

Oppredningslaboratoriet

N. T. H.

Undersekelse av knuse- og
maleforhold og kobber-
fordeling i knuse- og
maleprodukter.

juni 1960

OPPREDNINGSLABORATORIET, N.T.H.

TRONDHEIM

Kautokeino Kobberfelter,
Sverresgt. 4,
Trondheim.

Undersøkelse av knuse- og maleforhold og kobberfordeling
i knuse- og maleprodukter.

Til undersøkelse forelå 5 forskjellige prøver pakket i kasser. En fortegnelse over prøvene med kort angivelse av sammensetning finnes i bilag 1.1. I samme bilag finnes analyser for beregning av angitt sum sulfider i prøvene.

Prøvene mrk. S-1, S-6 og S-7 skulle i første omgang undersøkes, og de er undersøkt etter skjema angitt i bilag 1,2.

I bilagene 1,3, 1,4 og 1,5 finnes sikteanalyser fra de forskjellige knusestrinn med kobberbestemmelse og beregnet utvinning kobber i siktefraksjonene.

I bilagene 1,6, 1,7 og 1,8 er siktekurvene opptegnet grafisk, og i bilagene fra og med 1,9 til og med 1,21 er gehalt kobber i siktefraksjonene lagt inn sammen med kumulativ % utvinning kobber i siktefraksjonene og sikteanalysene. Av disse siste bilagene fremgår at siktekurven og kurven som fremstiller kumulativ % utvinning kobber i siktefraksjonene har tilnærmet samme forløp. Dette viser en meget jevn fordeling av kobberet i siktefraksjonene.

Bilagene fra og med 1,22 til og med 1,26 hvor siktekurvene for malmprøvene for den enkelte knusemaskin er opptegnet, viser meget like knuseegenskaper for de forskjellige malmprøver.

På grunn av de små ulikheter i siktekurvene er det vanskelig å trekke noen konklusjon om ulikhet i knuseegenskaper hos prøvene, men det ser ut til at prøve mr. S-7 byr større motstand mot knusing og maling enn de to andre som er undersøkt. Ved de samme knuse- og malebetingelser er maletiden for prøve mrk. S-7:

$$\frac{(35-25)\text{min.}}{25 \text{ min.}} \cdot 100 = 40 \quad) : 40 \%$$

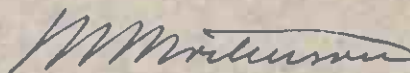
lengre enn for de to andre prøver for å oppnå samme siktekurve etter mellommalingen.

Konklusjon.

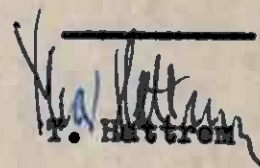
Prøvene mrk. S-1 og S-6, henholdsvis leptit med kobberkis og karbonat med kobberkis, har (se bilag 1,1) etter de oppnådde resultater temmelig like male- og knuseegenskaper. Prøvene mrk. S-7, leptit med meget magnetkis og underordnet kobberkis, byr større motstand mot knusing og maling enn prøven S-1, men det her oppnådde resultat kan ikke brukes ved sammenligning av knuseegenskapene hos S-1 og S-6, da S-7 er tatt fra en løsblokk.

Etter de oppnådde resultater ser det ut til at knuse- og male-motstanden er den samme for leptit med kobberkis som for karbonat med kobberkis.

Oppredningslaboratoriet, NTH, juni 1960



M. Mortensen



T. Hattrem

Kautokano Kobberfelter.

Prøver for batchforsøk

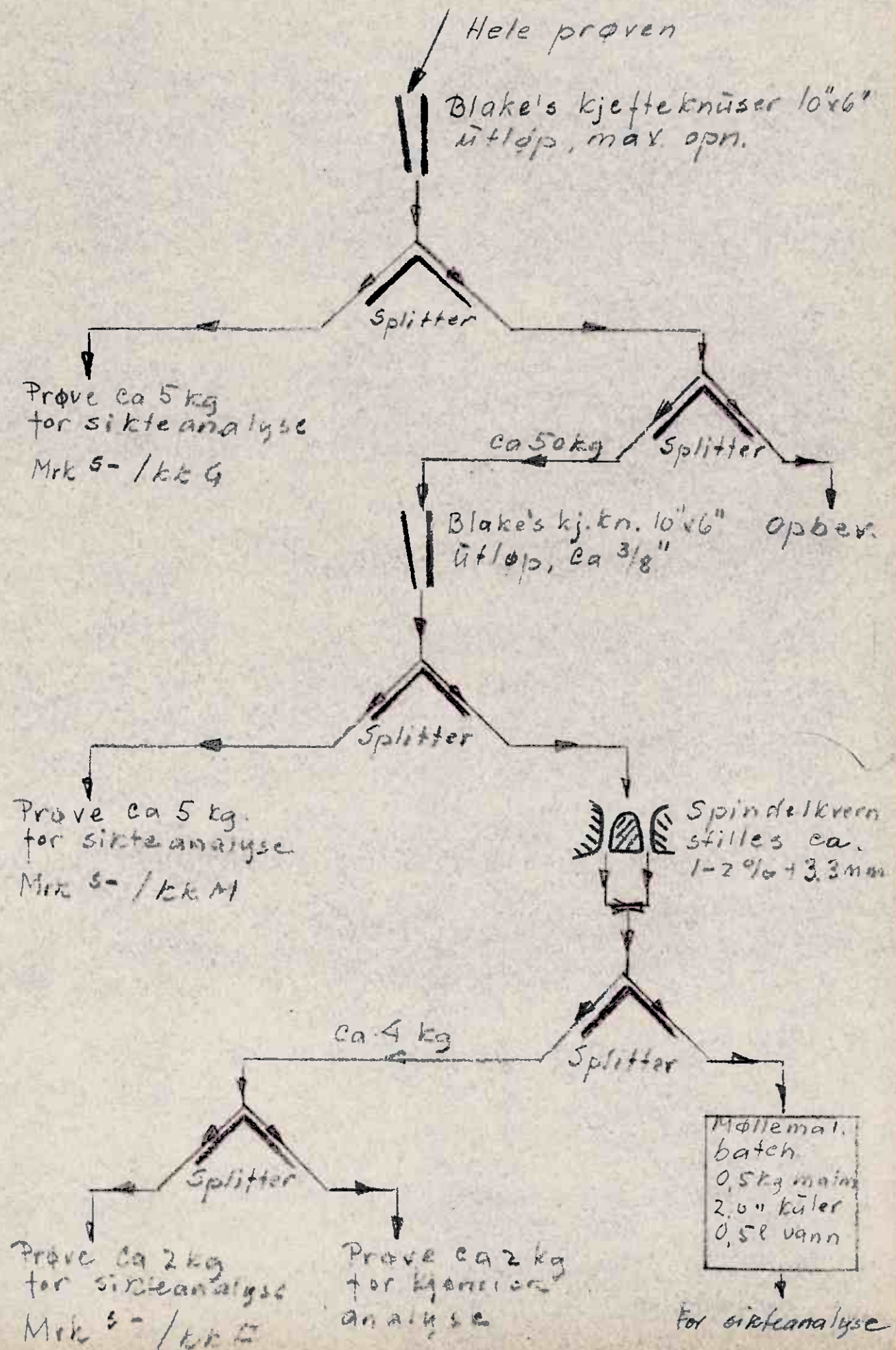
Prøver:				Analyser:			Form
Mrk.	Kasse nr. nr.	Stedsangivelse	Merkm. i brev fra k.k. 2/10-57	Cu %	S %	Åløst %	
S-1	64-65-66-67	840 N - 495 Ø	Leptit m/ kobberkis	1.40	10.3	65.5	
S-2	68-69-70-71-72	80 N - 610 Ø	Grå granitskifer med meget kobberkis				
S-3	60-61-62-63	840 N - 505 Ø	Albit med akhnolit, vesentlig kis, omtrent ikke kobber				
S-6	56-57-58-59	995 N - 410 Ø	Karbonat (ankerit) m/ kobberkis	1.11	4.14	42.8	
S-7	73-74-75-76	2800 N - 665 Ø	Leptit med meget magnetkis og underordnet kobberkis, løst blokk	0.73	13.4	65.4	

Beregnet sulfider:

S-1	ca 4% CuFeS ₂	- ca 9% S til jernsulfid	: 18-27 % jernsulfid (ettusom Fe ₇ S ₁₁ - FeS ₂)	: Sulfider 28.5
S-2				
S-3				
S-6	" 32" —	- " 3 " —	6-9. — (— — — —)	: 2 — 9.5
S-7	" 2.1" —	- " 12.7 " —	: 23-25. — (— — — —)	: 2 — 25.5

Kaütökeino Kobberfalter.

Skjema for knüsing av prøver



Sikt lysföring mm	Pa sikt		G sikt Geh		Litu		Litu		Anm.
	g	%	%	km% %olu	g Cu	%	km% %olu	g Cu	
- ∞ +269	3 korn								- +26.9 vortg
- 269 +19.1	1245	17.0	7.0	83.0	151	25.61	17.8	82.2	analyserat
- 19.1 +13.4	2255	30.8	30.8	52.2	151	46.51	32.4	49.8	sammen med
- 13.4 +6.68	1615	22.1	22.1	30.1	137	30.22	21.0	28.8	-26.9 + 19.1
- 6.68 +3.36	765	10.5	10.5	19.4	137	14.39	10.0	18.8	
- 3.36 +1.68	455	6.2	6.2	13.4	132	8.18	5.7	3.1	Blake's K. kn
- 1.68 +0.84	310	4.2	4.2	9.2	140	5.88	4.1	9.0	0.6" utlopp
- 0.84 +0.0	675	9.2							max
	7320	100.0							
<u>S-1/kk G</u>									
- 0.84 +0.500	145	7.5	6	7.6	1.35	2.6	1.4	7.6	
- 0.500 +0.251	181	21.9	2.0	5.6	1.49	2.98	2.1	5.5	
- 0.251 +0.152	105	2.7	1.2	4.4	1.54	1.85	1.3	4.2	
- 0.152 +0.076	123	4.9	1.4	3.0	1.65	2.31	1.6	2.6	Ramalm 14.0% Cu
- 0.076 +0.044	90	10.9	1.0	2.0	1.44	1.44	1.0	1.6	Beregnet fra
- 0.044 +0.0	183	22.1	2.0		1.16	2.32	1.6		fraksjonene
	827	100.0	100.0		1.44	143.85	100.0		
- ∞ +19.1				100.0					
- 19.1 +13.4	320	6.8	6.8	93.2	179	12.19	8.4	91.6	
- 13.4 +6.68	1360	29.0	29.0	64.2	156	45.20	31.2	60.4	
- 6.68 +3.36	1010	21.3	21.3	42.7	140	30.10	20.8	39.6	Blake's K. kn
- 3.36 +1.68	680	14.5	14.5	28.2	127	18.40	12.7	26.9	0.6" utlopp
- 1.68 +0.84	430	9.2	9.2	19.0	132	12.14	8.4	18.5	ca 3/8"
- 0.84 +0.0	890	19.0							
	4690	100.0							
<u>S-1/kk M</u>									
- 0.84 +0.500	15.5	19.0	3.6	15.4	1.40	5.04	3.5	15.0	
- 0.500 +0.251	18.4	22.6	4.3	11.1	1.40	6.02	4.2	10.8	
- 0.251 +0.152	10.3	12.6	2.4	8.7	1.46	3.51	2.4	8.4	
- 0.152 +0.076	11.7	14.3	2.7	6.0	1.61	4.34	3.0	5.4	Ramalm 14.0% Cu
- 0.076 +0.044	8.5	10.4	2.0	4.0	1.56	3.12	2.2	3.2	Beregnet fra
- 0.044 +0.0	17.2	21.1	4.0		1.17	4.68	3.2		fraksjonene
	81.6	100.0	100.0		1.45	144.74	100.0		
- ∞ +3.33	1.9	1.6		98.4					- +3.33 analyserat
- 3.33 +1.65	31.8	27.8		70.6	1.53	0.81561	31.5	68.5	og regnet sammen
- 1.65 +0.85	30.4	26.7		43.9	1.45	0.44080	26.9	41.6	med -3.33 + 1.65
- 0.85 +0.42	15.8	13.8		30.1	1.34	0.21172	12.9	28.7	
- 0.42 +0.21	9.8	8.6		21.5	1.45	0.14250	8.7	20.0	Spindelkvern
- 0.21 +0.147	4.3	3.8		17.7	1.48	0.06364	3.9	16.1	
- 0.147 +0.104	3.2	2.8		14.9	1.59	0.05081	3.1	13.0	S-1/kk F
- 0.104 +0.074	3.0	2.6		12.3	1.59	0.04770	2.9	10.1	Ramalm 14.0% Cu
- 0.074 +0.044	3.6	3.2		9.1	1.42	0.05112	3.1	7.0	Beregnet fra
- 0.044 +0.0	10.3	9.1			1.12	0.11536	7.0		fraksjonene
	114.1	100.0			1.47	0.63833	100.0		
- 0.42 +0.21	1.6	2.6		97.4	0.71	0.01136	1.3	98.7	Gode fra Spindelkvern.
- 0.21 +0.147	6.4	10.6		86.8	1.26	0.08316	9.5	89.2	batoh malle
- 0.147 +0.104	8.8	13.7		73.1	1.49	0.3065	14.9	74.3	0.5 kg gods
- 0.104 +0.074	9.4	15.2		57.9	1.56	0.15664	14.8	57.5	20.0 kiler
- 0.074 +0.05	16.7	26.8		31.1	1.47	0.04549	28.1	29.1	0.52 vann
- 0.05 +0.044	8.5	13.7		17.4	1.30	0.11050	12.7	16.7	March 25
- 0.044 +0.0	10.8	17.4			1.35	0.15530	16.7		S-1/kk G
	62.1	100.0							Beregnet fra

Kautokeino kobberfalter. Proce m.m. S. 6. 5. 0.

Sikt 1/2" åpning mm	På sikt			Gj. sikt Geln.		g Cu	Utv. Cu		Gj. sikt kum% Anon
	g	%	%	kum%	% Cu		%	kum%	
- ∞ +26.9	1 korn								- ∞ +26.9 vekt
- 26.9 +19.1	680	163		83.7	0.78	53	11.9	88.1	og analysert
- 19.1 +13.4	1620	390		44.7	1.10	178	40.1	48.0	Sammen med
- 13.4 +9.52	420	10.1		34.6	1.19	50	11.2	36.8	-26.9 +19.1
- 9.52 +6.68	370	8.9		25.7	1.22	4.5	10.1	26.7	
- 6.68 +4.76	185	4.4		21.3	0.89	164	3.7	23.0	Blake's kj. kn.
- 4.76 +3.36	175	4.2		17.1	1.03	180	4.1	18.9	10"16"; utløp
- 3.36 +2.38	140	3.4		13.7	0.90	1.26	2.8	16.1	max.
- 2.38 +1.68	90	2.2		11.5	0.88	0.79	1.8	14.3	
- 1.68 +0.84	170	4.1		7.4	1.22	2.08	4.7	9.6	S-6/kk G
- 0.84 +0.500	66	1.6		6.8	1.49	0.98	2.2	7.4	
- 0.500 +0.251	73	1.7		4.1	1.49	1.09	2.5	4.9	
- 0.251 +0.152	41	1.0		3.1	1.53	0.63	1.4	3.5	
- 0.152 +0.076	46	1.1		2.0	1.45	0.67	1.5	2.0	Råmalm: 1.1% Cu
- 0.076 +0.044	39	0.9		1.1	1.19	0.47	1.1	0.9	Beregnet fra
- 0.044 +0.0	45	1.1			0.86	0.39	0.9		fraksjonene
	4160	100.0			57.06	44.40	100.0		
- ∞ +19.1				100.0					
- 19.1 +13.4	300	6.7	6.7	93.3	1.02	6.83	6.0	94.0	
- 13.4 +9.52	395	8.9	8.9	84.4	0.87	7.74	6.8	87.2	
- 9.52 +6.68	935	20.9	20.9	63.5	0.98	20.47	17.9	69.3	Blake's kj. kn.
- 6.68 +4.76	535	12.0	12.0	51.5	1.25	15.00	13.1	56.2	10"16"; utløp
- 4.76 +3.36	465	10.3	10.3	41.2	1.11	12.42	10.9	45.3	ca 3"8"
- 3.36 +2.38	405	9.1	9.1	32.1	1.14	10.38	9.0	36.3	
- 2.38 +1.68	245	5.5	5.5	26.6	1.06	5.84	5.1	31.2	
- 1.68 +0.84	435	9.7	9.7	16.9	1.23	11.94	10.4	20.8	
- 0.84 +0.0	755	16.9							S-6/kk M
	4460	100.0							
Ar-084 utlyst 376 g									
Nedenfor 2 4 siktninger herav									
- 0.84 +0.500	91.9	24.4	4.1	12.8	1.49	6.11	5.3	15.5	
- 0.500 +0.251	98.0	26.0	4.4	8.4	1.57	6.91	6.0	9.5	
- 0.251 +0.152	52.5	14.0	2.4	6.0	1.49	3.58	3.1	6.4	
- 0.152 +0.076	53.9	14.3	2.4	3.6	1.47	3.53	3.1	3.3	Råmalm 1.1% Cu
- 0.076 +0.044	33.4	8.9	1.5	2.1	1.33	1.99	1.7	1.6	Beregnet fra
- 0.044 +0.0	46.4	12.4	2.1		0.86	1.80	1.6		fraksjonene
	376.3	100.0	100.0		1.15	114.54	100.0		
- ∞ +3.33	3 korn								- ∞ +3.33 vekt
- 3.33 +1.65	17.9	20.4		79.6	0.70	0.126	13.5	86.5	og analysert
- 1.65 +0.84	22.6	25.7		53.9	0.87	0.197	21.2	65.3	Sammen med
- 0.84 +0.42	15.8	17.9		36.0	1.26	0.199	21.3	44.0	-3.33 +1.65
- 0.42 +0.21	10.0	11.4		24.6	1.40	0.140	15.0	29.0	
- 0.21 +0.147	4.4	5.0		19.6	1.48	0.065	6.9	22.1	Spindalkjern
- 0.147 +0.104	3.3	3.8		15.8	1.51	0.050	5.4	16.7	S-6/kk F
- 0.104 +0.074	2.8	3.2		12.6	1.40	0.039	4.2	12.5	Råmalm 1.1% Cu
- 0.074 +0.044	4.5	5.1		7.5	1.20	0.054	5.8	6.7	Beregnet fra
- 0.044 +0.0	6.6	7.5			0.95	0.063	6.7		fraksjonene
	87.9	100.0			1.06	0.933	100.0		

Kauto Kaino kobberfalter Prøve mtk. 5-6 (karbonat / CuFeS₂)

Sikt lysåpning mm	På sikt			Gj. vekt	Gj. vkt.		Utg. Cu	Utg. Cu Gj. sikt	Anm.
	g	%	%	kun%	% Cu	g Cu	%	kun%	
- ∞ + 0.42	(0.05)	(0.7)		(99.3)					Gods fra op. kvern
- 0.42 + 0.21	1.7	2.3		97.7	0.49	0.00833	1.0	99.0	batch mølle:
- 0.21 + 0.147	6.0	8.2		89.5	0.90	0.05400	6.6	92.4	0.5 kg gods
- 0.147 + 0.104	8.9	12.2		77.3	1.18	0.10502	12.9	79.5	2.0 kg møller
- 0.104 + 0.074	10.7	14.7		62.6	1.34	0.14338	17.6	61.9	0.50 vann
- 0.074 + 0.053	17.4	23.8		38.8	1.22	0.21228	26.1	35.8	Maletid: 25 min
- 0.053 + 0.044	10.9	14.9		23.9	0.90	0.09810	12.0	23.8	5-6 / sek φ
- 0.044 + 0.0	17.4	23.9			1.11	0.19314	23.8		Beregnet fra
	73.0	100.0			1.12	0.81425	100.0		eksperiment

