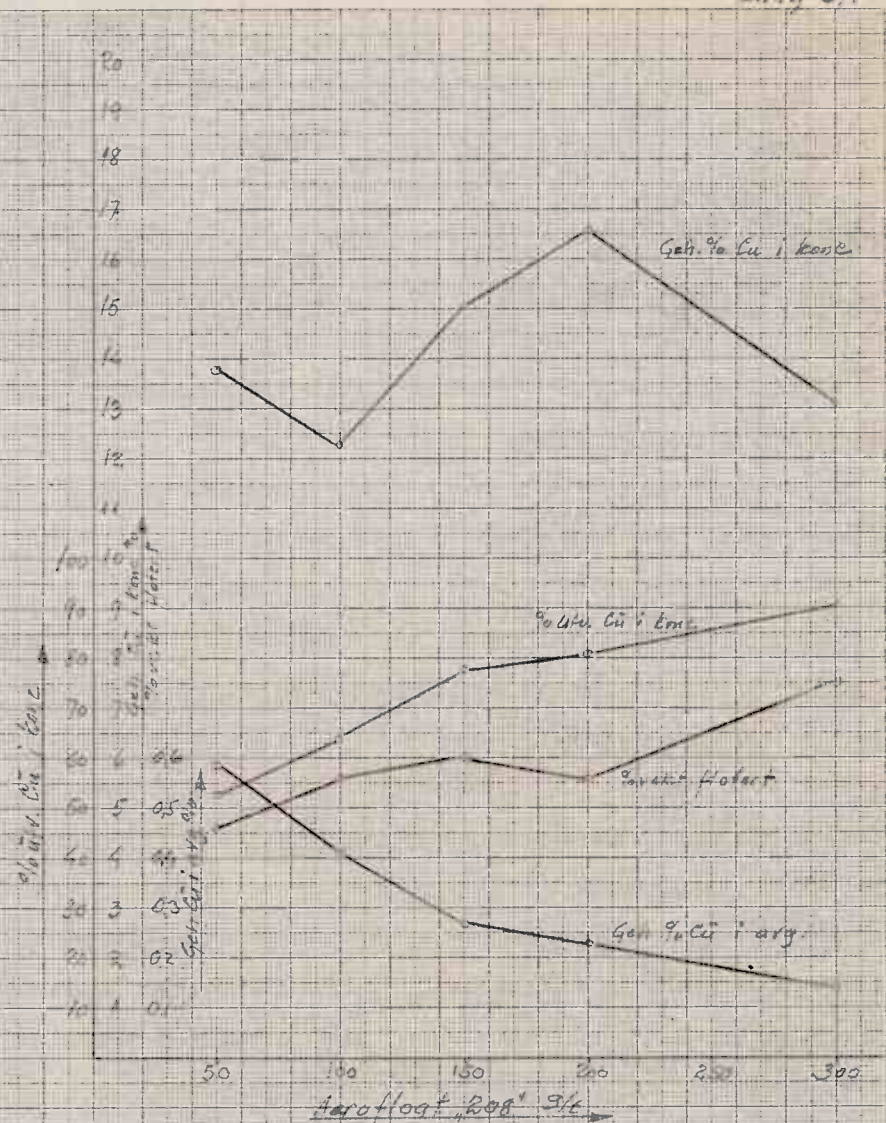
To trinns flotasjon med først Aerofloat 208 eller k-e-x og dernest k-a-x som samler har gitt avgangsgehalter på 0,1 % kobber og derunder, bilag KK, lab.journal forsøkene 18,19,20,21 og 22.

Ved direkte selektiv flotasjon med Aerofloat 208 som samler, men med agitasjon med luft før flotasjon er oppnådd, avgangsgehalter under 0,1 % Cu, KK, lab.journal, forsøkene 37 og 38.

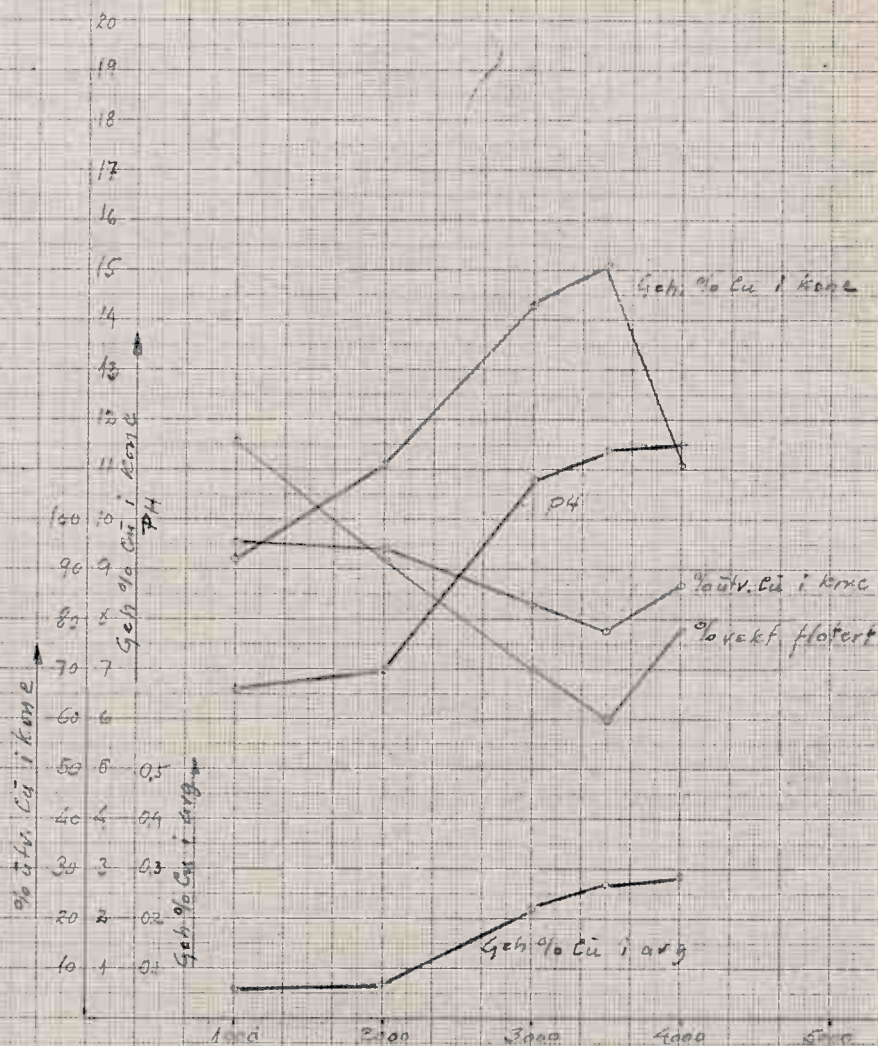
Ved bulkflotasjon ligger de oppnådde avgangsgehalter med k-a-x som samler i alle forsøk under 0,1 % kobber. Selv med et så lite kvantum samler som 30 g/t k-a-x er oppnådd avgangsgehalt på 0,09 % kobber, bilag 3,4.