Sikt lysåpning mm	På sikt	g	%	%	g	%	g	%	g	%	Anm.
-∞ +269	2800										
-269 +9.1	910	147	14.7	5.3	0.72	10.524	13.1	86.9			
-19.1 +13.4	1940	312	31.2	54.1	0.91	28.392	35.2	64.7			
-13.4 +6.68	1585	255	25.5	28.6	0.81	20.655	25.6	24.4			
-6.68 +3.36	715	11.5	11.5	17.1	0.70	8.050	10.0	16.1			
-3.36 +1.68	420	6.8	6.8	10.3	0.70	4.760	5.9	10.2			
-1.68 +0.84	255	4.1	4.1	6.2	0.70	2.870	3.6	6.6			Blakes kj. kniser
-0.84 +0.0	385	6.2									10" 6" utløp
	6210	100.0									
Ar-0.84 utløp 0.269											s-7/tek G
-0.84 +0.500	21.6	262	1.6	4.6	0.67	1.072	1.3	5.3			
-0.500 +0.251	22.9	270	1.7	2.9	0.77	1.309	1.6	3.7			
-0.251 +0.152	12.2	148	0.9	2.0	0.91	0.819	1.0	2.7			
-0.152 +0.076	11.7	14.2	0.9	1.1	1.07	0.963	1.2	1.5			Ramalm: 0.73% Cu
-0.076 +0.044	7.3	8.8	0.6	0.5	1.07	0.642	0.8	0.7			Beregnet fra
-0.044 +0.0	6.9	8.4	0.5		1.07	0.535	0.7				fraksjonene
	82.6	100.0	100.0		0.81	80.651	100.0				
-∞ +9.1				100.0							
-19.1 +13.4	345	9.7	9.7	90.3	0.66	6.402	9.0	91.0			
-13.4 +6.68	1270	35.6	35.6	54.7	0.67	23.852	33.4	57.6			
-6.68 +3.36	795	22.2	22.2	32.5	0.74	16.428	23.2	34.4			Blakes kj. kniser
-3.36 +1.68	450	12.6	12.6	19.9	0.67	8.442	11.9	22.5			10" 6" utløp
-1.68 +0.84	285	8.0	8.0	11.9	0.68	5.440	7.6	14.9			ca 3/8"
-0.84 +0.0	425	11.9									
	3570	100.0									
Ar-0.84 utløp 0.89 g											s-7/tek M
-0.84 +0.500	24.4	27.3	3.2	8.7	0.68	2.176	3.1	11.8			
-0.500 +0.251	26.7	29.9	3.6	5.1	0.77	2.772	3.9	7.9			
-0.251 +0.152	13.4	15.0	1.8	3.3	0.88	1.584	2.2	5.7			
-0.152 +0.076	12.6	14.1	1.7	1.6	1.07	1.819	2.6	3.1			Ramalm: 0.73% Cu
-0.076 +0.044	6.7	7.5	0.9	0.7	1.16	1.044	1.5	1.6			Beregnet fra
-0.044 +0.0	5.5	6.2	0.7		1.58	1.106	1.6				fraksjonene
	89.3	100.0	100.0		0.21	71.06	100.0				
-∞ +3.33	2.3	3.3		96.7	0.07	0.00161	0.3	49.2			
-3.33 +1.65	22.9	34.7		62.0	0.70	0.16730	33.0	66.7			
-1.65 +0.85	18.1	27.2		34.8	0.70	0.13160	25.9	40.8			
-0.84 +0.42	9.7	14.1		20.7	0.70	0.06790	13.4	27.4			
-0.42 +0.21	5.6	8.1		12.6	0.72	0.04032	8.0	19.1			Spindal Kvern
-0.21 +0.147	2.3	3.3		9.3	0.94	0.02162	4.3	15.1			
-0.147 +0.104	1.8	2.2		7.1	0.98	0.01470	2.9	12.2			s-7/tek F
-0.104 +0.074	1.3	1.9		5.3	1.05	0.01365	2.7	9.5			Ramalm
-0.074 +0.044	1.2	1.7		3.5	1.39	0.01648	3.3	6.2			Beregnet fra
-0.044 +0.0	2.4	3.5			1.32	0.03168	6.2				fraksjonene
	69.0	100.0			0.73	0.50706	100.0				
-∞ +0.42	(0.25)										Gode fra sp. Kvern
-0.42 +0.21	6.2	9.4		90.6	0.19	0.01128	2.6	97.4			blake melle
-0.21 +0.147	11.3	17.0		73.6	0.44	0.05148	11.4	86.0			0.5 kg gode
-0.147 +0.104	10.1	15.2		58.4	0.58	0.05658	12.8	73.2			2.0" Kuller
-0.104 +0.074	8.8	13.3		45.1	0.75	0.04600	14.5	58.7			0.5 E vann
-0.074 +0.053	9.1	13.7		31.4	0.84	0.03644	16.8	41.9			Malteid: 25 min
-0.053 +0.044	12.6	19.0		12.4	0.91	0.11466	25.2	16.7			s-7/tek G 25
-0.044 +0.0	8.2	12.4			0.93	0.07626	16.7				Beregnet fra
	66.3	100.0			0.69		100.0				fraksjonene

Sample 1g = 1000 mg mm	Pb			Zn			Cu			Amor.
	g	%	%	g	%	%	g	%	%	
- 00 + 0.42	(0.12)									Gold imp. 1000
- 0.42 + 0.21	1.4	2.4		97.6	5.07	0.0008	2.2	0.98		batch melle:
- 0.21 + 0.147	5.4	9		88.3	0.25	0.0035	2.1	96.7		0.5 kg gold
- 0.147 + 0.104	8.6	14.6		73.9	0.58	0.0098	11.6	85.1		20- filter
- 0.104 + 0.074	9.4	15.9		58.0	0.68	0.0632	14.9	70.2		0.51 rodet
- 0.074 + 0.053	14.2	24.0		34.0	0.83	0.1178	27.6	42.6		Male 10:35 am
- 0.053 + 0.044	18.4	31.1		2.9	0.91	0.1674	39.0	3.6		5-1/2 kg 0.35
- 0.044 + 0.0	1.7	2.9			0.91	0.0154	3.6			1/2 barrel of
	59.1	100.0			10.73	0.42905	100.0			hydroponic

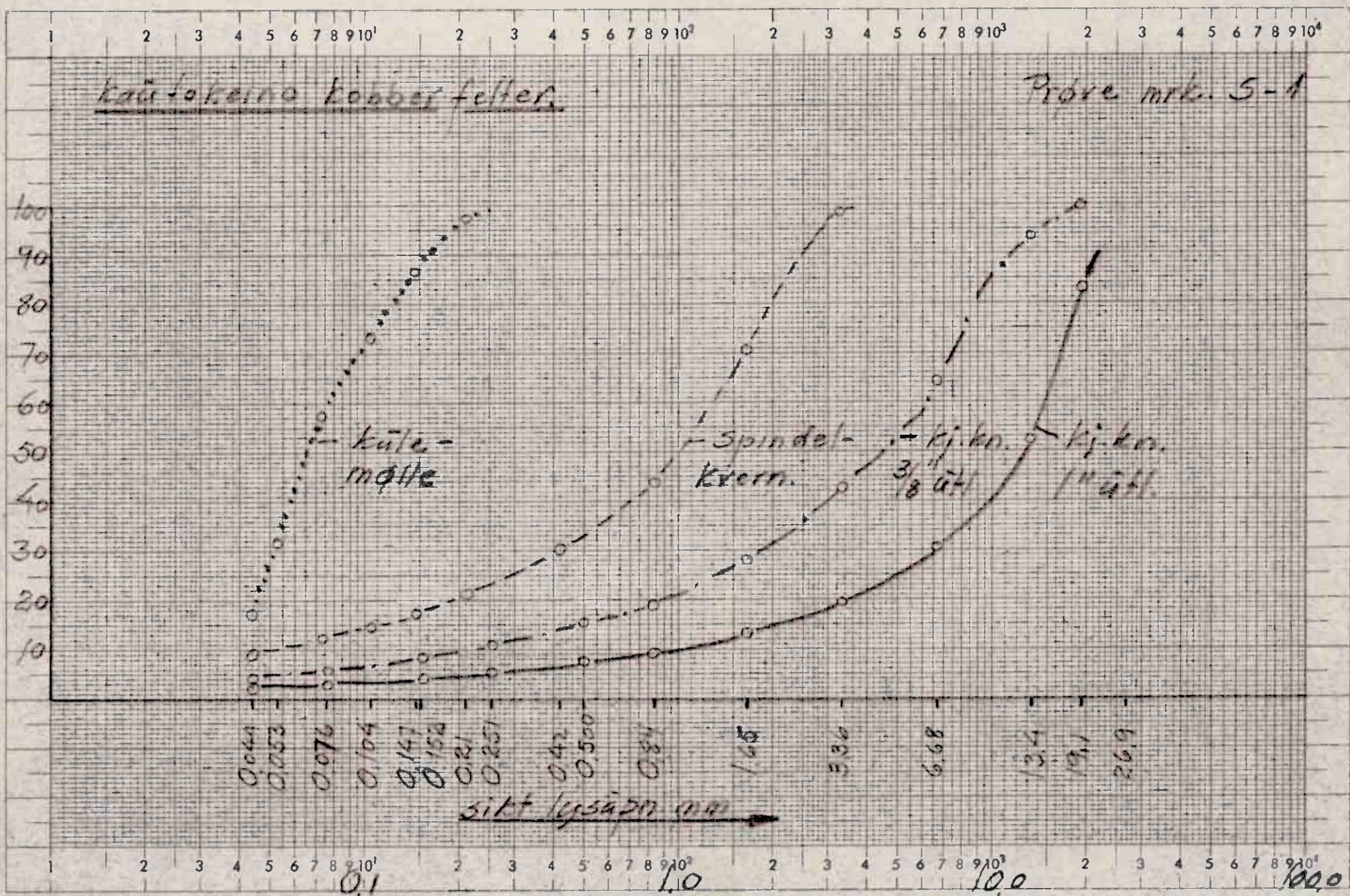
Male lid 25 mm gir for grovt gids for 16-og 18
 ——— 35 : gir samme cirkelrue som for
 25 mm male lid for 5-1 og 5-6.

Zunahme in % 0 5 10 20 30 40 usw. —> usw. —> 0 5 10 20 30 40 50 60 70 80 90 100 Abnahme in %

Kautschukmehl

Probe nr. 5-1

Gf. s. i. t. k. u. m. %



Bilag 1/6

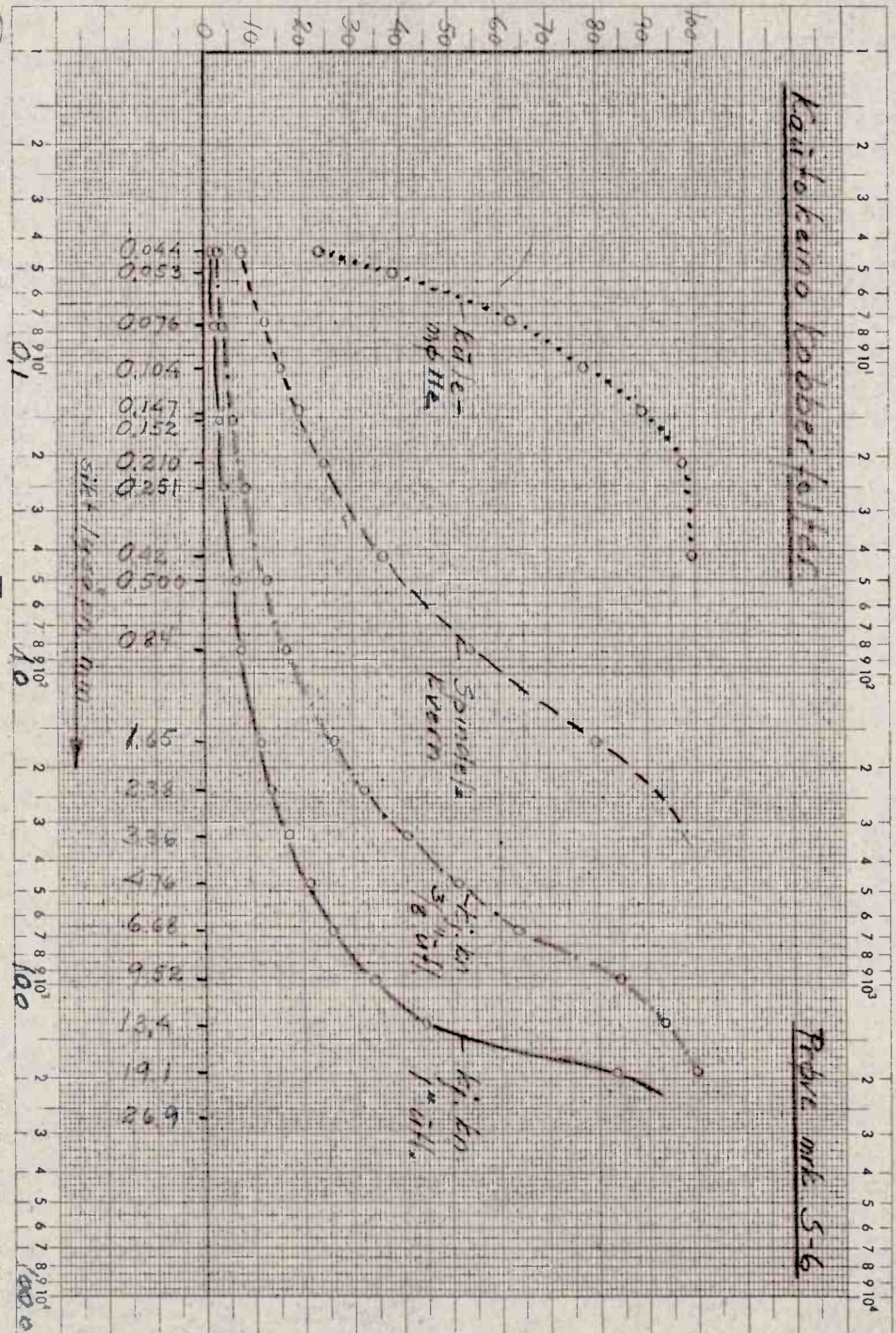
Gj. st. + K. u. n. %

Kaiserslautern

Prüf. Nr. 5-6

Zunahme in % 0 10 20 30 40 50 60 70 80 90 100

Abnahme in %



STERN Copyright 1937 by Stern, Inc. Nr. 369 1/2: 6 P Eine Achse logar. geteilt von 1 bis 10000, Einheit 62,5 mm, die andere in mm mit Prozentmaßstab

Bilag 1.2

Zunahme in % 0 5 10 20 30 40 usw. →

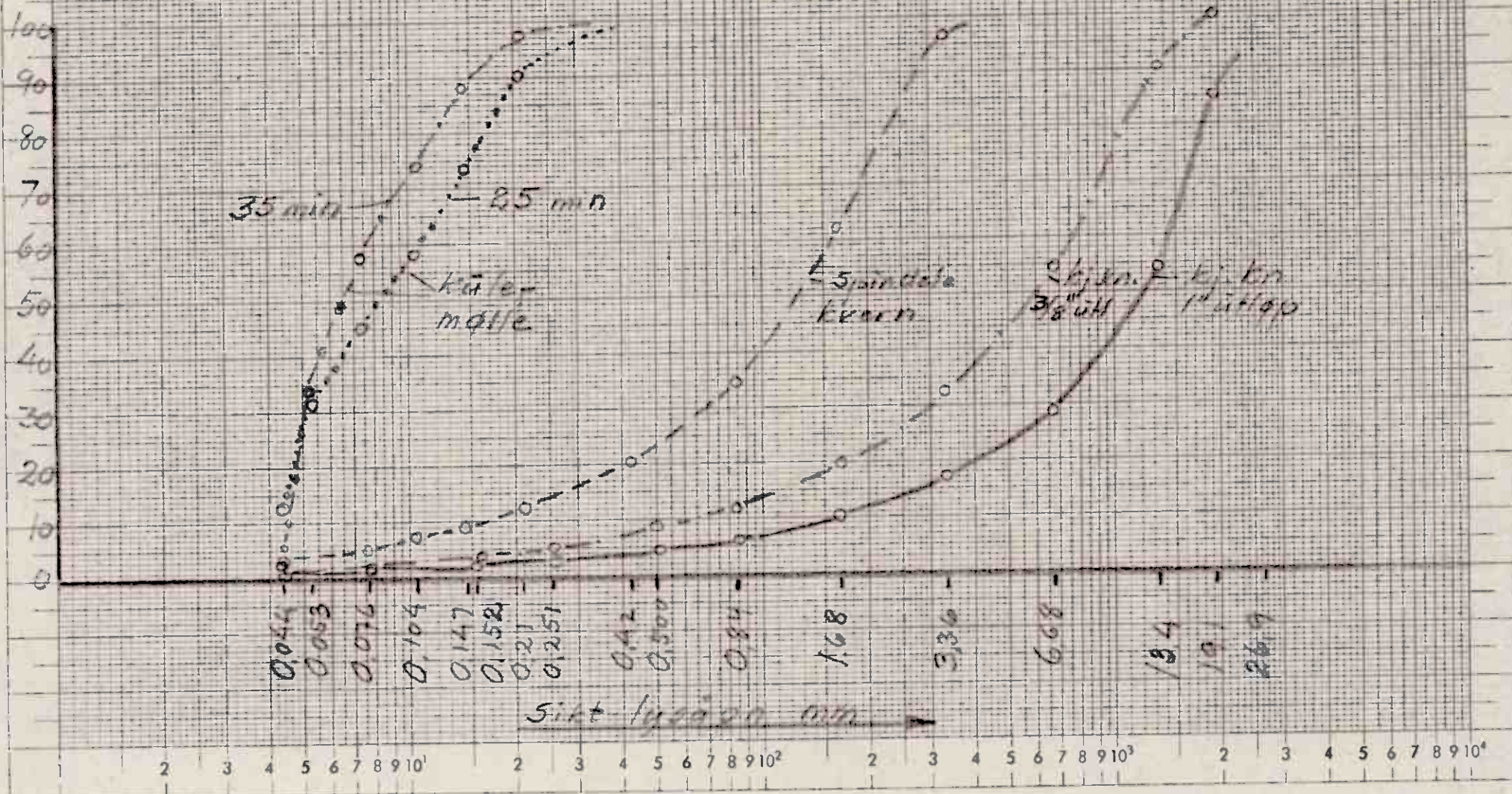
usw. ← 0 5 10 20 30 40

Abnahme in %

Kautokero Kopperfetter

Probe Nr. 5-7

Gr. Silt - Korn %



Zunahme in % 5 10 20 30 usw. Abnahme in % 5 10 20 30 usw.