Konklusjon.

Da tilnærmet samme vektmenge floterer ved bulkflotasjon og ved selektiv flotasjon og avgangsgehaltene ved bulkflotasjon ligger noe lavere enn avgangsgehaltene ved den direkte selektive flotasjon, oppnås ved begge fremgangsmåter tilnærmet samme gehalt kobber i det floterte produkt, men med en noe høyere utvinning kobber ved bulkflotasjon.

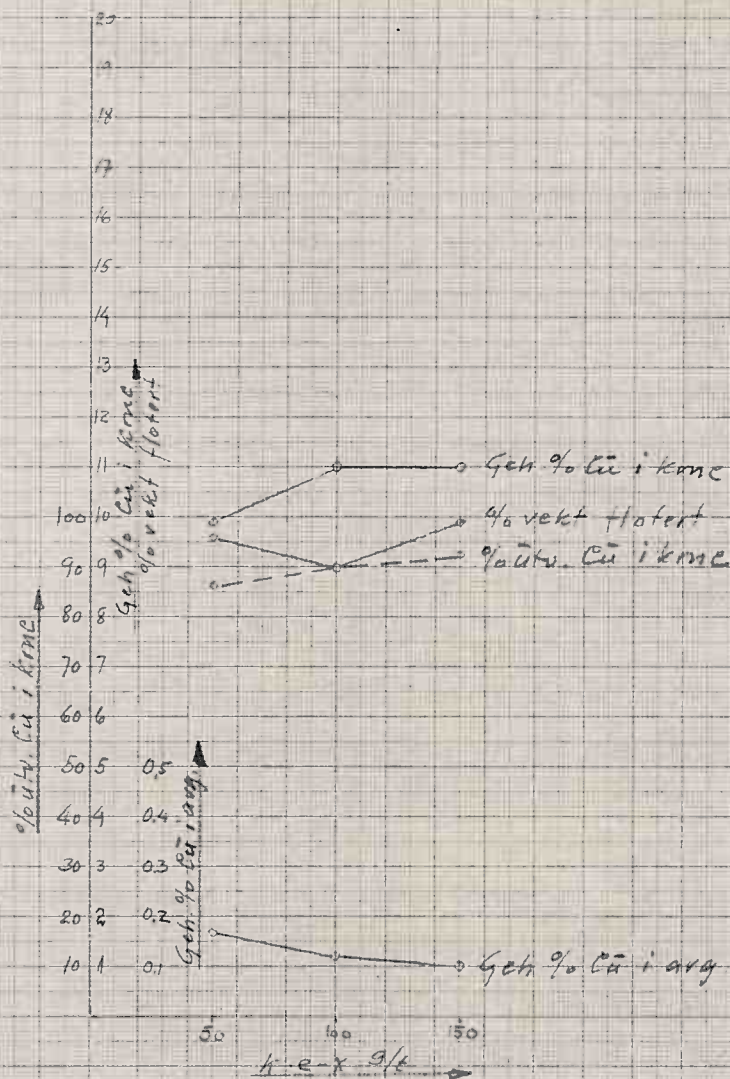


Konstant: Måletid - 25 min
 Ca 0.4 l. mæle - 3500 g/l
 PH ~ 11.2 - målt med papir i alle faser
 Skummer - crazy/syre

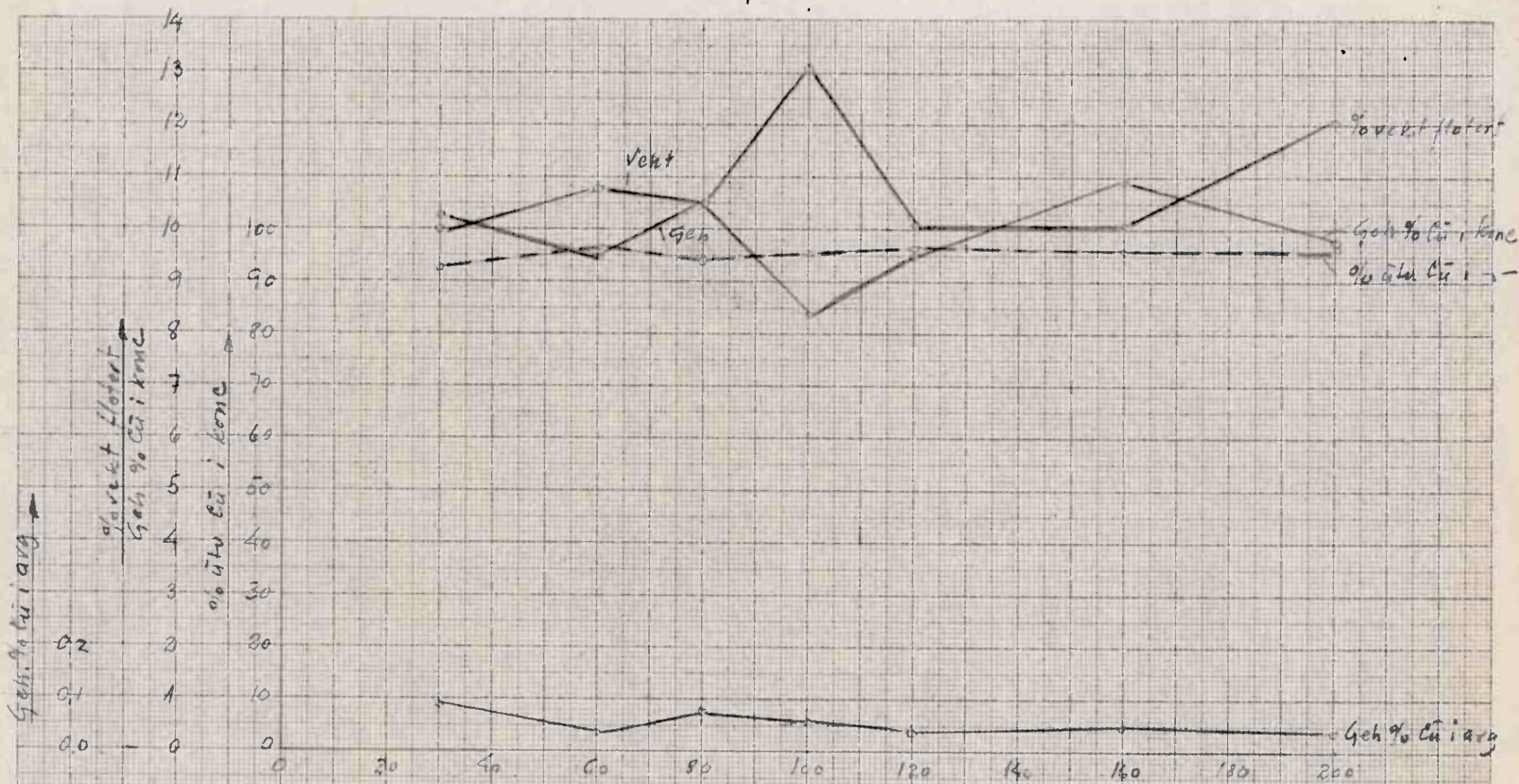


CaO 9%

konstant: Samler, Aerofloat 208 - 150 g/l
 Agitation: 5 min
 Skummer: cresylsyre
 pH målt efter agitation



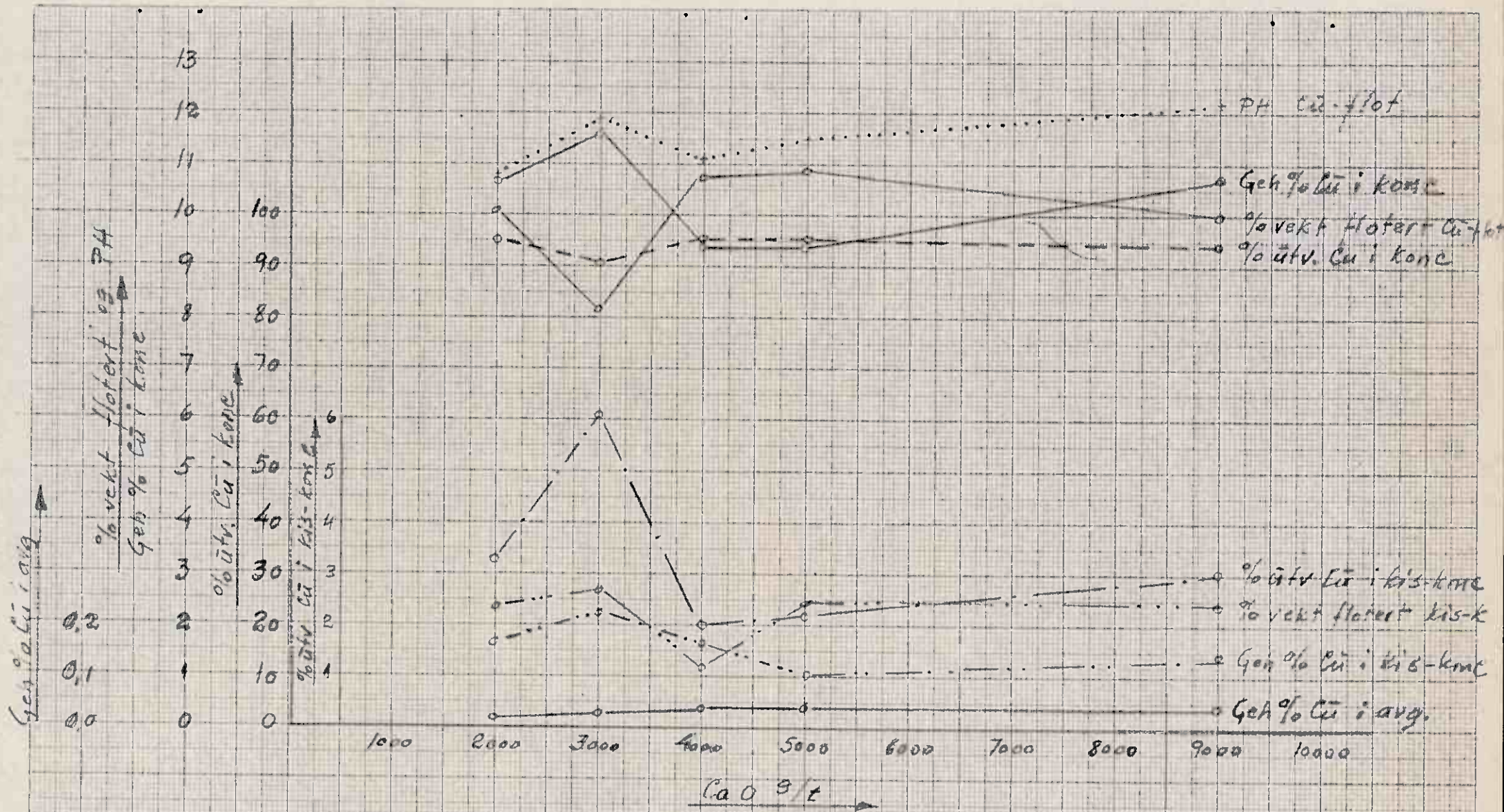
Konstant: Maletid - 23 min
Skimmer - 0.65 / 1.5 g/t