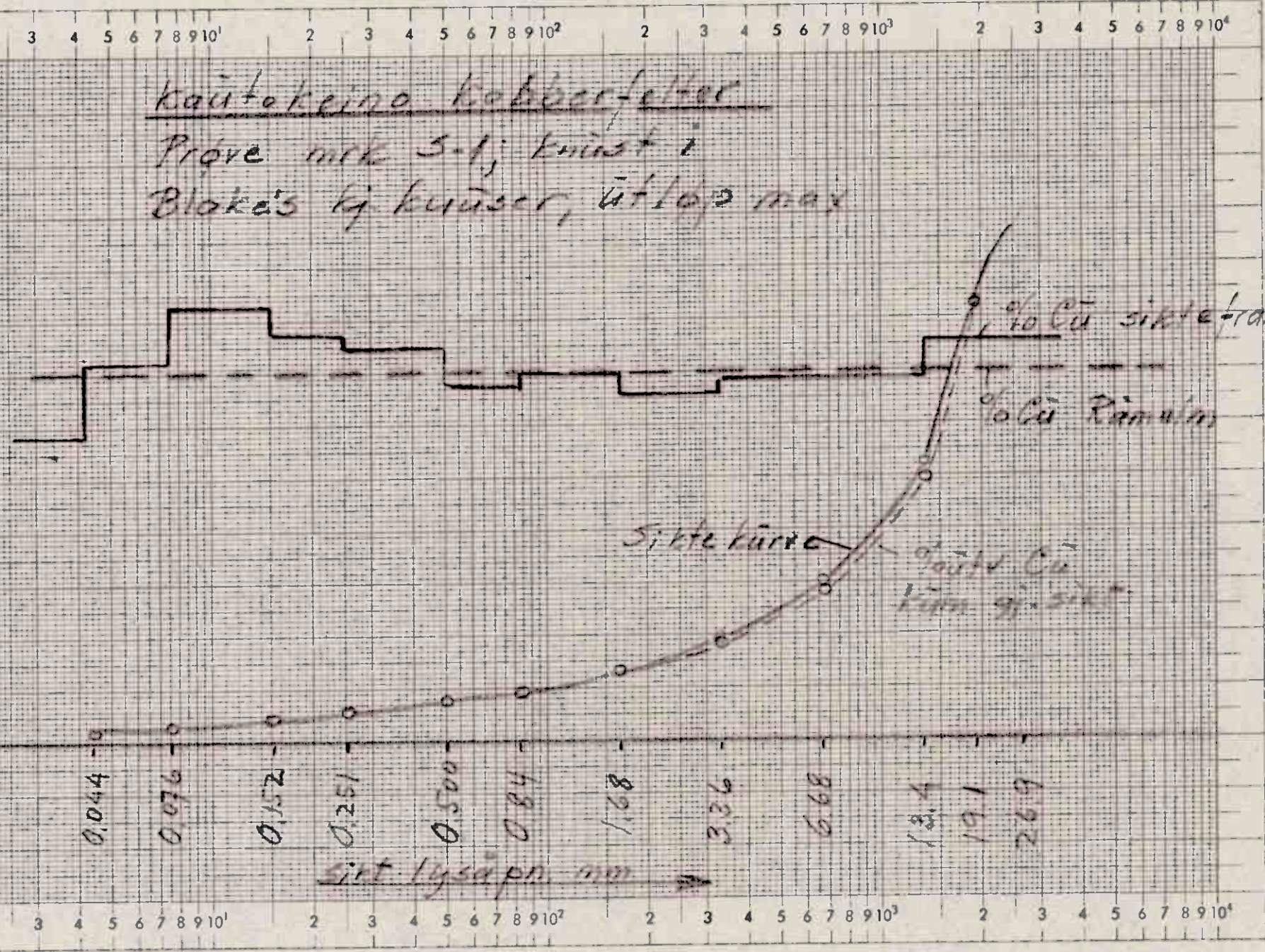
Kautschuk-Kolbenfett

Probe mit 3-f. Kunst 2

Block's 1/2 Künser, ütlap max

Gj. sikt kum %

100 2.0
90 1.8
80 1.6
70 1.4
60 1.2
50 1.0
40 0.8
30 0.6
20 0.4
10 0.2
0



% Cu siktet fraesj
% Cu Ramm
% Cu Kunn 1/2 sikt

Sikt lys p. n. mm

3. Aug 19

Zunahme in %

8

8

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

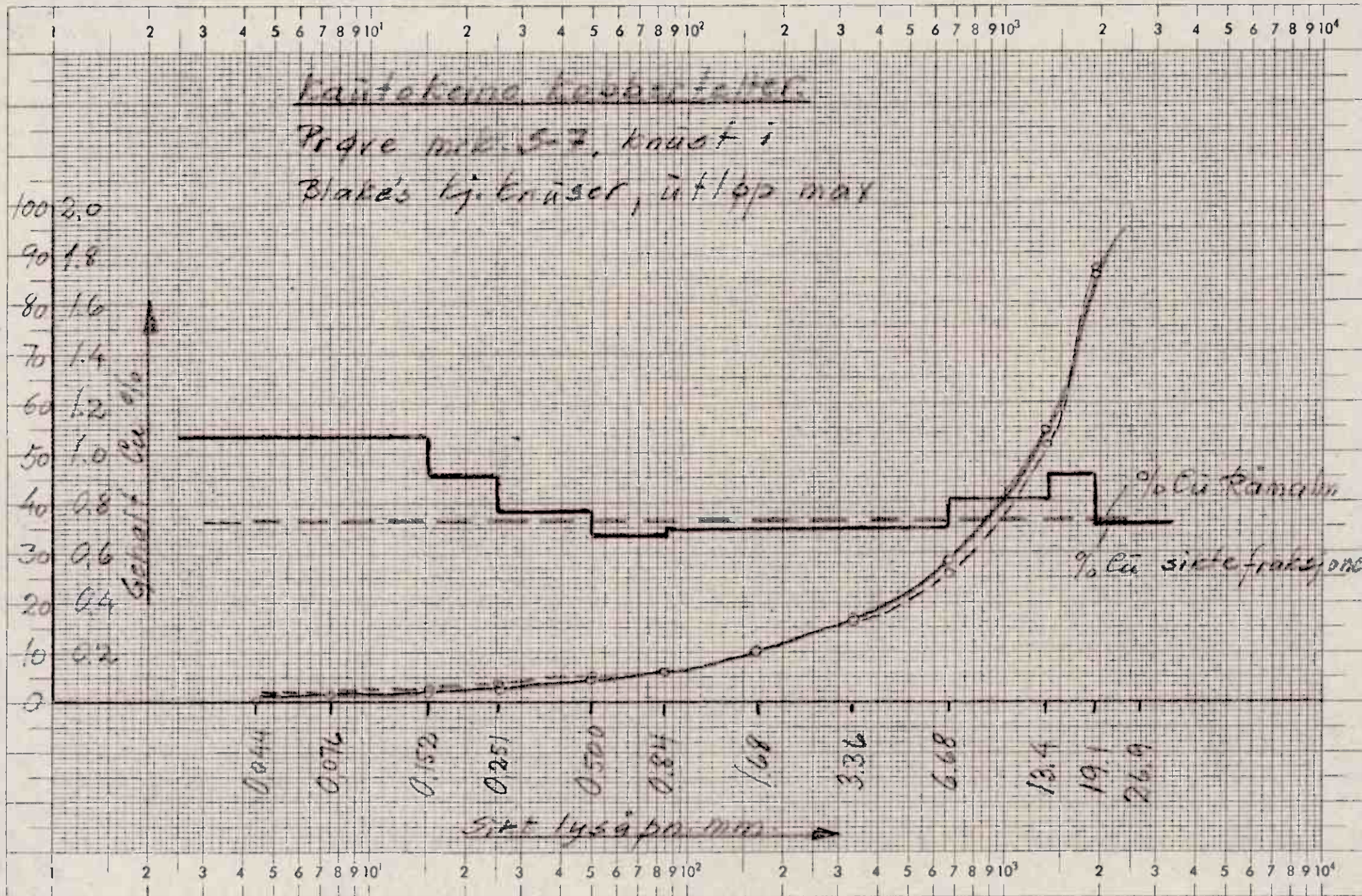
20

20

20

20

Abnahme in %



COPYRIGHT - PATENT - VERWALTUNG - DEUTSCHE - MARK. Nr. 369 1/2:6 P



Eine Achse logar. geteilt von 1 bis 10000, Einheit 62,5 mm, die andere in mm mit Prozentmaßstab

B. 09 11

Zunahme in %

8

100

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

20

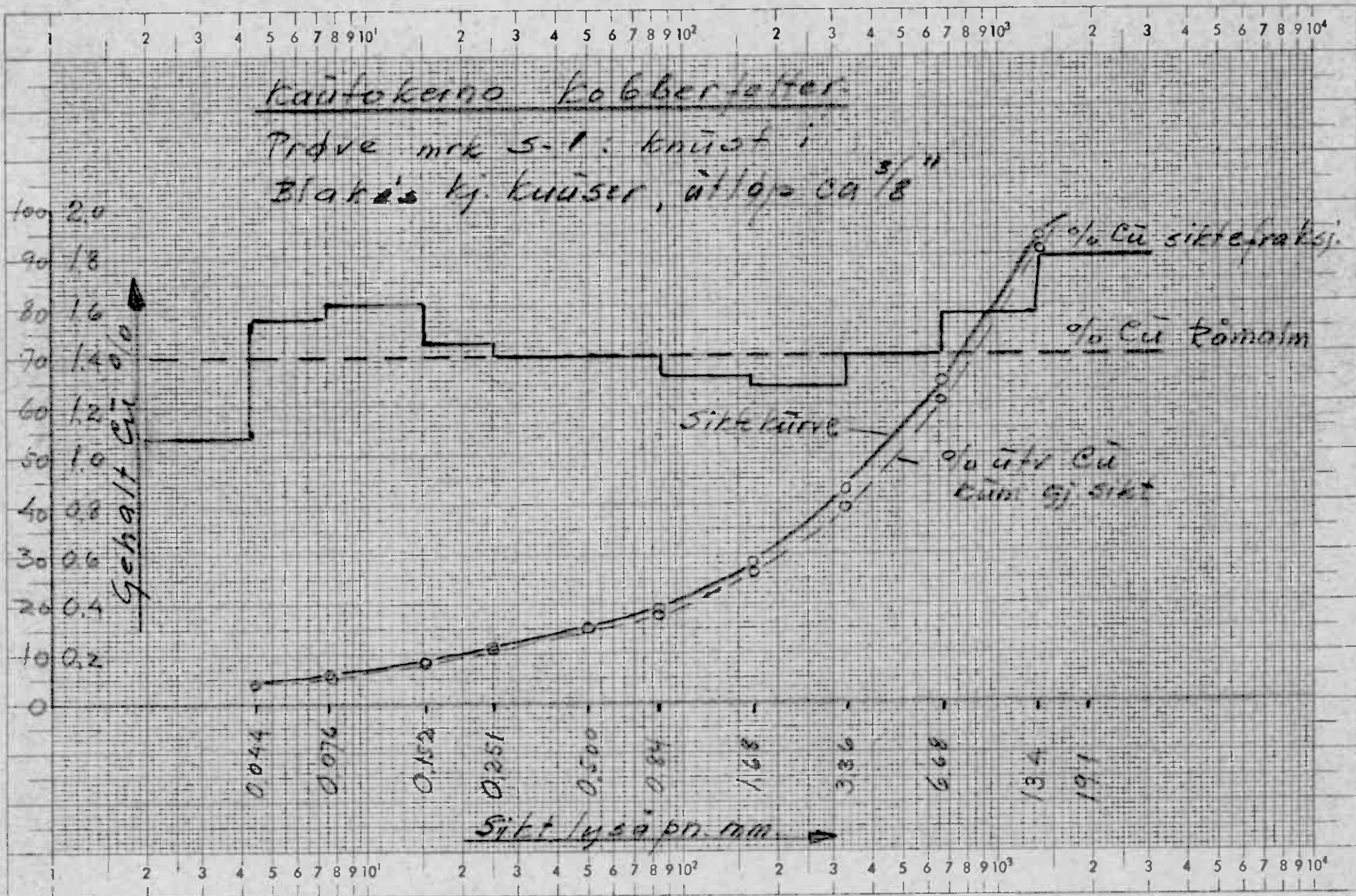
20

20

20

20

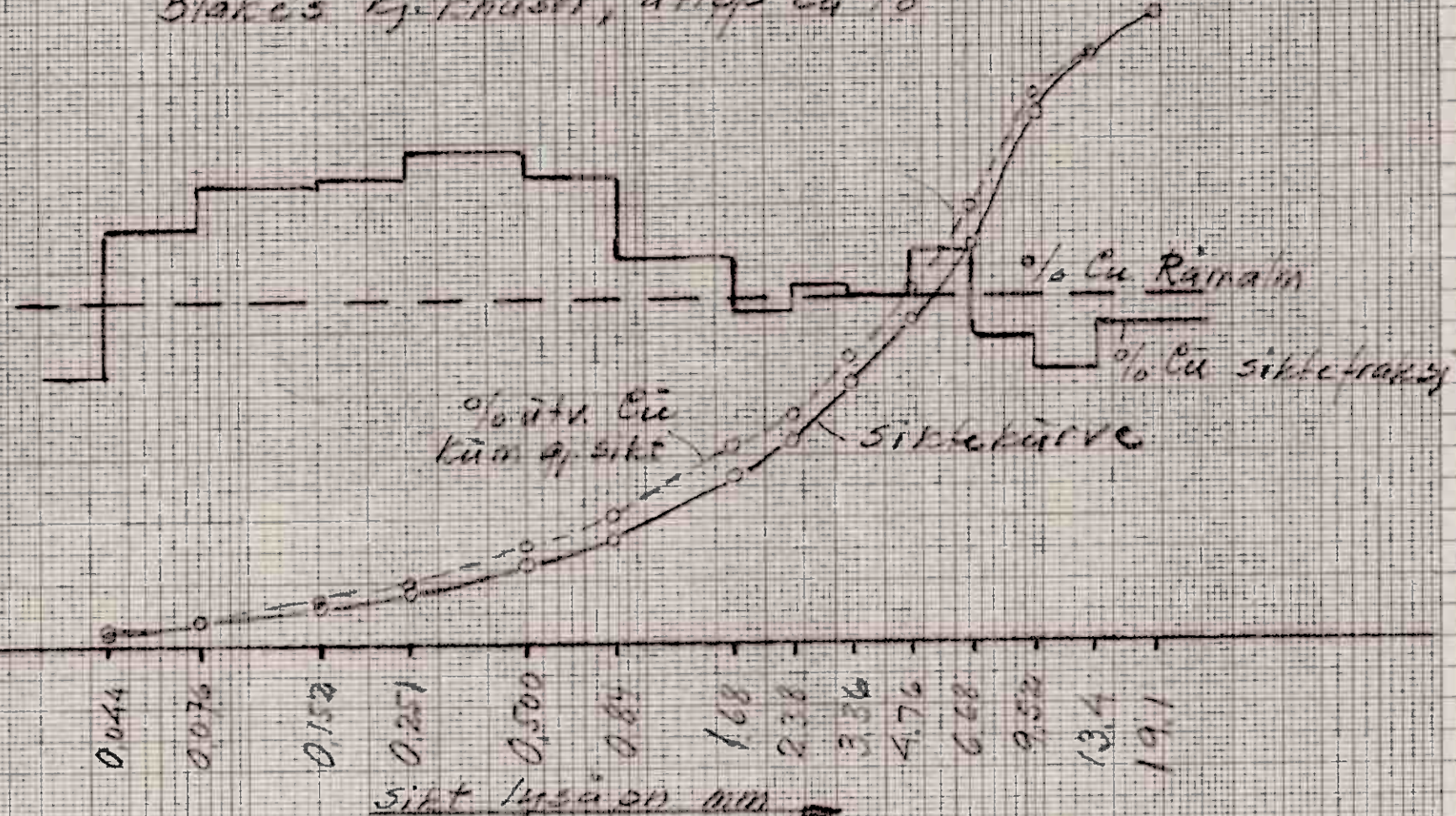
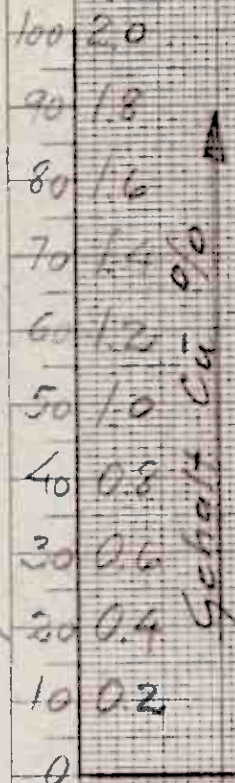
Abnahme in %



Zunahme in % 0 5 100 200 300 usw. → Abnahme in % 0 5 10 20 30 usw. ←

Kautokemo Kopperfelter
 Probe nrk 5-6; Knüst:
 Blake's K.-Knüser, ütlöp ca 3/8"