k-a-x g/E

Skummer: 3 dr. gresylgnc
 PH: 6.1-6.5 i kane for alle forsedk.

21/10/34



Skummer: 3 ar. bresyisyrre

Samler: Cu-flot 100 g/e k-a-v
 Kis- -- 100 " k-a-x

Kaifokaine kobberjeller, orienterende flotasjonsforsøk.

Paranrk 5-6

Faste betingelser: råmalm knust i spindelkvern til ca 20% + 1,65 mm og ca 12,5% + 0,074 mm

Malt i batch kulemølle (lille) ca 90 r.p.m., 25 min maletid, charge $\left. \begin{array}{l} 0,5 \text{ kg malm} \\ 2,0 \text{ " kuler} \\ 0,5 \text{ l vann} \end{array} \right\} \text{ gir}$

malt produkt med ca 2,3% + 0,21 mm og ca 62,5% + 0,074 mm

Bk = bulk-krne; Ck = kobberkrne; Sk = srovl(magnet) kis-krne; A = avgang

Produkt	Prove nr	vektar		Analyser			Utgrunninger			Anmerkninger
		g	%	Ca %	%	%	g Cu	g	%	
Bk	kk 1 Bk	65	13,1	8,4			5400		95,5	PM ~ 6,5 for flot. 100% k-a-y, 3 dr. emngl
A	kk 1 A	430	86,9	0,4			0,258		4,5	
		495	100,0	1,16			5,718		100,0	
Ck	kk 2 Ck	48	9,1	10,6			4,770		94,6	Til mølle 2000 g CaO ga PM ~ 8 = celle 1000 " " " PM ~ 10,5, emngl 3 dr. 100% k-a-y + Cu-flot, efter Cu-flot PM ~ 10,5, CO ₂ ga PM ~ 6,5, 5-flot efter 100% k-a-y + 2 dr. Ca 5-flot. (H ₂ SO ₄ ca 20 g/l)
Sk	kk 2 Sk	25	5,0	1,18			0,099		2,0	
A	kk 2 A	425	85,9	0,04			0,170		3,4	
		495	100,0	1,01			5,039		100,0	
Ck	kk 3 Ck	52	10,4	10,2			5,304		95,0	Til mølle 3000 g CaO ga PM ~ 10,3 100% k-a-y 3 dr. emngl → Cu-flot: 5,5 ml H ₂ SO ₄ 1:10 ga PM ~ 6,5, 100% k-a-y, 2 dr. emngl 5-flot. (H ₂ SO ₄ ca 20 g/l)
Sk	kk 3 Sk	12	2,4	1,56			0,187		3,4	
A	kk 3 A	435	87,2	0,02			0,087		1,6	
		499	100,0	1,12			5,578		100,0	
Ck	kk 4 Ck	50	10,1	9,8			4,900		95,0	Til mølle 3000 g CaO ga PM ~ 10,9 100% k-a-y, 3 dr. emngl → Cu-flot; CO ₂ ga PM ~ 6,3, 100% k-a-y + 2 dr. emngl 5-flot
Sk	kk 4 Sk	9	1,8	1,46			0,131		2,5	
A	kk 4 A	435	88,1	0,03			0,131		2,5	
		494	100,0	1,05			5,162		100,0	
Bk	kk 5 Bk	55	10,8	9,5			5,225		96,5	60% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 5 A	455	89,2	0,04			0,112		3,5	
		510	100,0	1,06			5,407		100,0	
Bk	kk 6 Bk	50	10,1	9,5			4,570		96,5	120% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 6 A	445	89,9	0,04			0,112		3,5	
		495	100,0	1,00			4,932		100,0	
Bk	kk 7 Bk	50	10,1	10,9			5,450		96,0	160% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 7 A	447	89,9	0,05			0,224		4,0	
		497	100,0	1,14			5,674		100,0	
Bk	kk 8 Bk	60	12,1	9,8			5,880		92,0	200% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 8 A	435	87,9	0,04			0,182		3,0	
		495	100,0	1,22			6,062		100,0	
Ck	kk 9 Ck	40	8,2	11,7			4,680		91,3	Mølle 4000 g CaO ga PM ~ 11,3 100% k-a-y, 3 dr. emngl → Cu-flot CO ₂ ga PM ~ 6,3, 100% k-a-y, 2 dr. emngl → 5-flot
Sk	kk 9 Sk	15	3,1	2,72			0,218		6,2	
A	kk 9 A	436	88,7	0,03			0,131		2,5	
		491	100,0	1,04			5,129		100,0	
Ck	kk 10 Ck	54	10,8	9,4			4,916		94,6	Mølle 5000 g CaO - ga PM ~ 11,1 efter CO ₂ PM ~ 6,3 eller 5 arm 9
Sk	kk 10 Sk	6	1,2	1,72			0,103		2,0	
A	kk 10 A	440	88,0	0,04			0,176		3,4	
		500	100,0	1,04			5,195		100,0	
Ck	kk 11 Ck	55	11,0	9,4			5,170		94,5	Mølle 6000 g CaO - ga PM ~ 11,7 efter CO ₂ PM ~ 6,3 eller 5 arm 9
Sk	kk 11 Sk	12	2,4	1,07			0,128		2,3	
A	kk 11 A	435	86,6	0,04			0,174		3,2	
		502	100,0	1,09			5,472		100,0	
Ck	kk 12 Ck	50	10,0	10,7			5,350		93,9	Mølle 10000 g CaO - ga PM ~ 12,2 efter CO ₂ PM ~ 6,3 eller 5 arm 9
Sk	kk 12 Sk	12	2,4	1,44			0,173		3,0	
A	kk 12 A	438	87,6	0,04			0,175		3,1	
		500	100,0	1,14			5,695		100,0	
Bk	kk 13 Bk	52	10,5	10,5			5,460		93,9	80% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 13 A	445	89,5	0,03			0,286		6,1	
		497	100,0	1,17			5,816		100,0	
Ck	kk 14 Ck	55	11,0	9,2			5,080		94,5	Mølle 4000 g CaO ga PM ~ 10,8 100% k-a-y, 3 dr. emngl → Cu-flot 6,5 ml H ₂ SO ₄ 1:10 ga PM ~ 6,0 → 5-flot (H ₂ SO ₄ ca 2,5 g/l/min)
Sk	kk 14 Sk	10	2,0	1,24			0,124		2,3	
A	kk 14 A	435	87,0	0,04			0,174		3,2	
		500	100,0	1,07			5,357		100,0	
Bk	kk 15 Bk	55	11,0	10,7			5,885		95,0	Mølle 2000 g CaO ga PM ~ 8,1 100% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 15 A	445	89,0	0,03			0,312		5,0	
		500	100,0	1,13			6,197		100,0	
Ck	kk 16 Ck	160	8,0	13,3			21,150		93,1	5 + kk 15. Bk + 1/2 solt 2500 g CaO ga PM ~ 11,8 → Cu-flot med 3 dr. emng (Bulke-solaktive flot)
Sk	kk 16 Sk	35	1,8	1,37			0,460		2,1	
A	kk 16 A	1805	90,2	0,06			1,063		4,8	
		2000	100,0	1,13			22,713		100,0	
Bk	kk 17 Bk	50	10,0	10,3			5,150		92,3	30% k-a-y, 3 dr. emngl → flot
A	kk 17 A	450	90,0	0,09			0,405		2,3	
		500	100,0	1,11			5,555		100,0	

V Råguldgeholden i brødt fraktion
er beregnet efter vektar og
analyser av produktene