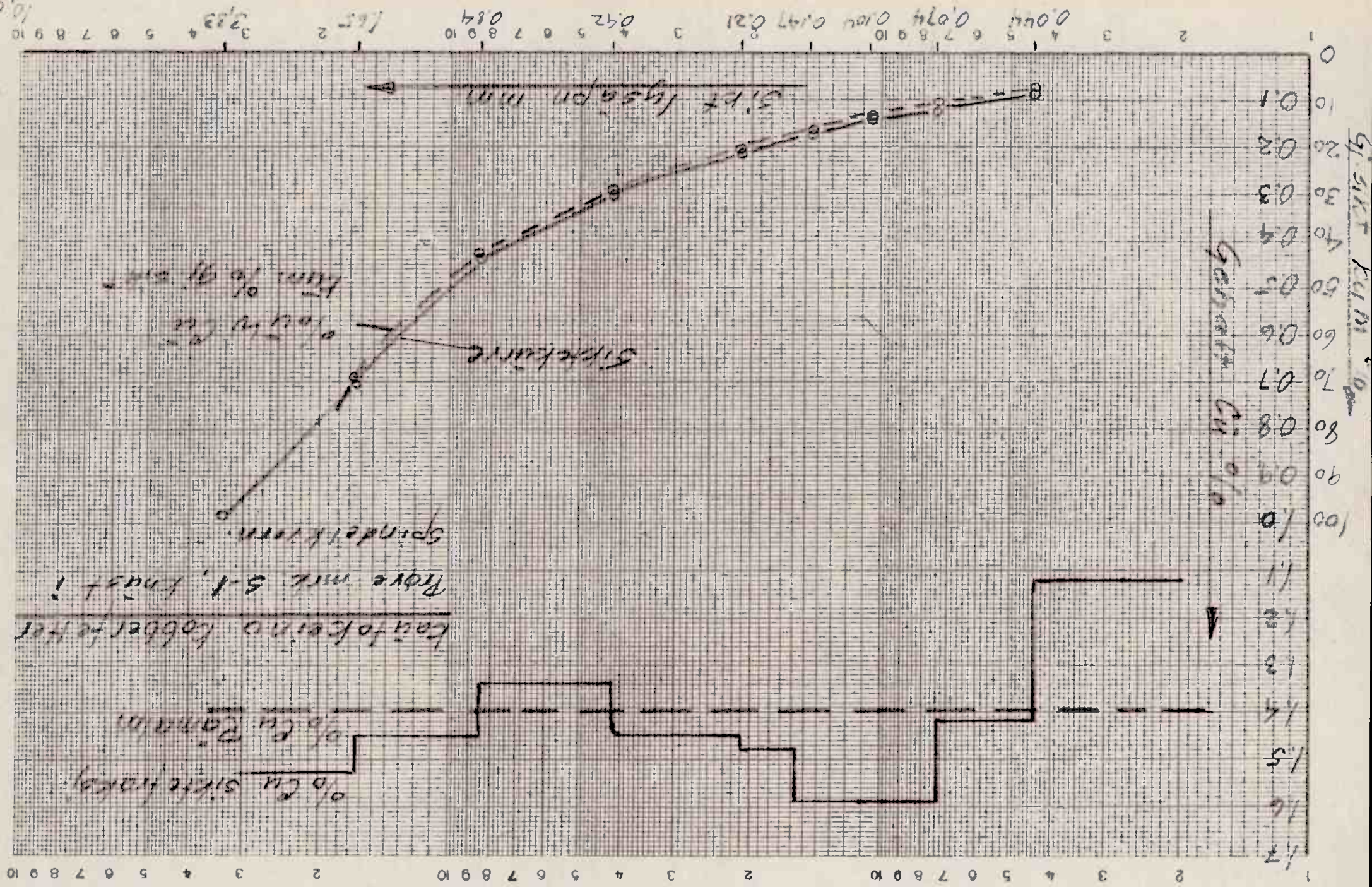
Gj silt kum %



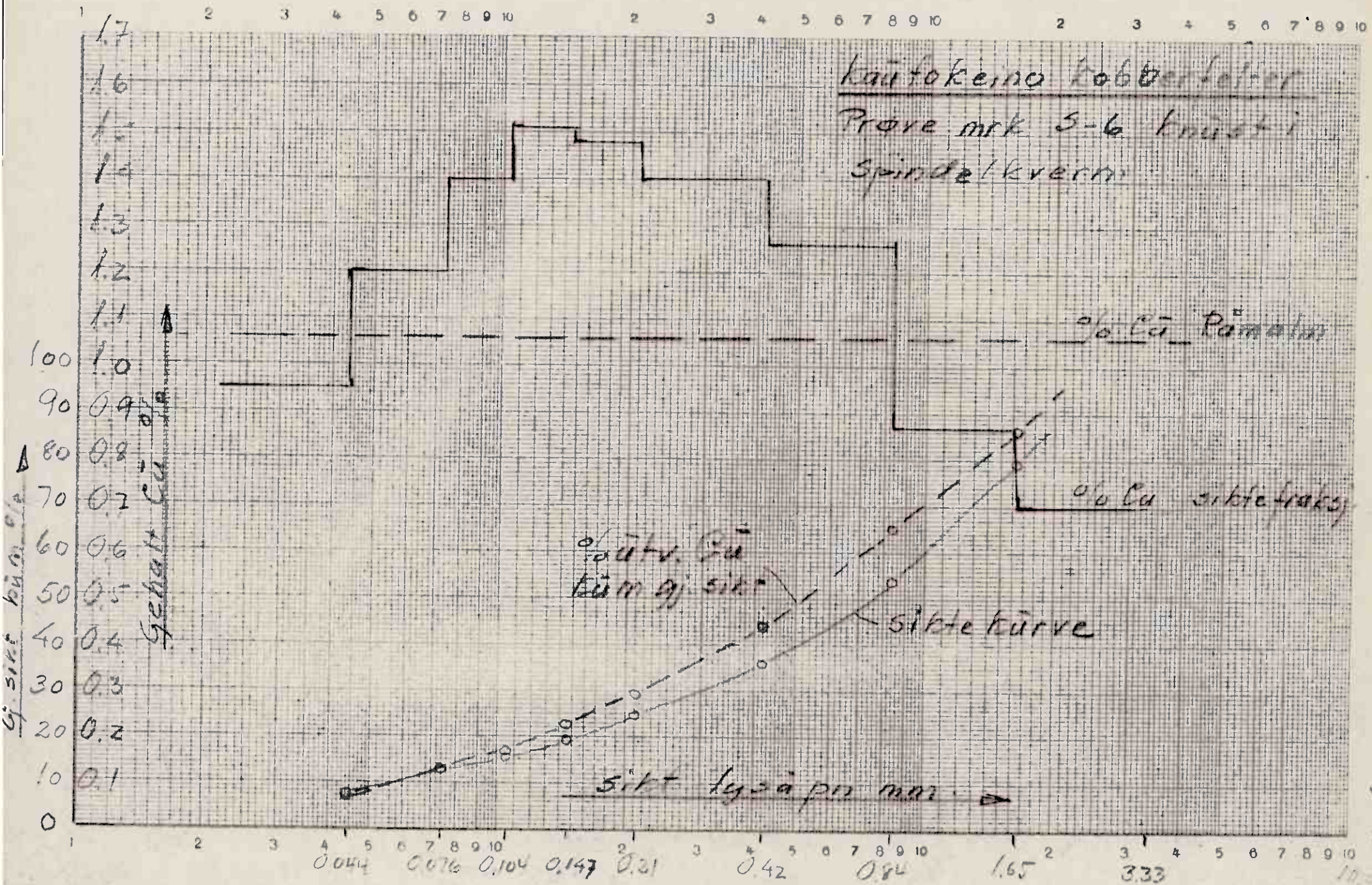
Silt i mm

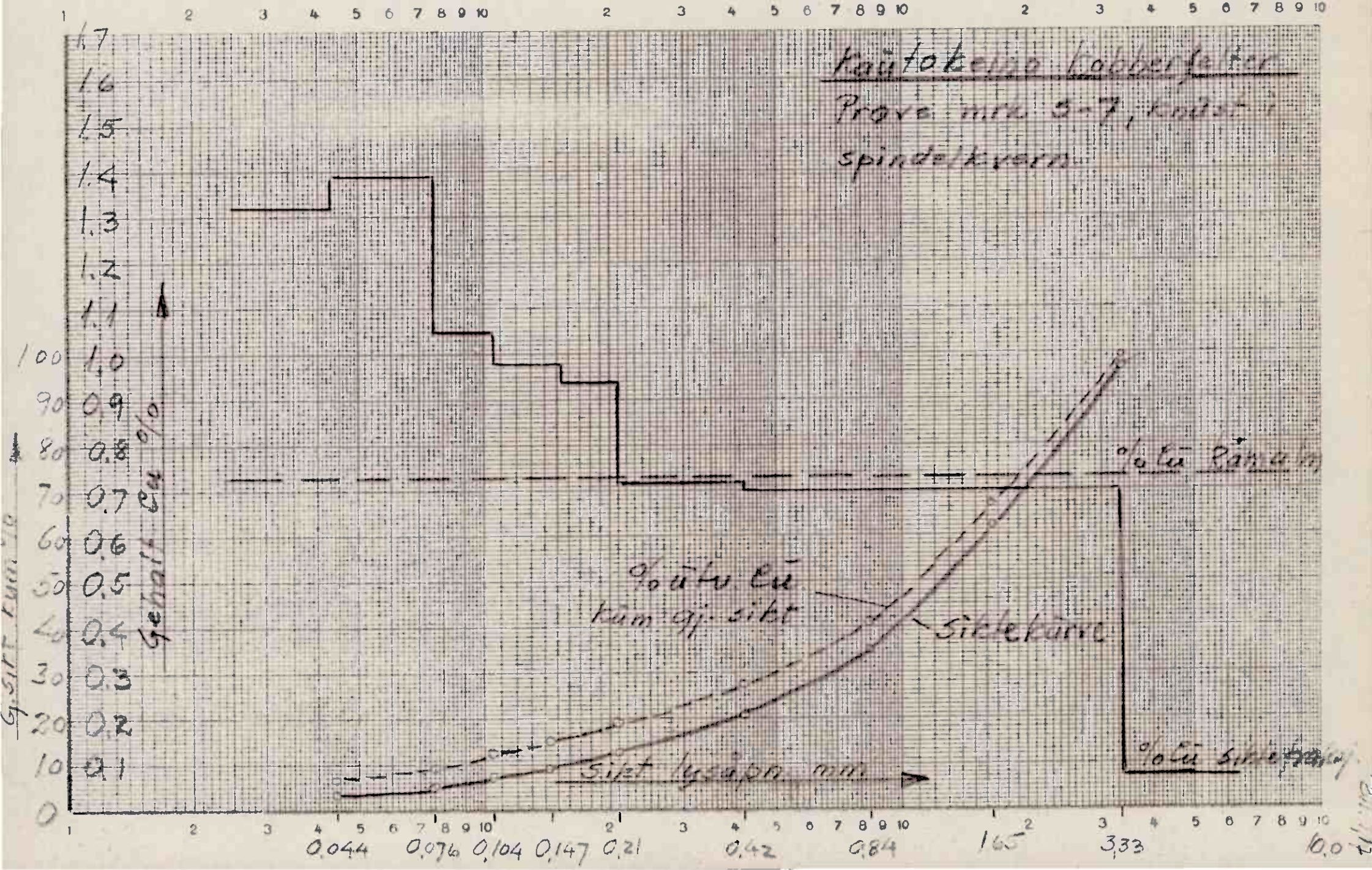
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10¹ 2 3 4 5 6 7 8 9 10² 2 3 4 5 6 7 8 9 10³ 2 3 4 5 6 7 8 9 10⁴

2111 6112



Billie

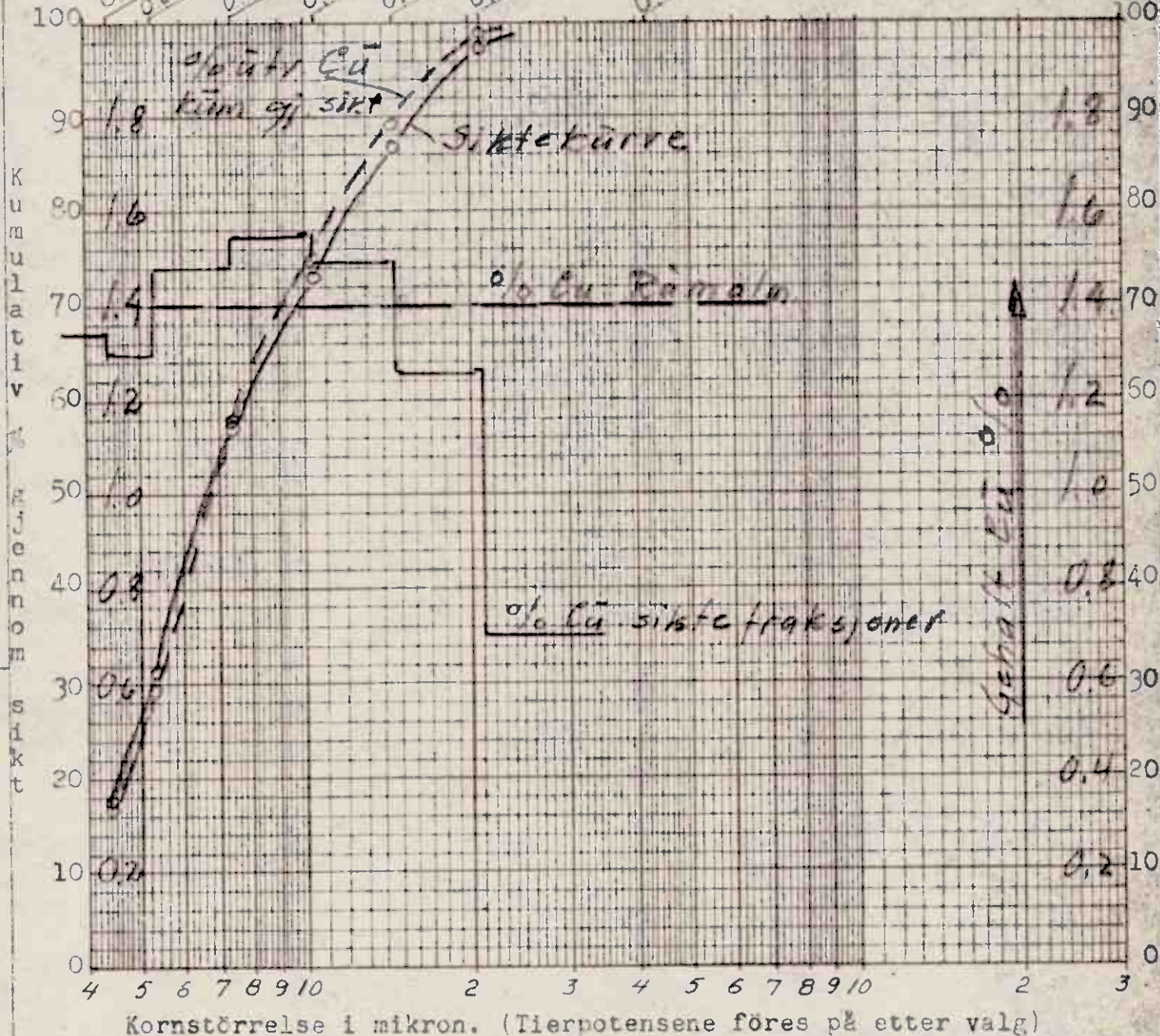




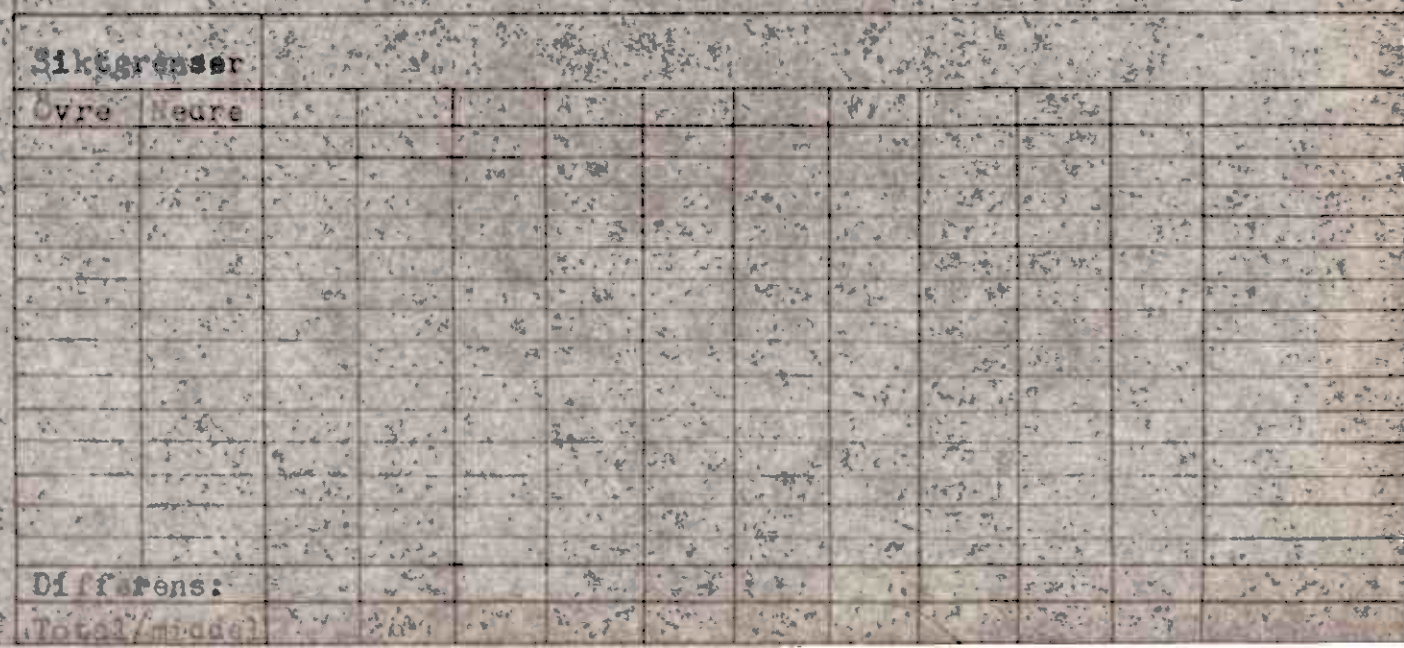
Utfört av ... *J. H. Hatt* ...
(sign)

.....melina.....

100 0044 0053 0044 0104 0145 021 042

[illegible]

..... making



Trondheim, Norge 1948

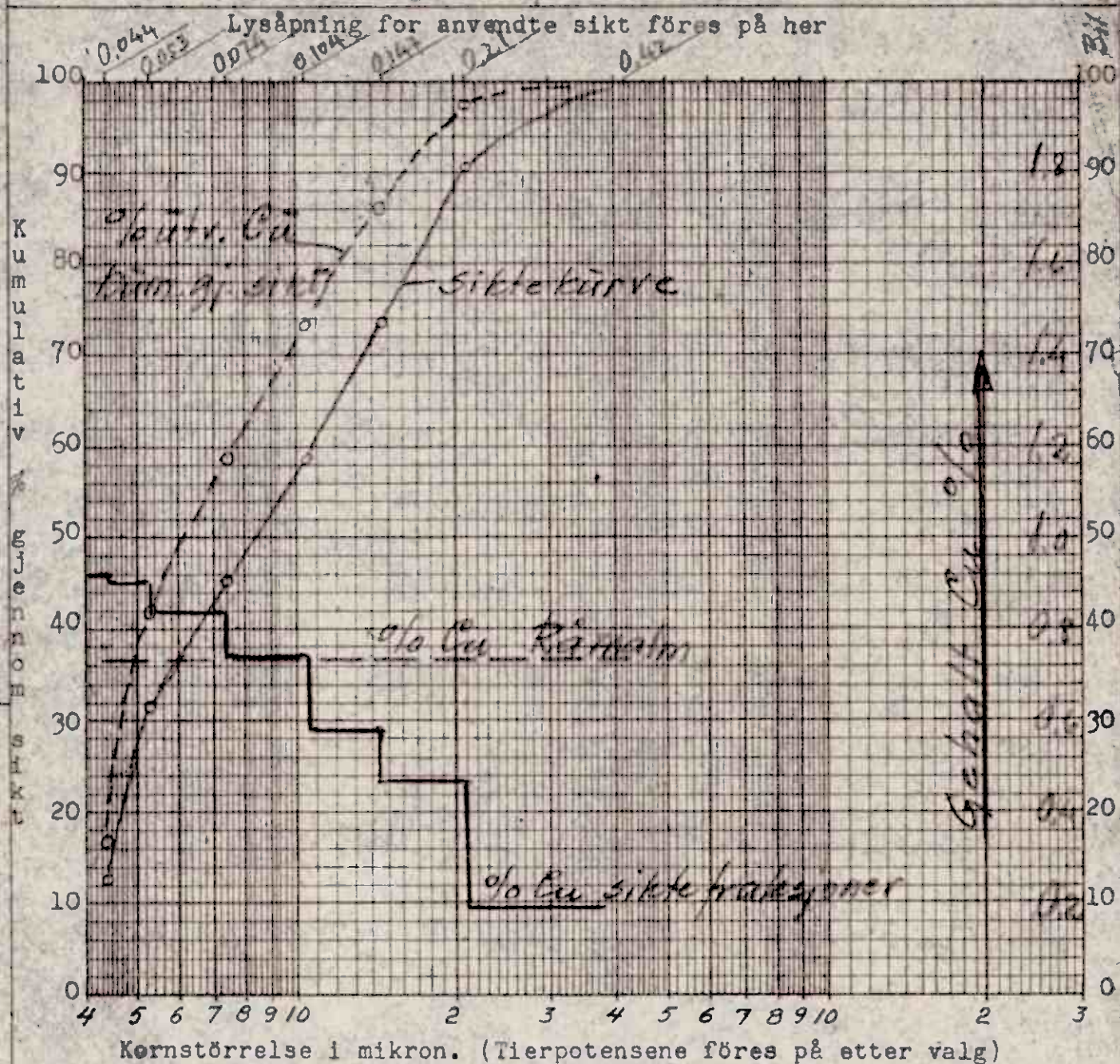
Utfört av
(sign)

Oppgave : kråtokcigu, kobberfelter

Malmttype: *Prove work, 5-7110561...*

Försök : Batch kult.mö/f.f. 2.....

10.9.17.9... 25 min. 10.9.17.9...



Siktgrenser
Øvre Nedre
Differens:
Total/middel.

Trondheim, Norge *Januar*. 1956

Utfört av ... *Jon Håkansson* ...
(sign)

Malmttype: TYPE A

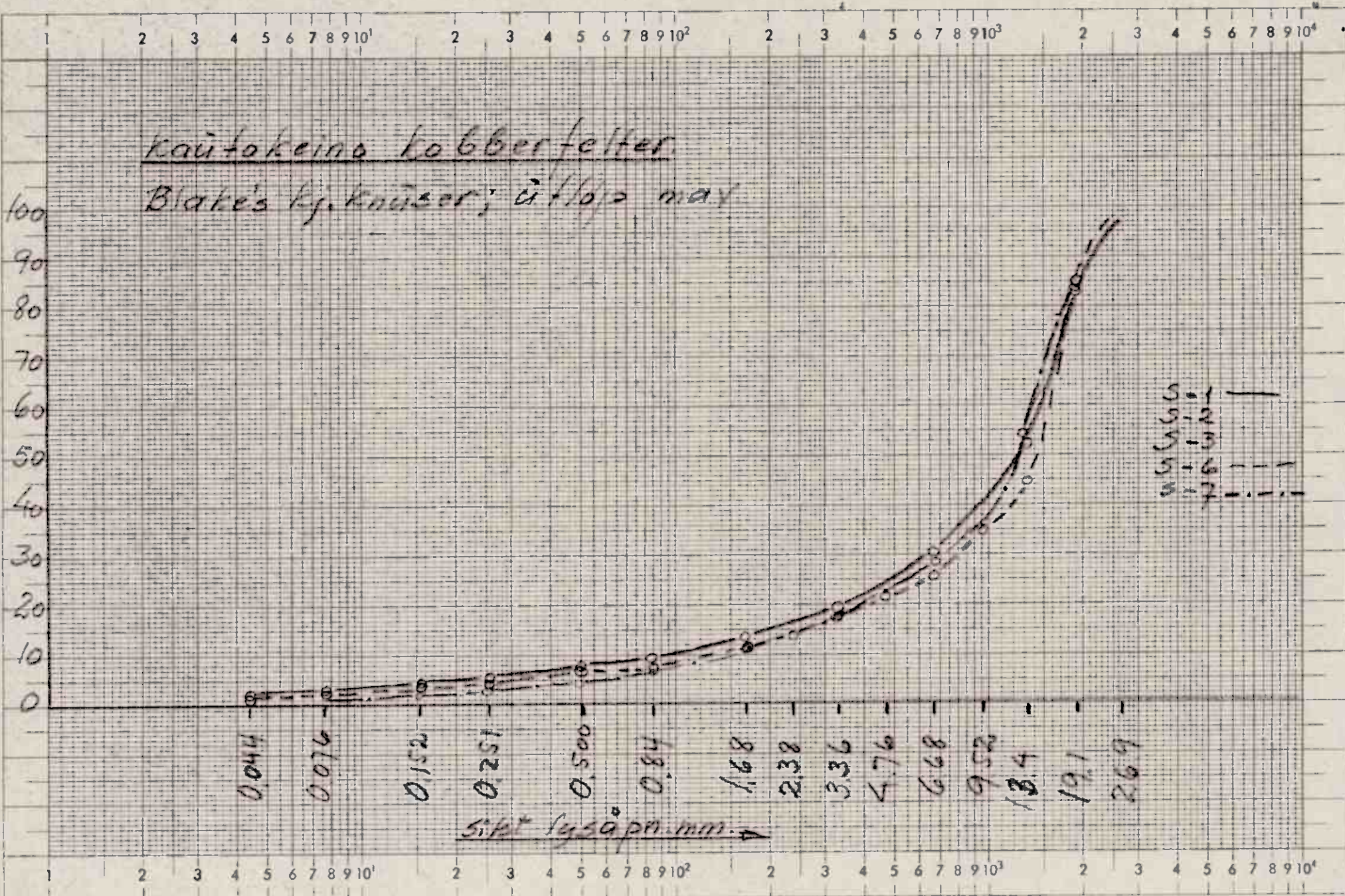
Försök : 2. 3. 4. kulemodell

maling. 35 min. male tid.....

[illegible]

Kautokemo Kobberfelter.
 Blake's K. Kautser; 6" 10" 2" max

G. silt + K. m. %



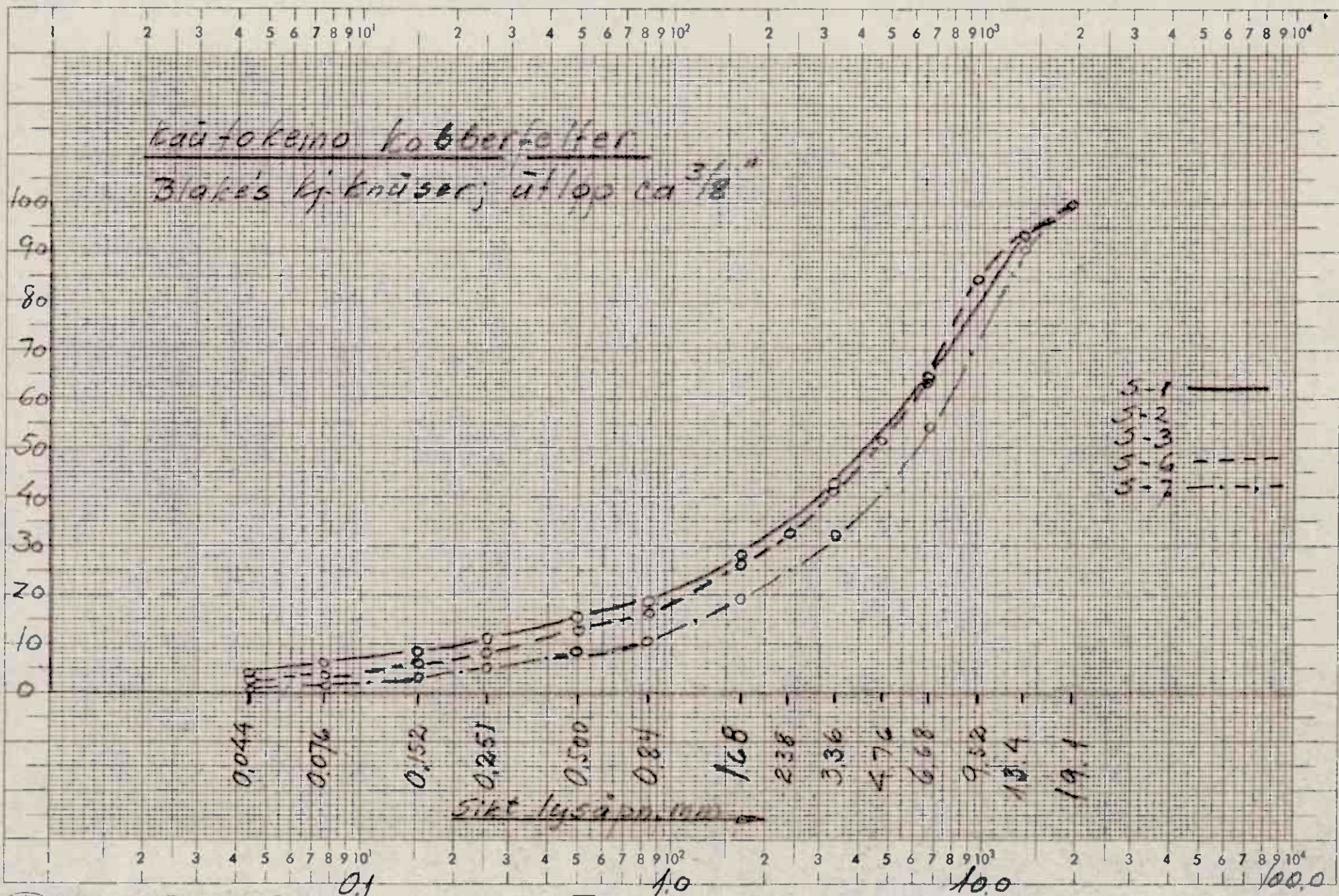
S. i. p. in mm

Blatt 122

Zunahme in % 5 10 20 30 usw. usw. 5 5 5 5 5 5 5 Abnahme in %

Kautokemo kobberfolien
 Blake's kj knuser; utløp ca $3\frac{1}{8}$ "

Gj. sikt kinn %



Sikt 1459 mm

5-1 ———
 5-2 ———
 5-3 ———
 5-4 - - - -
 5-5 - - - -

Bilag 1,23

Kaitakeino Kobberfelter
 Knüsing i spindelkvern

Gj. sikt kinn %

0,044

0,074

0,104

0,147

0,21

0,42

0,84

1,65

3,33

sikt / 4500. mm

5.1
 5.2
 5.3
 5.4
 5.5
 5.6
 5.7
 5.8
 5.9
 6.0

124 6012

10,0

OPPREDNINGSLABORATORIET, N.T.H.

Trondheim, Norge .. *Januar* 1958

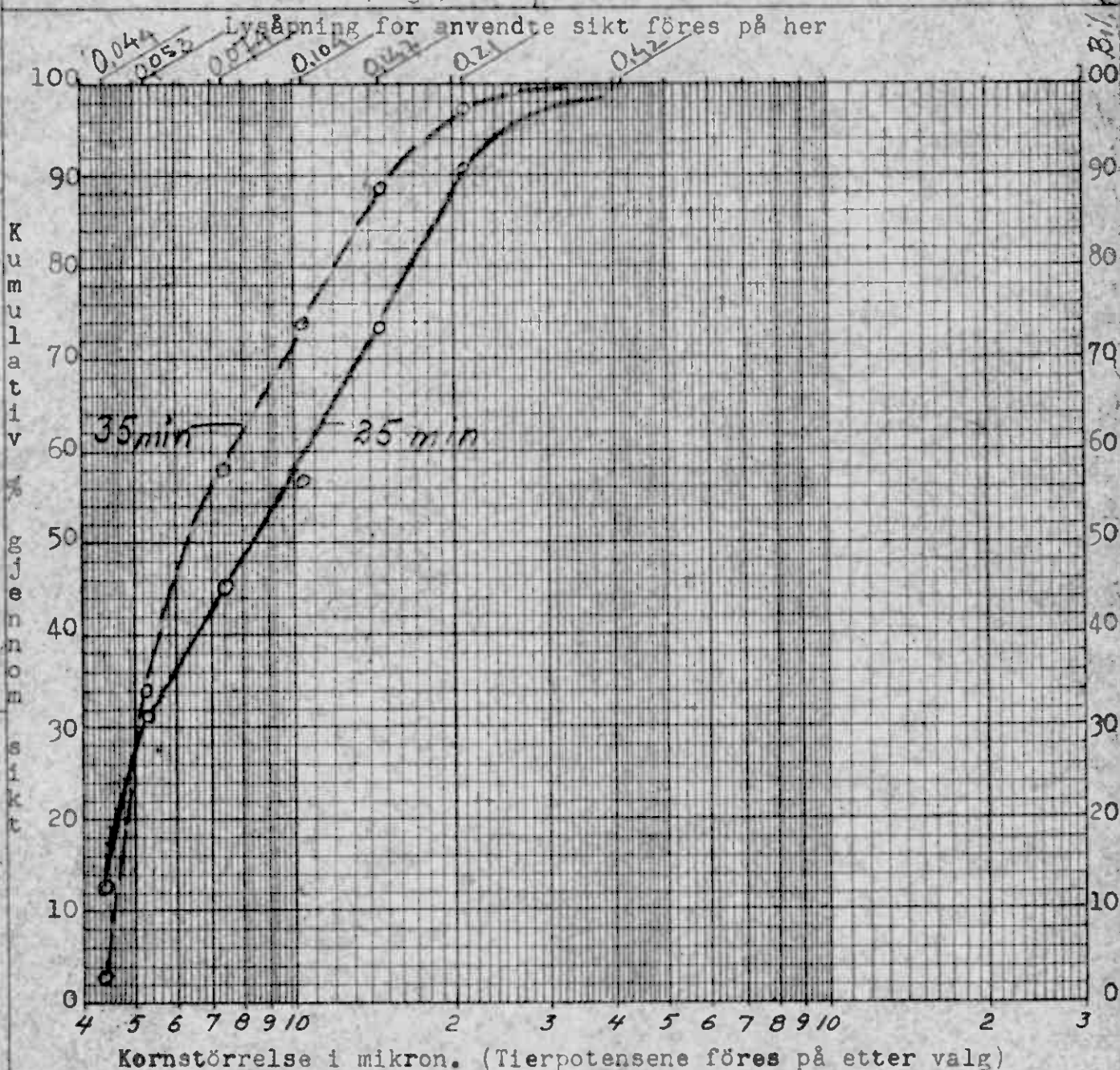
Utført av ... *Thor. Hattum* ...
(sign)

Oppgave : *Kautokemo kalcerfelter*

Malmtyp: *S-7 (100% blank)*

Førsøk : *Batch kule malle*

maling ... *25 og 35 min*



Siktgrenser		25 min maling			35 min maling		
Øvre	Nedre	På sikt	Gjennf	På sikt	Gjennf	På sikt	Gjennf
g		g	% kum%	g	% kum%	g	% kum%
∞	0.42	(0.25)		(0.12)			
0.42	0.21	62	9.4	90.6	1.4	2.4	97.6
0.21	0.147	11.3	17.0	73.6	5.4	9.1	88.5
0.147	0.104	10.1	15.2	58.4	8.6	14.6	73.9
0.104	0.075	8.8	13.3	45.1	9.4	15.9	58.0
0.075	0.053	9.1	13.7	31.4	14.2	24.0	34.0
0.053	0.044	12.6	19.0	12.4	18.4	31.1	29
0.044	0.0	82	12.4		17	2.4	
Differens:							
Total/middel		66.8	100.0	57.0	100.0		

OPPREDNINGSLABORATORIET, N.T.H.

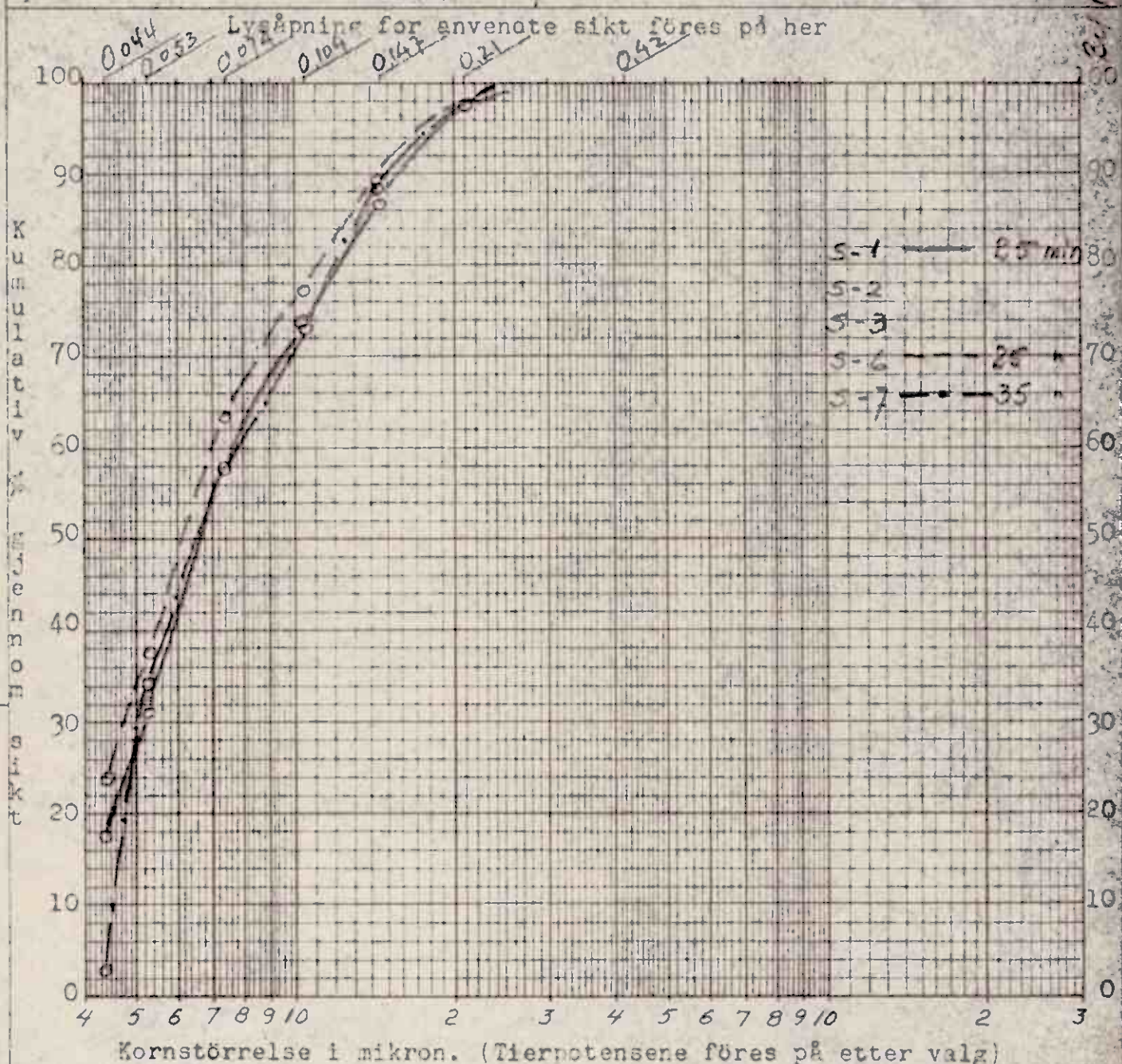
Trondheim, Norge .. *Fantat* 1951

Utført av *Kn. Hattum*
(sign)

Oppgave : *kjøttkøing lobber*

Malmtypen : *S-1, S-2, S-3, S-6, S-7*

Forsøk : *Batch. kile og U-måling*



Siktgrenser		S-1-25mm		S-2-		S-3		S-6-25mm		S-7-35mm	
Øvre	Nedre	På sikt %	Gj. sikt kum.%	På sikt %	Gj. sikt kum.%	På sikt %	Gj. sikt kum.%	På sikt %	Gj. sikt kum.%	På sikt %	Gj. sikt kum.%
∞	0.42										
0.42	0.21	2.6	97.4					2.3	97.7	2.4	97.6
0.21	0.147	10.6	86.8					8.2	89.5	9.1	88.5
0.147	0.104	13.7	73.1					12.2	77.3	14.6	73.9
0.104	0.074	15.2	57.9					14.7	62.6	15.9	58.0
0.074	0.053	26.8	31.1					23.8	38.8	24.0	34.0
0.053	0.044	13.7	17.4					14.9	23.9	31.1	2.9
0.044	0.038	13.4						23.9		31.1	
Differens:											
Total/middel		100.0						100.0			

Oppredningslaboratoriet

N. T. H.

Biddjovaggemalm

Stamtre for selektiv
flotasjon

14. oktober 1959

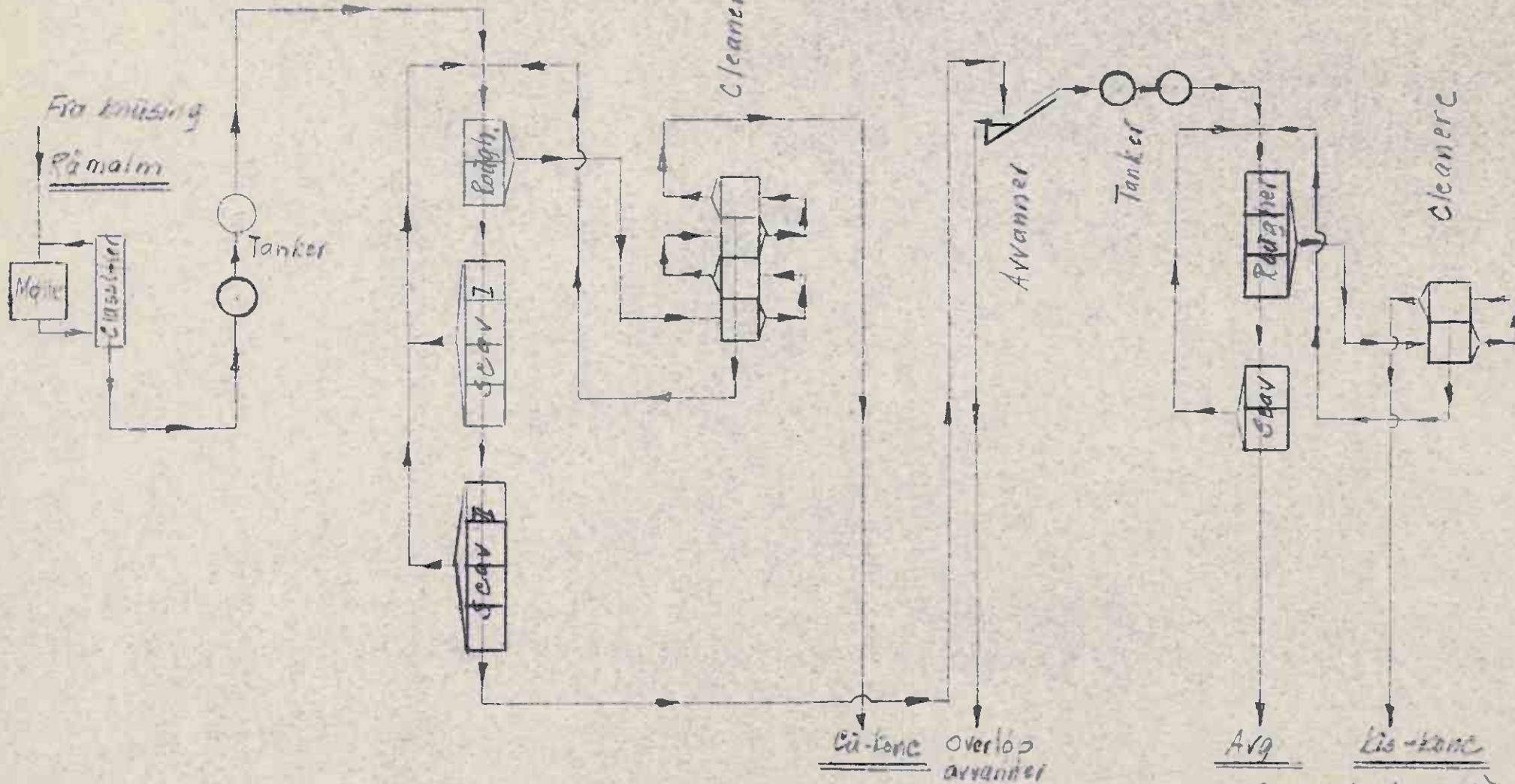
OPPREDNINGSLABORATORIET, N.T.H.