Produkt	Prove nr	Vægt		Analyser			Utvælgninger			Anmerkninger
		g	%	Cu %	S %	Udgift %	g Cu	g S	g Udgift	
(Cu) Sk 1 (S) Sk 2	kk 18 Sk 1	46	9.2	14.2			5.152		94.9	300 g k-e-x, flot Sk 1 100 g k-e-y, ingen flot 100 g k-a-y, flot Sk 2
	kk 18 Sk 2	25	5.0	0.24			0.060		1.1	
	kk 18 A	430	85.8	0.05			0.215		4.0	
		501	100.0	0.10			5.427		100.0	
Cuk Sk A	kk 19 Cuk	55	11.0	9.35			5.1425		91.4	100 g/e Aerofoat 208 → Cu-flot 100 g k-a-y → S-flot PH ~ 6.3
	kk 19 Sk	15	3.0	1.49			0.2235		4.0	
	kk 19 A	430	86.0	0.06			0.2580		4.6	
		500	100.0	0.13			5.624		100.0	
Cuk Sk A	kk 20 Cuk	30	6.0	1.3			5.490		90.1	Mølle 2000 g/e CaO ga PH ~ 8.7 100 g/e Aerofoat 208 → Cu-flot 100 g/e k-e-x → S-flot
	kk 20 Sk	30	6.0	1.28			0.384		6.3	
	kk 20 A	440	88.0	0.05			0.220		3.6	
		500	100.0	0.122			6.094		100.0	
Cuk Sk A	kk 21 Cuk	29	5.8	1.06			3.074		49.8	Mølle 5000 g/e CaO ga PH ~ 11.7 100 g/e Aerofoat 208 → Cu-flot (PH ~ 11.3) 100 g k-e-y → S-flot (PH ~ 11.7)
	kk 21 Sk	50	10.1	5.35			2.675		42.4	
	kk 21 A	417	84.1	0.10			0.417		6.8	
		496	100.0	0.124			6.166		100.0	
Cuk Sk A	kk 22 Cuk	50	10.1	10.9			5.450		88.9	Mølle 1500 g/e Soda 2mm 6.6 100 g/e Aerofoat 208, 2 dr. emalt → Cu-flot 100 g k-e-y → S-flot PH ~ 6.9 (ingen PH-regulator tilføjet)
	kk 22 Sk	15	3.0	2.23			0.335		5.5	
	kk 22 A	430	86.9	0.08			0.344		5.6	
		495	100.0	0.124			6.129		100.0	
Sk A	kk 23 Sk	280	86.0	2.24	18.0		24.220	79.52	504	24 g 1200 g/e k-e-x, 3 dr. emalt
	kk 23 A	1725	86.0	0.55	48.4		1725	9.49	8349	
		2005	100.0	0.129	0.449		25.945	19.01	8863	
Sk A	kk 24 Sk	58	11.6	9.2			5.3360		95.3	Mølle 1000 g/e CaO efter agit PH ~ 6.6 150 g/e Aerofoat 208 → flot; -- Hot PH ~ 6.3
	kk 24 A	442	88.4	0.06			0.2652		4.3	
		500	100.0	0.112			5.6012		100.0	
Sk A	kk 25 Sk	46	9.2	11.1			5.1060		94.1	Mølle 2000 g/e CaO, efter agit PH ~ 7.0 150 g/e Aerofoat 208 → flot
	kk 25 A	454	90.8	0.07			0.3128		5.9	
		500	100.0	0.108			5.4238		100.0	
Sk A	kk 26 Sk	35	7.0	14.3			5.0050		83.1	Mølle 3000 g/e CaO, efter agit PH ~ 6.8 150 g/e Aerofoat 208 → flot
	kk 26 A	468	93.0	0.22			1.0296		16.9	
		503	100.0	0.120			6.0346		100.0	
Sk A	kk 27 Sk	39	7.8	11.1			4.3190		77.0	Mølle 4000 g/e CaO, efter agit PH ~ 11.8 150 g/e Aerofoat 208 → flot
	kk 27 A	463	92.2	0.18			1.2964		23.0	
		502	100.0	0.112			5.6254		100.0	
Sk A	kk 28 Sk	23	4.6	13.8			3.1740		52.9	Mølle 3500 g/e CaO, efter agit PH ~ 11.2 500 g/e Aerofoat 208 → flot
	kk 28 A	481	96.4	0.19			2.3339		47.1	
		504	100.0	0.119			6.0119		100.0	
Sk A	kk 29 Sk	28	5.6	12.3			3.4440		63.8	Mølle 3500 g/e CaO, efter agit PH ~ 11.2 100 g/e Aerofoat 208 → flot
	kk 29 A	476	94.4	0.21			1.9516		36.2	
		504	100.0	0.107			5.3956		100.0	
Sk A	kk 30 Sk	28	5.6	16.6			4.4480		81.0	Mølle 3500 g/e CaO, efter agit PH ~ 11.2 200 g/e Aerofoat 208 → flot
	kk 30 A	473	94.4	0.23			1.0839		19.0	
		501	100.0	0.114			5.7357		100.0	
Sk A	kk 31 Sk	67	13.4	8.35			5.7915		94.1	Mølle med 10 min, 200 g/e k-a-x Oresgløge, 10 min agit, 10 min flot
	kk 31 A	435	86.6	0.08			0.3480		5.9	
		502	100.0	0.118			5.9325		100.0	
Sk 1 Rem A Rem A	kk 32 Sk 1R	196	97	11.2			21.9820		92.8	F: 100 g k-a-x R: 100 g k-a-y C: 100 g k-a-z A: AIR F: 4 charger à 0.05g
	kk 32 AIR	85	4.2	0.30			0.2490		1.1	
	kk 32 A	1737	86.1	0.08			1.3896		6.1	
			100.0	0.117			23.5906		100.0	
Cuk A	kk 33 Cuk	30	6.0	15.1			4.5300		78.0	Mølle 3500 g/e CaO, 150 g/e Aerofoat 208 w celle, Snan agit PH ~ 11.9, emalt → flot
	kk 33 A	474	94.0	0.27			1.2798		22.0	
		504	100.0	0.115			5.8099		100.0	
Cuk A	kk 34 Cuk	38	7.6	13.1			4.9780		90.7	Mølle 3500 g/e CaO, 300 g/e Aerofoat 208 w celle Snan agit PH ~ 11.9, emalt → flot
	kk 34 A	366	92.5	0.14			0.5124		9.3	
		504	100.0	0.109			5.4904		100.0	
Cuk A	kk 35 Cuk	48	9.4	11.3			5.4240		93.2	Mølle 3500 g/e CaO, 100 g/e k-a-x PH ~ 11.3 agit 1/2 tids 25 min PH ~ 10.1 C: 100 g k-a-z Mølle 3500 g/e CaO + 100 g/e k-a-x, PH ~ 11.3 agit 1/2 tids 60 min PH ~ 10.8, emalt → flot 5 min
	kk 35 A	456	90.6	0.06			0.2736		4.8	
		504	100.0	0.113			5.6976		100.0	
Cuk A	kk 36 Cuk	41	8.2	12.7			5.2070		94.2	Mølle 3000 g/e CaO, PH ~ 11 200 g/e Aerofoat 208, agit 1/2 tids 30 min PH ~ 10.2 emalt → flot 5 min
	kk 36 A	460	91.8	0.07			0.3220		5.8	
		501	100.0	0.110			5.5290		100.0	
Cuk A	kk 37 Cuk	40	8.0	13.2			5.2800		92.7	Mølle 2000 g/e CaO, PH ~ 8.4 200 g/e Aerofoat 208, agit 1/2 tids 30 min PH ~ 7.0 650 g/e CaO ga PH ~ 8.6, emalt → flot 5 min
	kk 37 A	460	92.0	0.09			0.4140		7.3	
		500	100.0	0.114			5.6940		100.0	
Cuk A	kk 38 Cuk	38	7.6	14.5			5.5100		96.8	Mølle 3500 g/e CaO + 100 g/e k-a-x, PH ~ 11.9 150 g/e Aerofoat 208 agit 1/2 tids 30 min PH ~ 11.6 C: 100 g k-a-z → flot 5 min
	kk 38 A	461	92.4	0.04			0.1844		3.2	
		499	100.0	0.114			5.6944		100.0	
Cuk A	kk 39 Cuk	42	8.5	13.1			5.5020		96.8	
	kk 39 A	455	91.5	0.09			0.1820		3.2	
		497	100.0	0.114			5.6840		100.0	