TRONDHEIM

Kaütokimo kobber-eller
Statens undersøkelser

Selektiv flotasjon
Stamtre

Mølle-
maling Agitasjon Cu-flotasjon Avvanning Agit. Kisflotasjon



Oppredn. lab N.T.H.
7-10-59

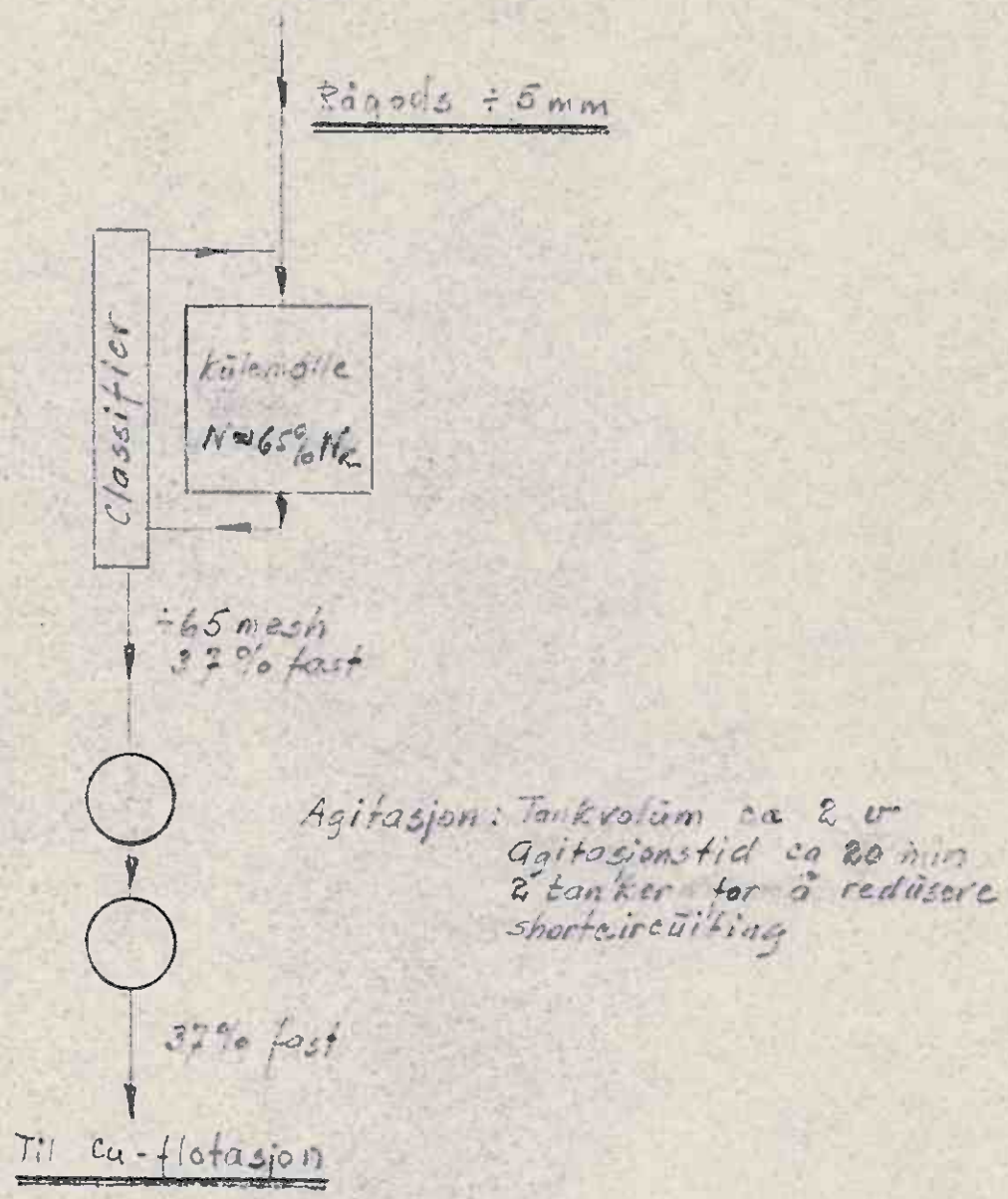
3400

14

Kaifokeno kobberfelter
Statens Undersøkelse

1. Maling og
agitasjon for Cu-flot

Selektiv flotasjon
Stamtre
etter pilotforsøk



Malesystem:

Rågods	ca 37 % vekt
Vann til mølle	" 11 " "
" " classifier	" 52 " "
	<u>100 %</u>

Vann til malesystem og
Cu-flotasjon:

Til mølle	ca 12 % vekt
" classifier	57 " "
" renner osv.	21 " "
	<u>100 %</u>

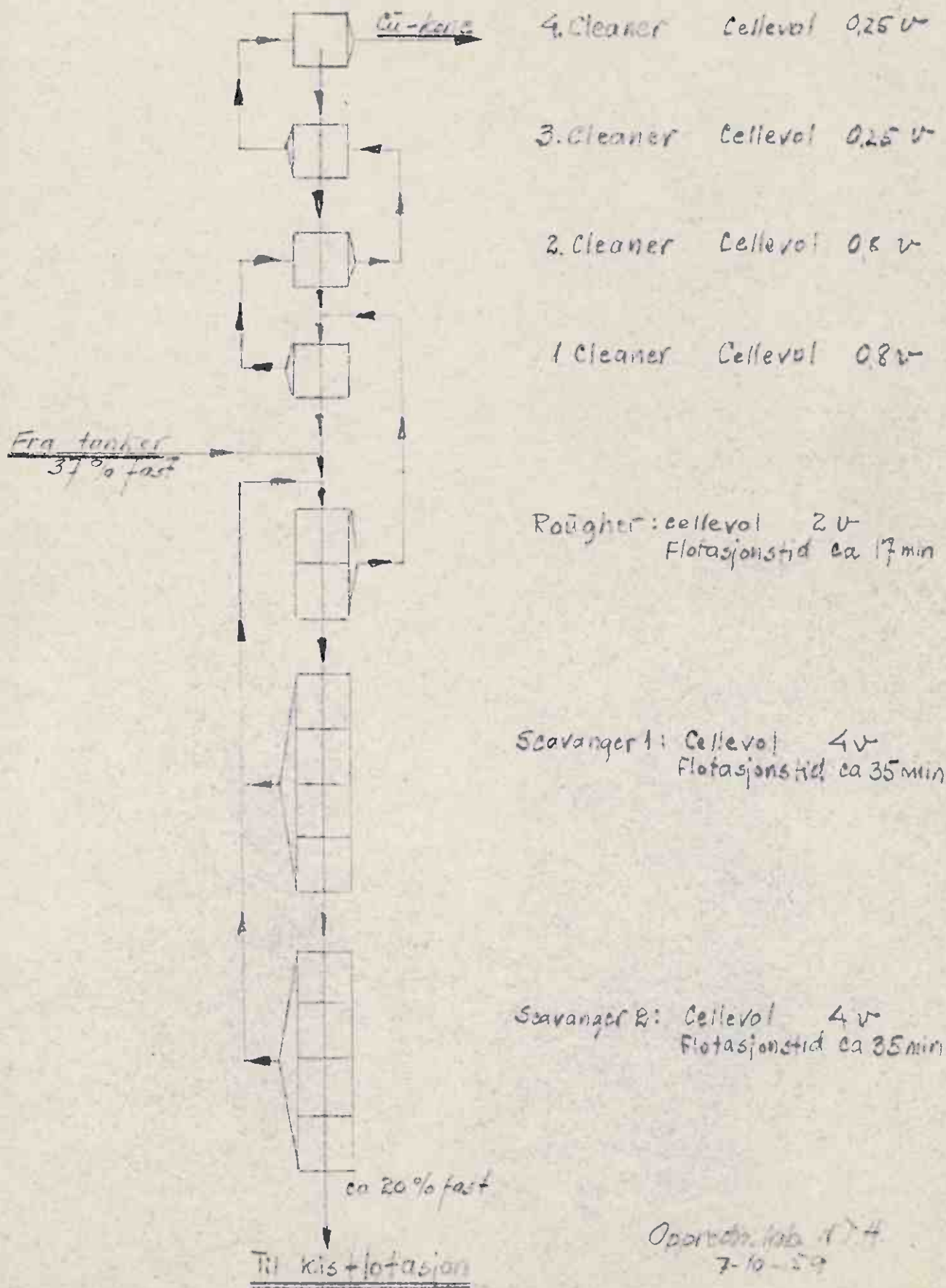
Oppredn lab H.T.H
7-10-59

Kätkarna kobbertelter.
Statens underbåtar.

2. Cu-Flotasjon

Selektiv flotasjon

Stamre
etter pilotforsøk



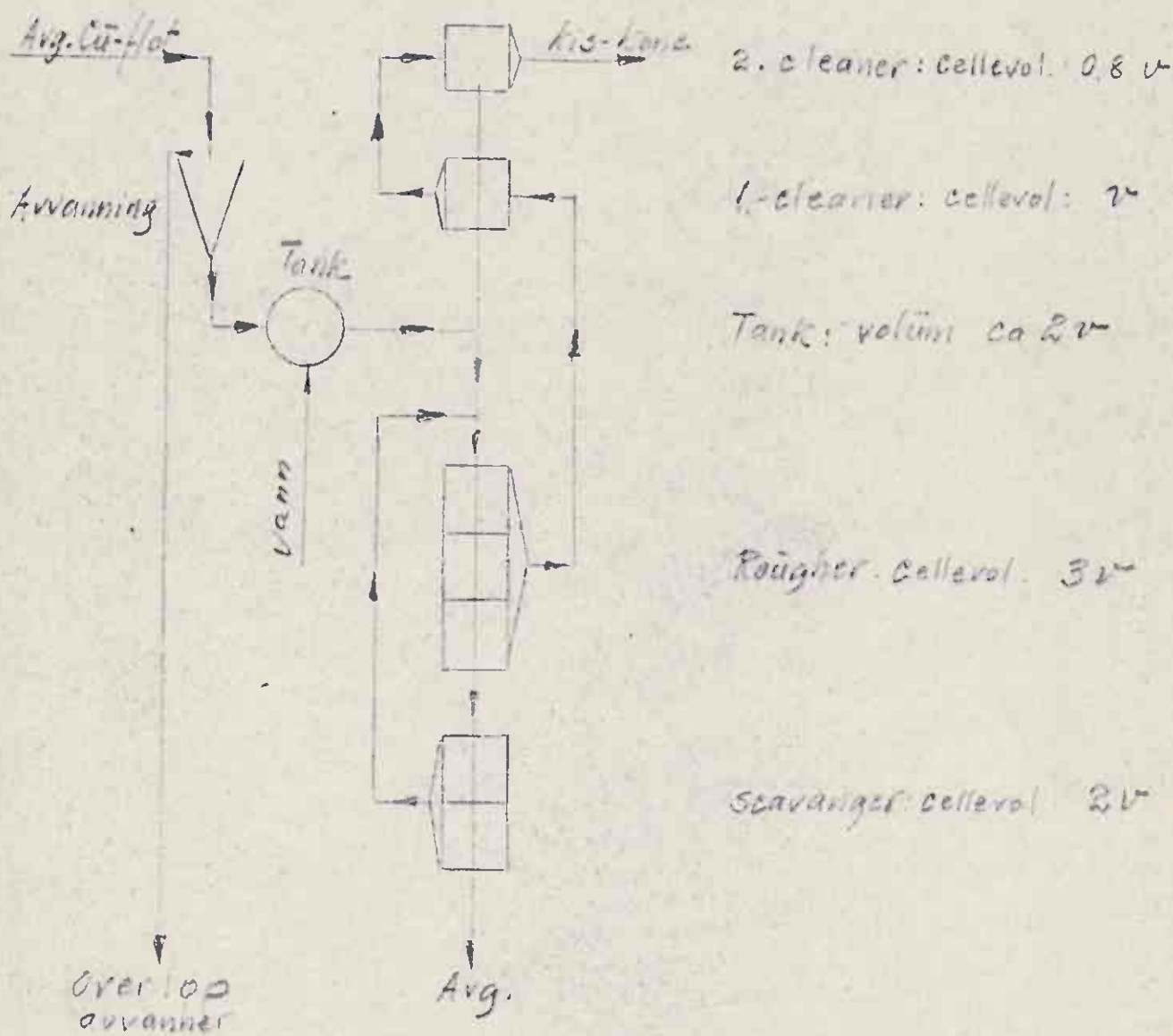
Operatør: (h) 4
7-10-59

1/1

Kautokemo Kopperfelter
Statens Undersøkelser.

3. Kisflotasjon

Selektiv flotasjon
Foreløpig stamtre
etter innledende pilotforsøk
vedr. kisflotasjon



Opprettet 10.6.1959
7.10.59

Kaution Kobber-silber
Statens undersøkelser

Selektiv flotasjon Stamtre

Beregnet vektfordeling gods i systemet:

		% vekt av pågang Cu-flotasjon	
Cu-flotasjon	Pågang Cu-flotasjon	100,0	
	Rougher-kone		ca 20,0
	Scavenger I-kone		" 3,5
	— II —		" 4,0
	Cleaner 1-kone		" 9,5
	— 2 —		" 8,5
	— 3 —		" 8,2
	— 4 —	ca 8,0	" 92,0
	Avgang Cu-flotasjon		
	Overlop avrenner	max 8,0	
Kis-flotasjon	Pågang kisflotasjon		" 84,0
	Rougher-kone		" 15,0
	Cleaner I —		" 12,0
	— II —	Ca 10,0	
	Avgang	" 74,0	
		Σ 100,0	

Anmerk:

Cu-flotasjonen: Vektfordelingen er beregnet på grunnlag av pilotforsøk med en malmsprøve med ca 2,7 % Cu, ca 10 % S, ca 10 % Fe, ca 3,5 % CaCO₃ og ca 70,0 % uløst.

Kis-flotasjonen: Vektfordelingen er mere anslagsvis. da kisflotasjon med malmsprøven ikke er fullt gjennomprøvet.

Oppredn. lab. H.T.H.
7-10-57

,14. oktober 1959

Kommentarer til stamtre for selektiv flotasjon.

Stamtreet er tegnet opp på grunnlag av utførte pilotforsøk. Til forsøkene er anvendt en malmprøve med analyser gitt i bilag.

I Cu-flotasjonskretsen er oppnådd et høyverdig Cu-konsentrat med vel 1 % uløst og helt ubetydelig svovelkisgehalt. Avgangen fra Cu-flotasjonen holdt ved forsøkene under 0,1 % Cu.

For kisflotasjonen er bare muligheten for å få kisen til å flotere undersøkt. I pilotskala er fremstilt et kiskonsentrat med ca. 17 % uløst ved ett rensetrinn. Videre er ved pilotforsøk i kisflotasjonen ikke brukt scavengere, og avgangen fra kisflotasjonen har vært relativt høy, ca. 3 % S. Det opptegnede stamtre for kisflotasjonen bygger ikke på resultater oppnådd i pilotskala.

Møllemalingen : Utføres i lukket krets, mølleutløpet ca. 70 % fast, classifioverløpet ca. 37 % fast
Cu-flotasjonen : Agitasjonstid ca. 20 minutter. Det er valgt å bruke 2 tanker for å redusere shortcircuiting.

Flotasjon:

Rougherflotasjon : Flotasjonstid ca. 17 minutter
Scavengerflotasjon: Flotasjonstid ca. 70 minutter.

Ved å øke flotasjonstiden i scavengerne fra 35 min. til 70 min. ble Cu-tapene i avgangen redusert med ca. 2,3 %. Det er foreløpig ikke undersøkt om flotasjonstiden i scavengerne kan reduseres ved å erstatte en del av scavengervolumet med tankvolum.

Cleanerne: Flotasjonstiden i cleanerne kan ikke angis. I stamtre er angitt cellevolum for hvert cleanertrinn i forhold til cellevolumet for rougherne. De to siste cleanere har i pilotforsøk gitt liten oppkonsentrering, ca. 1 % pr. cleaner, men cellene er likevel tatt med i stamtreet.

Kisflotasjon: Avgangen fra Cu-flotasjon floterer i en pulp med ca. 30 % fast etter avvanning, tilsats av nytt vann og agitasjon. For denne del av stamtreet er det ikke utført fullstendige forsøk i pilotskala.

R A P P O R T

FLOTASJONSFORSØK I BATCH-SKALA AV GRAFITTMALM
FRA KAUTOKEINO FOR BESTEMMELSE AV GULL.

Trondheim, 25.2.65.

M. Mortenson

Gunnar Berg
Gunnar Berg

I. INNLEDNING.

I henhold til notat av 22.10.64 fra konferanse avholdt på Oppredningslaboratoriet, er det ved vårt laboratorium utført forsøk som beskrevet i pkt. b i omtalte notat.

II. UTFÖRELSE AV FORSÖKENE.

a) Rågodsets sammensetning.

Rågodset ble satt sammen av forskjellige typer malm som var på lager ved NTH. Man valgte:

2 deler rik grafittmalm
2 " felsemalm (fra silo på NTH)
1 del rik magnetkismalm.

Analyse av rågodset viste det holdt:

1,23 % Cu
9,38 " S
13,16 " Fe
9,8 " glödetap ($\approx$ % 6)

b) Knusing og maling.

Malmen ble først knust i kjefttygger og derpå malt i spindelkvern. Godset ble maskinsiktet til -1,68 mm.

Malingen ble utført i en lab.mølle, 100 x 250 Ø mm kulemølle 1 kg. gods ble malt med 1 liter vann og 6 kg. kuler. Maletid 20 min. Sikteprøve av nedmalingen ble foretatt på 8" sikt med siktetid 30 min. Siktekurve vist i B-1. Godset holdt 63,5 % -200 makser.

c) Valg av prosess.

Ved valg av prosess var det to vesentlige faktorer man la vekt på.

1. Oppdeling av malmen i flest mulige produkter for derved å kunne kartlegge gulletts flotasjonsagenskaper, f.eks. som funksjon av kobberutvinning.

2. Prosessen skulle ikke avvike vesentlig fra det tidligere opplegg man ved forsøk er kommet frem til for oppredning av Kautokeinomalm.

Det prosess-skjema som ble valgt på bakgrunn av de foranstående synspunkter, er vist i B-2.

d) Fremgangsmåte.

Til samtlige flotasjonsforsøk ble det benyttet Mortensons lab.celle.

1. Flotasjons av grafittmalm.

Grafitten ble flotert med MIBC som skummer, ved naturlig pH og uten andre agenser. Skummer ble tilsatt trinnvis (3 trinn). Totalt forbruk av MIBC 60 g/tonn og flotasjonstid ca. 15 min.

Når to parallellforsøk var utført, ble grafitt-konsentratet slått sammen og utflotert.

Konsentratet fra reflatasjonen betegnes som C-kons, og det igjenværende som C-avg.

2. Flotasjon av sulfidmineralene.

Sulfidmineralene ble flotert med amyl-xantat som samler. Samlerforbruk 200 g/tonn. Under denne flotasjon ble det brukt 300 g/tonn dextrin for å trykke den resterende andel av grafitten.

3. Behandling av sulfidproduktet.

I alt ble det kjørt 8 parallellforsøk med 1 kg's charge. Etter sulfidflotasjonen ble alle produktene tørket. Sulfidmineralene ble kjørt over Sala magnetseparator for fjerning av magnetisk andel av produktet. Denne andel betegnes for sulfidkons. magnetisk. Produktet ble så kjørt over Dings tubetester, bl.a. for å få et innblikk i hvilken kvalitet produktet ville få ved våtmagnetisk separering. Den umagnetiske andel av produktet (ca. 1,- kg) ble ommalt i 10 min. i samme mølle som primærgodset. Under ommalingen ble satt til 2,- g kalk. Dette ga en pH på 11,4 under flotasjon.

1.trinn med 25 g/tonn amyl-xantat og 1 min's
flotasjonstid. Produktet betegnes for Cu I.

2.trinn med 50 g/tonn amyl-xantat og 5 min
flotasjonstid. Produktet betegnes for Cu II.

Derpå ble pulpen gjort sur med H_2SO_4 til en pH-verdi
på 5,4, og svovelkisen flotert med 200 g/tonn
amyl-xantat som samler. Produktet betegnes for kiskons.

4. Behandling av avgangen.

Avgangen fra primærflotasjonen ble i tørr tilstand
kjørt over Sala magnetseparator. Dette ga to produkter,
avgang magnetisk og avgang umagnetisk.

III. RESULTATER

Alle produktene ble tørket og veiет og analysert på Cu, S, Fe,
ulöst og glødetap. Enkelte av produktene ble analysert på Au, Co
og Ni.

Tabell I. Forsøksresultater:

Produkt	Vekt- %	% Cu	% S	ulöst %	glødetap %	% Co	% Ni	gr.Au pr tonn
C-kons.	2,89	0,16	0,63	93,9	48,4			
C-avg.	3,63	0,28	1,29	91,7	36,1			
Sulfidkons								
magn.	4,15	2,37	32,20	18,-	3,7	0,11	0,26	0,2
Cu I	4,15	16,61	39,3	7,8	2,9	0,12	0,15	0,5
Cu II	3,34	7,01	35,40	23,50	9,00	0,17	0,17	0,25
Kiskons.	3,20	1,54	28,10	42,20	13,90	0,18	0,18	
Kis-avg.	12,60	0,19	2,65	90,-	26,50			
Avg.mag.	8,72	0,19	30,20	17,5	3,20	0,10	0,29	
" umag.	57,40	0,20	2,29	85,-	4,30			

På grunnlag av tabell I ble metallinnholdet i de forskjellige
produktene beregnet.