kk. laboratoriel Frøet 14-59

Produkt	Prøve nrk	Veक्टर		Analyser			Utvinninger			Anmerkninger
		g	%	g	%	%	g	g	g	
Cuk A	KK 40 Cuk KK 40 A	37	3.4	14.9			5.530			Mølle 2000 g/e CaO + 100 g/e k-a-x PH ~ 10.5; agit 5 min, 25 min PH ~ 8.7 Cresyl → H ₂ O 5 min
		463	92.6	0.06			0.2778			
		500	100.0	1.16			5.2908			
Cuk A	KK 41 Cuk KK 41 A	52	10.4	10.5			5.4600			Mølle 2000 g/e CaO PH ~ 10.2 Celle 100 g/e k-a-x, agit 5 min, 25 min PH ~ 8.7, Cresyl → H ₂ O 5 min 50 g/e k-e-x, Cresyl
		448	89.6	0.07			0.3136			
		500	100.0	1.15			5.7736			
BK A	KK 42 BK KK 42 A	48	9.6	9.9			4.7520			100 g/e k-e-x, Cresyl
		452	90.4	0.17			0.7684			
		500	100.0	1.10			5.5204			
BK A	KK 43 BK KK 43 A	45	9.0	11.0			4.9520			150 g/e k-e-x, Cresyl
		456	91.0	0.12			0.5472			
		501	100.0	1.10			5.4972			
BK A	KK 44 BK KK 44 A	50	9.9	11.0			5.5000			Mølle 2000 g/e CaO PH ~ 8.4, celle 150 g/e Aerofl. 208, agit 5 min, Cresyl → H ₂ O 5 min
		457	90.1	0.10			0.4570			
		507	100.0	1.17			5.9570			
Cuk A	KK 45 Cuk KK 45 A	25	5.1	22.3			5.5750			Mølle 2000 g/e CaO, PH ~ 9.0, celle 150 g/e Aerofl. 208, agit 5 min, PH ~ 7.8 Cresyl → H ₂ O 5 min Som 45, men 200 g/e Aerofl. 208
		474	94.9	0.15			0.7110			
		499	100.0	1.26			6.2860			
Cuk A	KK 46 Cuk KK 46 A	30	6.0	17.4			5.2200			Som 46, men 200 g/e Aerofl. 208
		472	94.0	0.10			0.4720			
		502	100.0	1.13			5.6920			
Cuk A	KK 47 Cuk KK 47 A	35	6.9	19.2			6.7200			
		470	93.1	0.10			0.4700			
		505	100.0	1.42			7.1900			
Cuk A	KK 48 Cuk KK 48 A	40	8.0	12.2			4.8800			
		461	92.0	0.10			0.4610			
		501	100.0	1.06			5.3410			

KK Kalkjernet
Inert 29.4%

Orienterende forsøk i batch for å undersøke
flotasjonsbetingelser.

Prøve mrk. 5-7 - Leptit med meget magnetkis og underordnet
kobberkis.

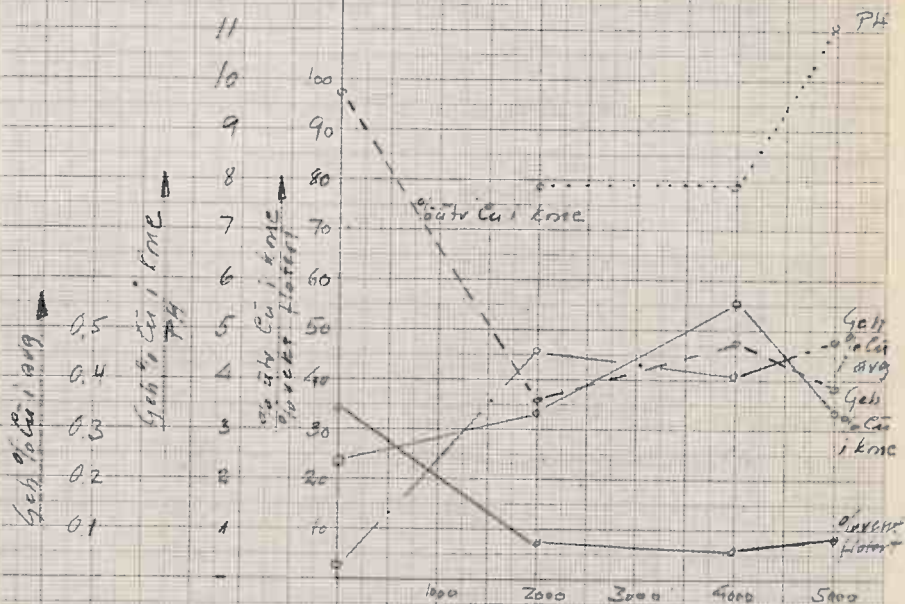
Ved bulkflotasjon er oppnådd en avgangsgehalt under 0,1 %
kobber. Ved direkte selektiv flotasjon ligger de opp-
nådde avgangsgehalter over 0,40 % kobber.

Det er bare utført et forsøk med bulkflotasjon og da
med overskudd av samler. Resultater grafisk i bilag 4,1.

Konklusjon.

Ved direkte selektiv flotasjon er kobberutvinningen
meget lav, i størrelsesorden ca. 40 % allerede ved
pH ca. 8. Ved bulkflotasjon er oppnådd en kobberutvinning
på over 90 %.

Aug 4.1



CaO to make 9%

Sample: 02% CaO - K-a-x

med CaO - 4.00 float 208

crust 150.9%

Käutokeino kobber-etter, orienterende flotasjonsforsøk, Prøve nrk. 5-7

Faste betingelser: Råmalm knust i spindelkvern:

Malt i batch kulemølle (lille) ca 90 rpm i min, charge: 0.5 kg malm
2.0 - kuler
0.5 l vann

Bk = bulk-kone, Euk = kobbertriskone, A = argang

Produkt	Prøve nrk	Vektor		Analyser			Utvinnings			Anm.
		g	%	g Cu	%	%	g Cu	g	g	
Bk	5-7/ek 1 Bk	174	34.2	2.37			4.1238			200 g/t k-a-x, Cresyl
A	1-1A	335	65.8	0.63			0.1005			
		509	100.0	0.83			4.2243			
	5-7/ek 2 Bk	36	7.2	3.35			1.2064			2000 g/t CaO lit melle } pH ~ 7.9 150 g/t Anril 208
	2A	466	92.8	0.46			2.1426			
		502	100.0	0.67			3.3496			
	5-7/ek 3 Bk	31	6.2	5.58			1.7298			4000 g/t CaO lit melle } pH ~ 7.9 150 - Anril 208
	3A	470	93.8	0.41			1.9270			
		501	100.0	0.73			3.6568			
	5-7/ek 4 Bk	41	8.1	3.35			1.3735			5000 g/t CaO lit melle } pH ~ 11.1 150 - Anril 208
	4A	462	91.9	0.48			2.2176			
		503	100.0	0.71			3.5911			

Et analyseset. Prøve 5-7

Kautokeino Kobberfelter.

Kobberkiskonc.-fremstilling av produkter for gullanalyser.

Kobberanalysene er utført av Oppredningslaboratoriet. Gullanalysene er utført av Statens Råstofflaboratorium og oppgitt til Oppredningslaboratoriet av geolog Matiesen. Av resultatene som finnes i bilagene 1 og 2 fremgår:

1. Sikting.

Kobber og gull fordeler seg likt med vektene i fraksjonene. Gullutvinning i fineste fraksjon er tallmessig litt større enn vekt- og kobberutvinning. Med feilkilder både for sikting, veiling og elementbestemmelser er forskjellen meget liten.

2. Herdvasking.

Vekt- og kobberutvinning i herdkonc. er like. Gull fordeler seg likt i begge produkter - konc. og avg. - med tydelig større gull- enn vekt- og kobberutvinning i konc., dvs. en gullanrikning i herdkoncentratet.

Konklusjon:

Ved frasikting av + 0,076 mm (200 mesh T) blir gullgehalten i + 0,076 mm ca. 4,6 g Au/t og ved frasikting av + 0,044 mm (+ 325 mesh T) blir gullgehalten ca. 4,7 g Au/t i den resterende del av kobberkiskoncentratet, i begge tilfeller bare ubetydelig høyere gullgehalt enn i det samlede kobberkoncentrat.

Ved herdvasking er fremstilt et koncentrat med ca. 50 % høyere gullgehalt enn i herdpågangen.

Kautokeino Kobberfelter.

kobberkiskone. — fremst av produkter for gullanalyser

Produkter Sikring Sikringskoner	Vekter		Geh.		utvinning	Geh.		utvinning	Anm.
	g	%	% Cu	g. Cu. 100	Cu %	g Au/g	g Au 10 ⁶	Au %	
- ∞ + 0,076 mm	93	15,5	28,2	2622,6	14,0	2,4	223,2	9,1	$\frac{874,0}{1865,9} : \frac{110}{379} \sim 4,6$ J: - 0,076 + 0,0 geh ca 4,6 g Au/g
- 0,076 + 0,044	110	18,3	31,2	3432,0	15,3	3,4	374,0	15,3	
- 0,044 + 0,0	397	66,2	32,0	12704,0	67,7	4,7	1865,9	75,2	
	600	100,0	^{y)} 31,3	18758,6	100,0	^{y)} 4,1	2463,1	100,0	
Herdvasking	kg	%		kg Cu. 100					
kone. side	3,96	33,6	31,8	125,928	33,6	6,3	24948,0	50,0	
Avq. —	7,80	66,4	32,4	252,720	66,4	3,2	24960,0	50,0	
	11,76	100,0	^{y)} 32,2	378,648	100,0	^{y)} 4,2	49908,0	100,0	

^{y)} Beregnet fra fraksjonsrekter og fraksjonsanalyser.