Tabell II. se neste side.

Tabell II. Metallinnhold i produktene (gr/kg pågang).

Produkt	Cu	Fe	S	Co	Ni	Au
C-kons.	0,046	0,751	0,182			
C-avg.	0,102	1,200	0,468			
Sulfidkons. mag.	0,985	18,400	13,35	0,046	0,108	$0,83 \cdot 10^{-5}$
Cu I	6,820	14,00	16,15	0,049	0,062	$2,05 \cdot 10^{-5}$
" II	2,340	10,31	11,82	0,057	0,057	$0,83 \cdot 10^{-5}$
Kis-kons.	0,493	8,10	9,00	0,057	0,057	
Kis-avg.	0,239	5,42	3,34			
Avg.mag.	0,166	44,90	26,3	0,087	0,253	
" umag.	1,150	28,50	13,15			
Sum	12,34	131,581	93,76			

Innhold av magnetkis og svovelkis i produktene ble også beregnet på grunnlag av de kjemiske analysene.

Tabell III. Gr. FeS og FeS₂ i produktene (gr/kg pågang).

Produkt	FeS	FeS ₂
C-kons.	0,24	0
C-avg.	1,05	0
Sulfidkons.mag.	26,50	3,48
Cu I	0	17,65
" II		17,70
Kis.kons.		16,20
Kis.avg.		3,10
Avg.mag.	66,-	0
Avg.umag.	0	22,5
Sum	93,89	80,63

Til slutt en tabell som viser % utv. av de forskjellige metallkomponenter i produktene:

Tabell IV. %-utvinning.

Produkt	Cu	Glødetap	FeS	FeS ₂
C-kons.	0,32	14,2	0,36	0
C-avg.	0,82	13,4	1,12	0
Sulfidkons. mag.	7,96	1,6	28,3	4,3

Tabell IV (forts.)

Produkt	Cu	Glødetap	FeS	FeS ₂
Cu I	55,30	1,2	0	21,9
Cu II	18,95	3,0	0	21,9
Kis.kons.	3,99	4,3	0	20,1
Kisavg.	1,94	34,1	0	3,1
Avg.mag.	1,34	2,9	70,4	0
Avg.umag	9,30	25,2	0	27,9

Utvinning av Co, Ni og Au kan ikke beregnes, da de tilsvarende pågangsgehalter ikke er bestemt.

Produktene sulfidkons. magnetisk og avgang magnetisk ble kjørt på Dings tubetester bl.a. for å få et innblikk i hvilken renhet produktene kunne få ved konvensjonell våt-magnetseparasjon. Resultatene ble:

Produkt	% Cu	% S	% Fe	% FeS
Sulfidkons.mag.	0,56	38,5	57,9	95,30
Avg.mag.	0,14	37,7	57,7	95,14

Resultatene viser at over 70 % av magnetkisen ikke floterte. Den andel av magnetkisen som floterte holdt 0,56 % Cu, mens den som ikke floterte bare holdt 0,14 % Cu. Det er derfor nærliggende å tro at floterbarheten av magnetkisen har sammenheng med smittede magnetkiskorn av kobberkis.

Forsøket på tube-testeren viser at kismineralene er intimt sammenvokset og kan derfor legge hindringer i veien for fremstilling av et Cu-fattig svovelkis-eller magnetkisprodukt.

For å lette oversikten av resultatene, er disse fremstilt i diagrammer (B-3, B-4 og B-5). I B-3 er metall Cu plottet mot metall gull for de av produktene hvor man har gullanalyse. Av diagrammet ser man at forholdet gull-kobber er noenlunde konstant, men at linjen er noe forskjøvet fra origo.

Dette betyr at gull og kobber flotasjons^{teknisk} oppfører seg noe forskjellig. En sannsynlig antakelse er at gull floterer noe tyngre enn kobber, og at man må regne med en noe mindre gullutvinning enn kobberutvinning.

I B-4 er metallinnholdet av Co og Ni plottet inn som funksjon av FeS_2 -innholdet. Forholdet mellom Co og Ni i et FeS_2 -konsentrat vil være 1:1. Forholdet Ni/FeS_2 eller Co/FeS_2 blir $1/310$ eller 0,32 %. Dette betyr igjen at et FeS_2 -produkt vil holde maksimalt 0,32 % Co eller Ni når produktet er helt rent.

I B-5 er metallinnhold av Co og Ni plottet mot innhold av magnetkis. Forholdet mellom Ni/Co blir $1/3,4$. Forholdet $\text{Ni}/\text{FeS} = 1/260$ eller 0,38 %, og $\text{Co}/\text{FeS} = 1/750 = 0,134$ %

IV. KONKLUSJON.

- a) Vi antar at gullutvinningen blir tilnærmet proporsjonal med utvinning av Cu. Muligheter for at gullutvinningen kan bli noe mindre er til stede. Antall ^{g/b} gull i Cu-konsentratet gir resultatene fra forsøket ikke grunnlag for å bedømme.
- b) Et rent FeS_2 -produkt vil holde maksimalt 0,32 % Co og Ni, og et normalprodukt med 90 % FeS_2 vil holde ca. 0,28 % Co og Ni.
- c) Et rent FeS-produkt vil holde maksimalt 0,38 % Ni og 0,13 % Co. Et produkt med 95 % FeS som kan fremstilles ved våt-magnet-separering vil holde 0,36 % Ni og 0,12 % Co.

Resultatene viser også at gehalten av Cu i FeS_2 og FeS-produktene sannsynligvis vil være større enn 0,2 %.

Til slutt vil vi gjøre oppmerksom på at våre konklusjoner bare bygger på den råalmstype som forsøket ble utført med.

Trondheim, 25.2.65.

Göran Berg.
G. Berg.

B1

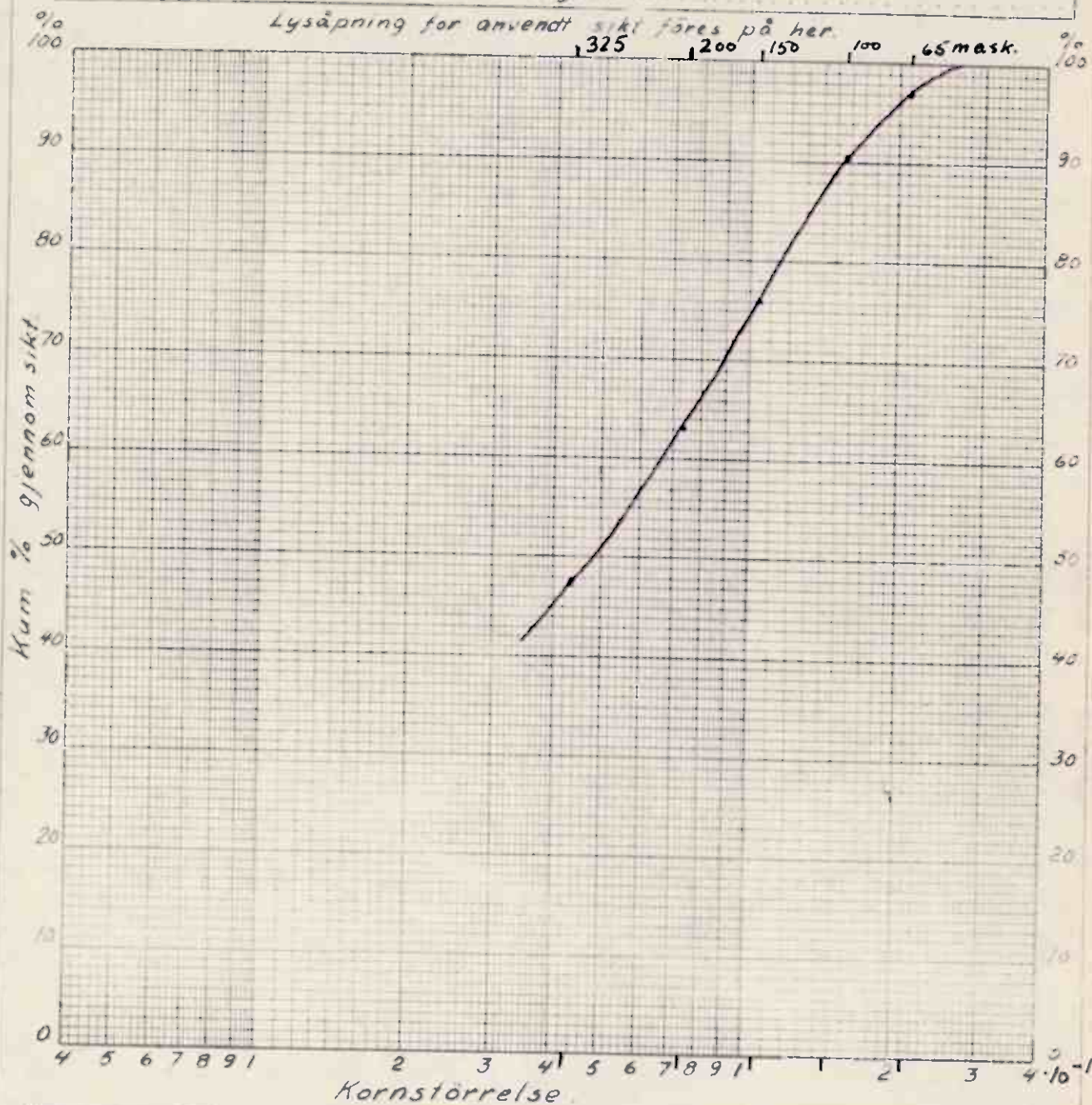
Sikteprøve av: Pågang, 20 min mæletid

Utført

/ - 19

Signatur:

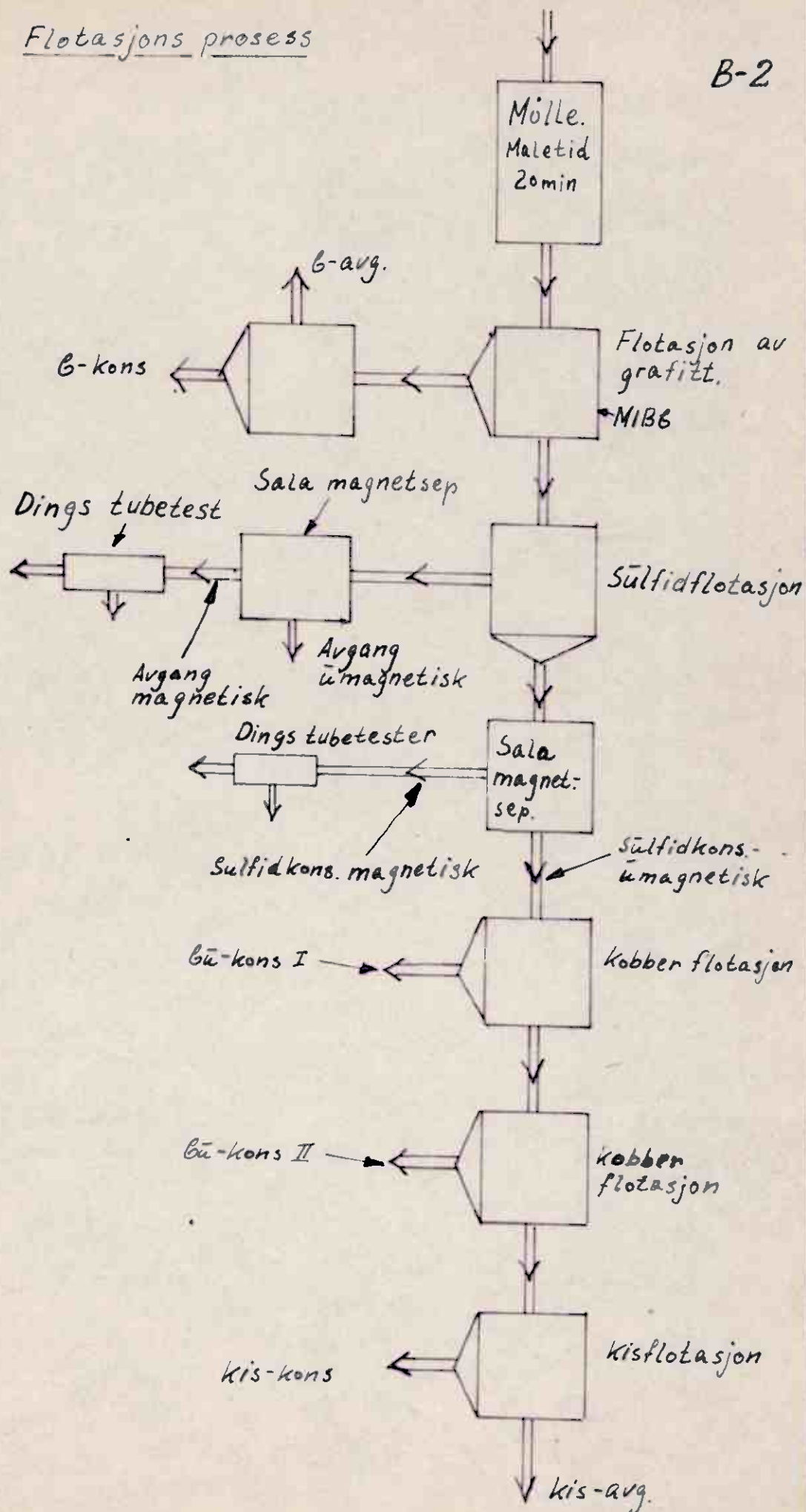
Lysåpning for anvendt sikt føres på her.



Fraksjon		Pg		
-	+	Vekt	%	kum%
	65	2,14	3,3	100,-
65	100	5,50	8,4	96,7
100	150	8,19	12,5	88,3
150	200	8,01	12,3	75,8
200	325	10,72	16,4	63,5
325		30,72	47,1	47,1
Differens:				
Total:		65,28	100,-	

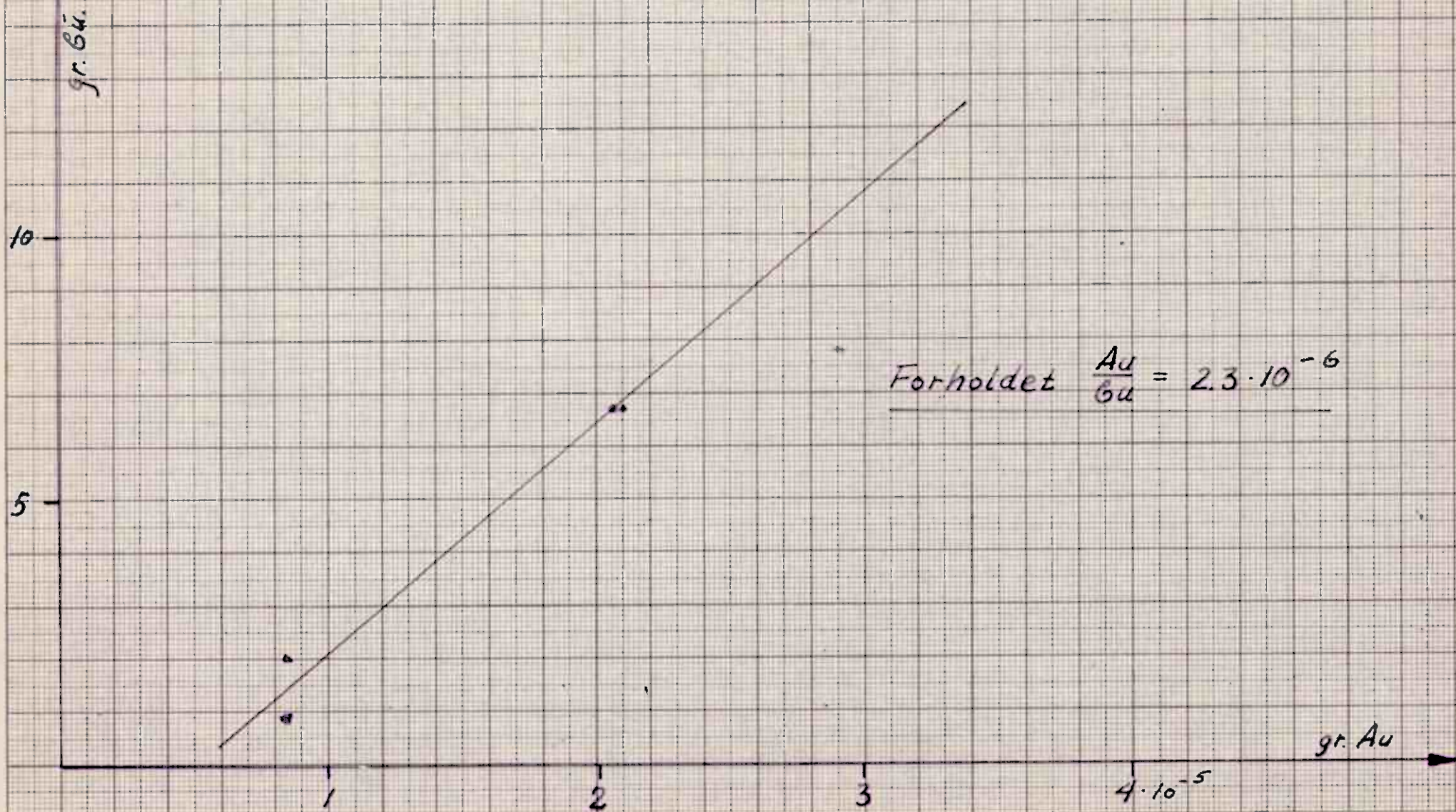
Flotasjons prosess

B-2



Metall G_u - metall Au.

B-3.



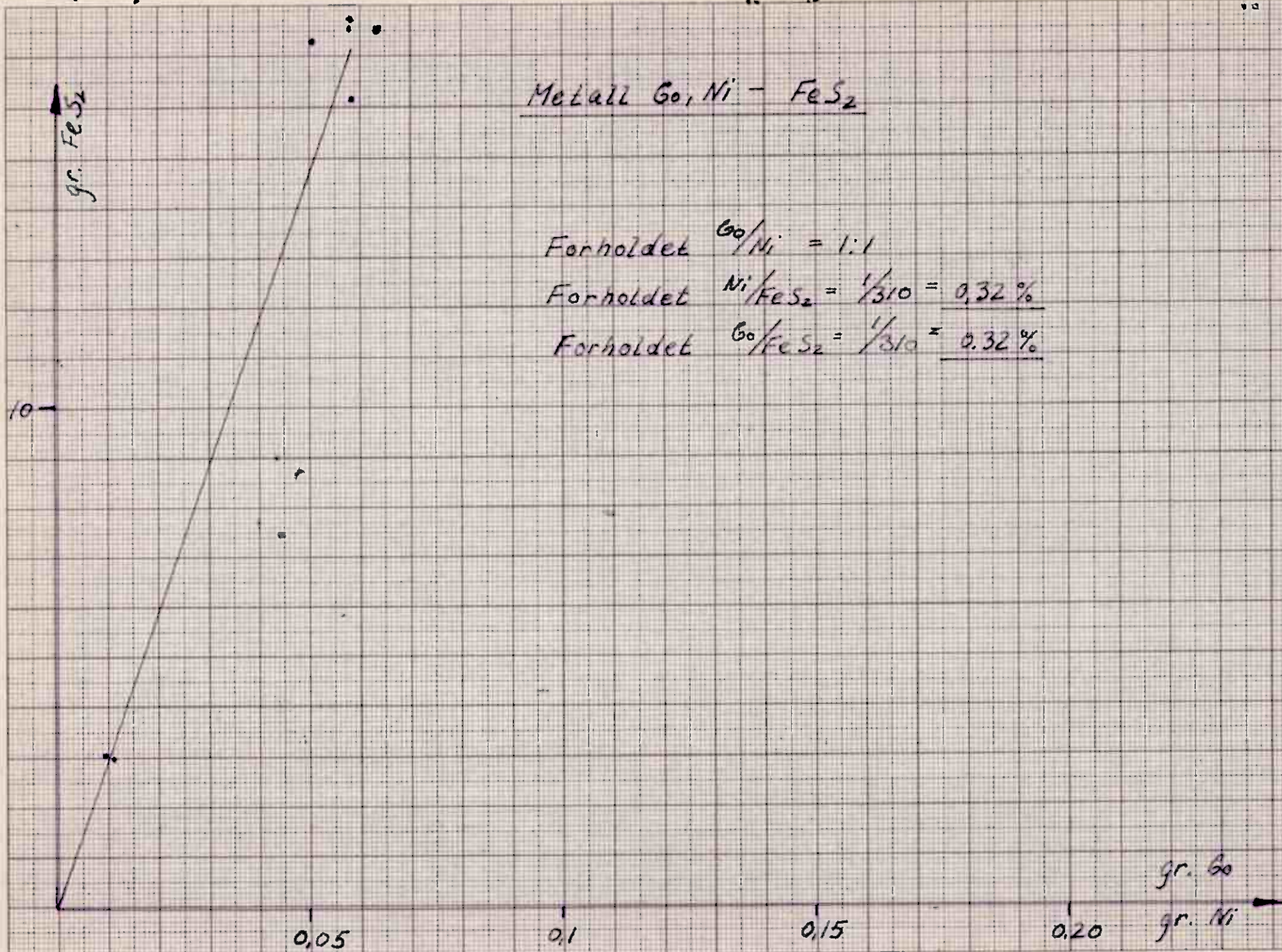
Metall Co, Ni - FeS₂

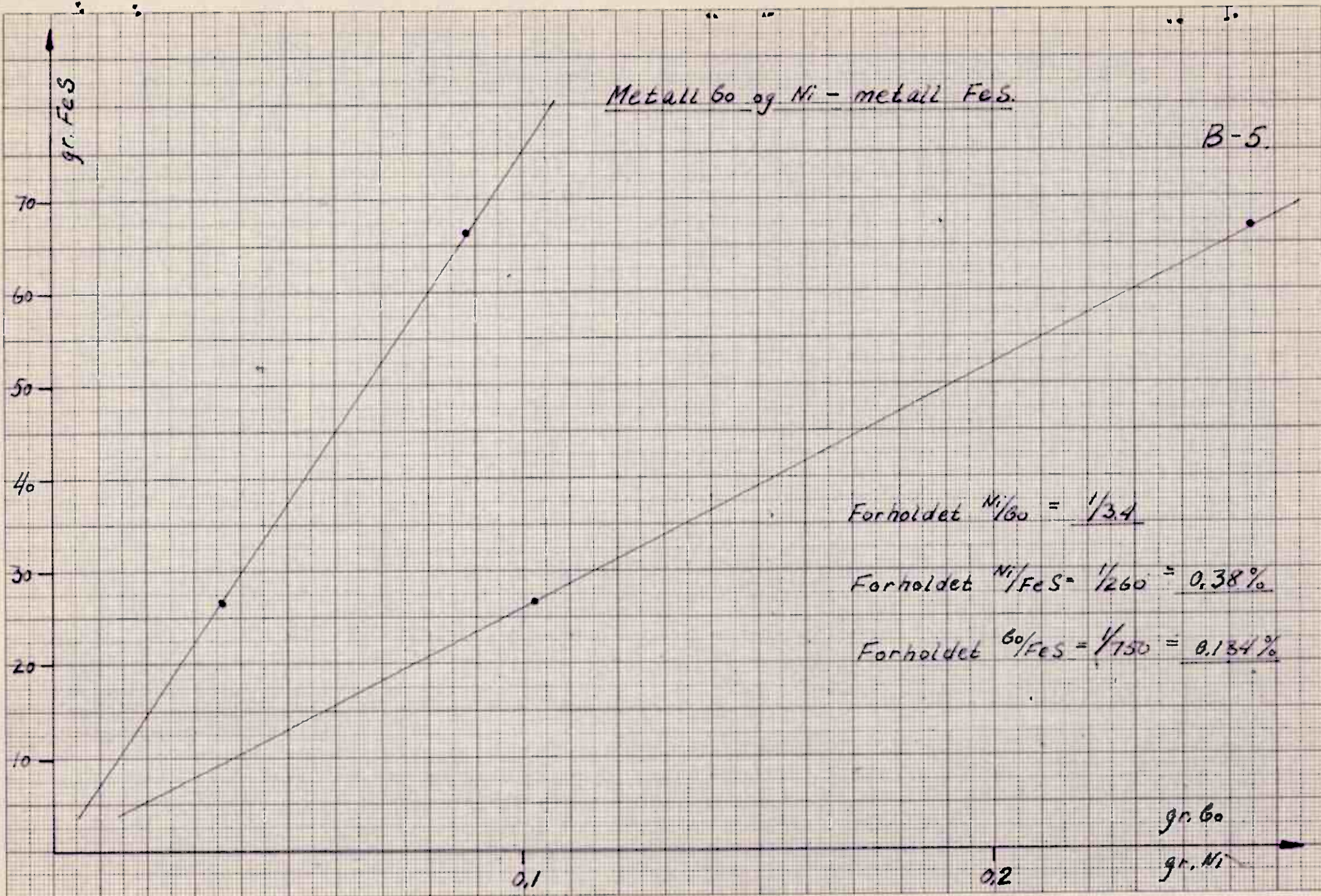
B-4

Forholdet $\text{Co/Ni} = 1:1$

Forholdet $\text{Ni/FeS}_2 = \frac{1}{310} = 0,32\%$

Forholdet $\text{Co/FeS}_2 = \frac{1}{310} = 0,32\%$





Oppredningslaboratoriet
N. T. H.

Mulighet for tyngdekraft-
oppredning.

juni 1960

OPPREDNINGSLABORATORIET, N.T.H.
TRONDHEIM

Kautokeino Kobberfelter,
Sverresgt. 4,
Trondheim.

Undersøkelse av muligheten for ved en relativt grov kornstørrelse å kunne oppnå en kobberfattig avgang.

Forsøk er foretatt med en prøve mrk. S-1, da denne etter opplysninger fra Kautokeino Kobberfelter må betraktes som den mest representative for forekomsten.

En utsplittet del av prøven ble knust i kjefteknuser 10" x 6" med maksimal oppnåelig utløpsspalt, knuseproduktet ble siktet, og sikteproduktene + 6,68 mm ble for hånd delt i en fraksjon med tydelige kismineraler, og i en fraksjon hvor kismineralene ikke var synlige for det blotte øye. De to fraksjoner betegnes henholdsvis "rik" og "fattig". Videre ble spesifikk vekt bestemt for begge fraksjoner i sikteproduktene + 6,68 mm. Denne deling i rik og fattig fraksjon ble ikke utført for sikteproduktet - 6,68 mm, da kornstørrelsen er for liten for skille for hånd.

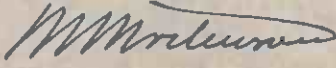
I bilag tabell 1 finnes sikteanalysen, i tabell 2,3 og 4 vektfordeling gods og kobber. I bilag tabell 5 finnes bestemmelser av spesifikke vektor og i tabell 6 er resultatene satt sammen.

Av tabell 6 fremgår at samtidig som forskjellen i spesifikk vekt er så liten mellom de rike og fattige fraksjoner at et skille ved en eventuell tyngdekraftsoppredningsprosess vil bli lite effektivt, er den avgangsmengde som eventuelt kan skilles ut, meget liten hvis det ikke skal tapes for store mengder kobber.

Konklusjon.

Kobbermineralene sitter så fint fordelt at det ved en relativt grov kornstørrelse ikke er mulig å skille ut en avgang uten samtidig å tape for store mengder kobber i denne avgang.

Oppredningslaboratoriet, NTH, juni 1960


M. Mortenson


T. Hattrem

Sieve analysis:

Sikt		På sikt		Tabell 1
Åpning mm				Q. sikt
øvre	nedre	g	%	kum %
∞	19.1	688	15.6	84.4
19.1	13.4	1754	40.0	44.4
13.4	6.68	1005	22.8	21.6
6.68	0.0	950	21.6	
		4392	100.0	

Deling i rik og fattig fraksjon:

Siktprodukt			Prøve	Vækt		Geh.		Tabell 2
mm	mm	Fraksjon	mrk	g	%	Cu %	g Cu	utv. Cu %
- ∞ + 19.1		Rik		447	65.4	1.72	7.6884	89.0
		Fattig		836	34.6	0.37	0.8732	10.2
		Sum		683	100.0	1.25	8.5616	100.0
- 19.1 + 13.4		Rik		930	53.0	2.68	24.9240	86.5
		Fattig		824	47.0	0.47	3.8728	13.5
		Sum		1754	100.0	1.64	28.7968	100.0
- 13.4 + 6.68		Rik		473	47.0	2.37	11.2101	81.8
		Fattig		532	53.0	0.47	2.5004	18.2
		Sum		1005	100.0	1.36	13.7105	100.0
- 6.68 + 0.0								
		Samfunct		950	100.0	1.37		100.0

Beregnet etter fraksjonsvekter og gealter

Siktprodukt		Vækt			Gehalter			Tabell 3		
mm	mm	Sum %	Rik %	Fattig %	Sum % Cu	Rik % Cu	Fattig % Cu	Sum %	Rik %	Fattig %
- ∞ + 19.1	19.1	15.6	10.2	5.4	1.25	1.72	0.37	13.4	12.0	1.4
- 19.1 + 13.4	13.4	40.0	21.2	18.8	1.64	2.68	0.47	44.9	38.9	6.0
- 13.4 + 6.68	6.68	22.8	10.8	12.0	1.36	2.37	0.47	21.4	17.5	3.9
Sum		78.4	42.2	36.2	1.48	2.37	0.46	79.7	68.4	11.3
- 6.68 + 0.0	0.0	21.6	21.6		1.37	1.37		20.3	20.3	
Sum		100.0	63.8	36.2	1.40	2.03	0.46	100.0	88.7	11.3

Beregnet etter fraksjonsvekter og gealter

Tabell 4

Sikteprodukt		På sikt						Gehalter			Kobber			Utvinning		
mm	mm	Rik g	Fattig g	Sum g	Rik %	Fattig %	Sum %	Rik % Cu	Fattig % Cu	Sum % Cu	Rik g Cu	Fattig g Cu	Sum g Cu	Rik %	Fattig %	Sum %
- ∞ +	19.1	447	236	683	10.2	5.4	15.6	1.72	0.37	1.25	7.6884	0.8738	8.5616	12.0	1.4	13.4
- 19.1 +	13.4	930	824	1754	21.2	18.8	40.0	2.68	0.47	1.64	24.9240	3.8728	28.7968	38.9	6.0	44.9
- 13.4 +	6.68	473	532	1005	10.8	12.0	22.8	2.37	0.47	1.36	11.2101	2.5004	13.7105	17.5	3.9	21.4
- 6.68 +	0.0	950		950	21.6		21.6	1.37		1.37	13.0150		13.0150	20.3		20.3
		2800	1592	4392	63.8	36.2	100.0	2.03	0.46	1.46	56.8335	7.2464	64.0839	88.7	11.3	100.0

* Berignet på grunnlag av fraksjonsvekter og analyser.

Tabell 5

Sikteprodukt		Vekter		Førfrøngsmenge vann		Spec. vekt	
mm	mm	Rik g	Fattig g	Rik cm ³	Fattig cm ³	Rik g/cm ³	Fattig g/cm ³
- ∞ +	19.1	447	236	150	85	3.19	2.77
- 19.1 +	13.4	930	824	300	300	3.10	2.75
- 13.4 +	6.68	473	532	150	200	3.15	2.66
- ∞ +	6.68	1850	1592	(600)	(585)	^u 3.08	^u 2.72
- 6.68 +	0.0	950		350		2.71	
- ∞ +	0.0	2800	1592	(950)			

^u Beregnet p.g lag av spec. vekt best av fraksj.

tamalm beregnet spec. vekt.

$$\frac{2800 + 1592}{950 + 585} = \frac{4392}{1535} = 2.86 \text{ } \underline{\underline{2.86 \text{ g/cm}^3}}$$

Table 6

Sikteprodukt		Vægtar			Spec. vækter		Gehalfter			Utvinninger Cu		
mm	mm	Sum %	Rik %	Fattig %	Rik g/cm ²	Fattig g/cm ²	Sum % Cu	Rik % Cu	Fattig % Cu	Sum %	Rik %	Fattig %
- ∞ +	19.1	15.6	10.2	5.4	3.19	2.33	1.25	1.72	0.37	13.4	12.0	1.4
- 19.1 +	13.4	40.0	21.2	18.8	3.10	2.76	1.64	2.68	0.43	44.9	38.9	6.0
- 13.4 +	6.68	22.8	10.8	12.0	3.15	2.66	1.36	2.33	0.47	21.4	17.5	3.9
- ∞ +	6.68	78.4	42.2	36.2	3.08	2.72	1.48	2.33	0.46	79.7	68.4	11.3
- 6.68 +	0.0	21.6	21.6		2.71		1.37	1.37		20.3	20.3	
- ∞ +	0.0	100.0	63.8	36.2			1.46	2.03	0.46	100.0	88.7	11.3

*) Beregnet efter spec. vægt af fraktionerne

PILOT TESTING OF GRAPHITE-RICH ORE FROM BIDJOVACCI.

Summary:

The purpose of the test was primarily to explore the possibility for the graphite cleaning of graphite-rich ore in pilot scale, and at the same time to obtain more exact data on the copper-losses involved. The possibility of producing a saleable graphite product was also to be explored.

After graphite cleaning a bulk sulphide product was to be produced in order to determine its C-content.

From ore containing 1.87% Cu and 15.9% C, pilot testing has produced a graphite product with 0.43% Cu and a calculated copper-extraction of 4.6%. The graphite content of this product was 36.3% with a graphite extraction of approximately 65%. Thus about 35% of the ore's graphite content goes on to sulphide flotation. Further cleaning of the graphite product proved that it was possible to reduce the copper in content to 0.38%, which represents approximately 2.6% of the ore's copper. At the same time the graphite content increased from 36 to 41%.

From the ensuing bulk sulphide flotation a product containing approximately 6% C was obtained. However, cleaning was insufficient. 28.5% of the product was not solvable in $3HNO_3:HCl$ and includes graphite. Additional cleaning would result in a lower insoluble content and consequently a lower content of graphite, since graphite is a finely divided constituent of the silicatefelds.

Conclusion:

It seems reasonable to assume that in the milling of an ore corresponding to that here tested, graphite can be floated before sulphide flotation with a copper-loss in graphite of approximately 5%, and there is ^{reason} to believe that this loss can be reduced.

The possibility of producing a saleable graphite product appears to be slight. The graphite product obtained is very fine grained. A screening test shows that 90% passes 0.044 mm mesh (325 mesh Tyler). An extra cleaner-stop without return of the tailings to the system gave an additional concentration of merely 5% after

the rougher and 2 preceding cleaner-steps had provided a concentrate with 36% C from the ore containing 16% C. In addition to the silicate minerals and chalcopyrite, the graphite product contains pyrite and/or pyrrhotite.

Using T.E.B.-frother (triethoxy butane) as the collector it seems probable that in floating graphite before sulphide a sulphide product will be obtained containing insignificant graphite.

The same results were obtained earlier using MBC (methyl-isobutyl-carbinol) as frother and collector.

Reagent costs in the flotation of graphite from this type of ore can be estimated to approximately kr. 0.75 (ca. \$ 0.11) per ton. The price for T.E.B. delivered to the consumers nearest railroad ^{point} is Sv.kr. 3.00 (ca. \$ 0.60).

Ore Dressing Laboratory, December 13, 1963.

M. Mortenson
Sign.

PILOT TESTING OF GRAPHITE-RICH ORE FROM BIDJOVADOF.

Report of test 100763.

After some experimentation the test was set up and run as shown in figure 1.

The ore was ground to approximately 62% - 0,074 mm (figure 2). The frother used was T.E.B. (triethoxy butane) in the amount of approx. 200 ml/ton or 175 g/ton. Approx. 100 ml/ton was added to the tank before the first rougher and approx. 50 ml/ton before both the second and the third rougher directly to the flotation cell. Since graphite has a natural ability to float, no collector was used. The sulphides were floated using approx. 150 g/t X-a-xantate as collector. Additional frother was not necessary for the sulphide flotation.

The graphite was cleaned in 2 steps with the return of the combined cleaner tailings to the first rougher. In addition there was added a third cleaner step in order to determine the possibility for additional cleaning. The tailings from this third cleaning were therefore not returned to the system.

The tailings from the graphite flotation were pumped to another system for bulk sulphide flotation. In this system the number of cells were not sufficient to provide both high copper content in the concentrate and a high copper extraction. However, the purpose of this sulphide flotation was primarily to obtain orientation on the graphite content in the sulphide product after the proceeding graphite flotation.

The products obtained in this test are underlined in figure 1. The screen results are shown in figure 3. The graphite product Ck2R is very fine with 89% - 0,044 mm.

Assays of the various products are shown in figure 4. Graphite content has been determined by combustion loss at somewhat over 900°C after removal of mineral solvable in $3HNO_3$: $1HCl$. All sulphides and carbonates are assumed dissolved by the acid, leaving only silicates and graphite. Combustion loss is given as weight percent of the original sample. Since the graphite is

a finely divided constituent of the rock complete combustion is improbable and the actual graphite content may thus lie higher than combustion loss analyses indicate.

The amount of carbonate in the various products is assumed to be equivalent to that soluble in acetic acid.

In figure 5 the mineral constitution of the products is calculated on the basis of chemical analyses. The amount of silicate minerals is calculated as the difference between that insoluble in $3HNO_3$: $1HCl$ and combustion loss.

In figure 6 extraction is based upon chemical analyses.

As shown in figures 5 and 6 a graphite product, Ck2R, has been produced containing 0,43% Cu with a copper extraction of 4,6%. The graphite content in this concentrate is 36,3% and graphite extraction is calculated at approx. 65%.

Further cleaning of the graphite concentrate Ck2R, without return of the cleaner tailings to the system, reduces the copper content to 0,38% and increases the graphite content to 41,6%.

In figure 7 copper extraction in this cleaned graphite concentrate is calculated at approx. 2,6% of the feed.

Thus, it seems probable that copper losses in the ~~maxx~~ graphite flotation may prove lower than the 4,6% arrived at here.

It may well be possible to produce a graphite concentrate with a C-content higher than that attained in this test. The possibility of a saleable product, however, is slight. Rougher flotation with 2 cleaner stages increased the C-content from 16% to 36% or an average of 7% per stage. The third cleaning increased the C-content from 36% to 41,5% or 5½%. Additional cleaning will in all probability result in diminishing concentration per step, thus quickly arriving at additional concentration approaching zero.

Copper distribution in figure 8 is depicted for the fractions $\infty + 0,044$ mm and $- 0,044 + 0,0$ mm. According to the tables it may be seen that a distinct enrichment of copper occurs in the finest fractions. In the cleaning of Ck2R only a little over 50% of the finely divided chalcopyrite in the concentrate has floated (figure 7). In bulk sulphide flotation copper extraction in coarse and fine fractions are similar, and thus similar to total extraction (figure 6). Bulk sulphide flotation produced a concentrate containing approx. 76,3% sulphide minerals (20% chalcopyrite and 56,5% iron sulphides), 21,5% insoluble in $3HNO_3$: $1HCl$, and 6% combustion loss.

(graphite) was produced. 3 cleaner stages were applied and it is assumed that additional cleaner stages will result in considerably lower insoluble content.

It should be possible to produce a bulk sulphide concentrate with comparatively low graphite content from an ore similar to that used in the test.

According to figure 9 it appears that mainly pyrite has floated whereas pyrrhotite has mainly gone in the tailings of the sulphide flotation.

Copper content in the tailings of the bulk sulphide flotation is approx. 0.6% and represents a Cu-extraction of approx. 19.5%.

It may be assumed that an increase in scavenger volume will reduce the C-content in the tailings and thus the copper loss.

The copper losses in the tailings from the sulphide flotation are definitively largest in the ^{fine} fraction (figure 8) and it appears

that most of the chalcopyrite which has gone in the tailings exists as free grains. The scavenger volume has therefore been insufficient.

Figure 10 depicts a weight distribution on the basis of chemical analysis. Calculated weights show large deviations and reflect the chemical analyses' degree of reliability. Since the copper and sulphur analyses must be considered as most reliable, it was decided to use distribution calculated from these analyses as the basis for a collective tabularization of weights and extractions (figure 11).

The calculation of the combustion loss (graphite) is least reliable. This is because combustion loss analyses are difficult to determine.