

Diplomoppgave i gruvedrift 1958.

Prøvetaking Bidjovagge.

Gi en fremstilling, teknisk og økonomisk, av utførte undersøkelsesarbeider med prøvetaking i Bidjovaggefeltet 1958.

Beregn malmengder og gehalter for de mest aktuelle områder. Ut fra malmmineraliseringens karakter vurderes feilmulighetene ved de anvendte og andre måter for prøvetaking.

Mulighetene for utnyttelse av forekomstene vurderes, og eventuelt fremsettes forslag for videre undersøkelsesarbeider, som måtte ansees nødvendige.

Stud. techn. Niels Chr. Hald.

A/S BIDJOVAGGE GRUBER

<u>Innholdsfortegnelse:</u>	side
Innledning	3
Opptakten til prøvetakingen	4
Tilredningsarbeidene - Avdekningen	5
Diamantboringen	9
Utstyr	10
Støvboringen	12
Oversikt	14
Røskingen	16
Utstyr	16
Mannskap - Timer	20
Kostnader	21
Prøvetakingsmetoder	23
Vurdering av anvendte metoder	25
Statistisk behandling	28
Malmberegning	32
Området 0 - 160N	33
"- 880N- 9960N	34
÷"- 1040S- 1200S	35
Utnyttelse av forekomstene i Bidjovagge?	38
Litteraturfortegnelse	41
<u>Bilag:</u> I Profil 8, M=1:1000.	
II Geologisk oversiktskart over prøvetakings- området. M=1:500.	
III Diamantboringen. Hullengder, effekter og kjerneprosent.	
IV Halvmetersprøvene. Data for alle tre metodene i sammenstilling.	
V Prøvetakingsprofilene. Inntegnet diamant- borhull (m. kjerne/kjernetap), støvborhull og røskeprøvene. Alle analyser påskrevet. M=1:20.	
VI Avvik i % for borhullsanalysene i forhold til røskeanalysene, som funksjon av kjernetap.	
VII Snitt og profiler til malmberegningen.	

Innledning.

Det var noen samer fra Kautokeino som først fant kobber i Bidjovagge. Disse samene var regulære malmlere etter oppdrag av konsul Holmboe i Tromsø, og det var han som anmeldte funnet og idag sitter med rettighetene. Alment kjent er feltet fra Boliden-konsernets konsesjonssøknad. Som kjent avslo den norske stat denne søknaden, og valgte selv å undersøke området. Kautokeino Kobberfelter, Statens Undersøkelser ble dannet med dette formål.

Boliden drev undersøkelser i feltet en sommer, NGU utførte geologiske kartlegginger i Vest-Finnmark sommerene 1954 og 1955, og sommeren 1956 begynte så Kautokeino Kobberfelter sine feltundersøkelser. GM og SR ble engasjert i feltundersøkelsene og diamantboring ble drevet i utstrakt grad, og malmleringen i Bidjovagge-traktene ble av et omfang som ikke tidligere i Norge.

Bidjovagge ligger på Caskias-plataet like ved grensen mot Troms, en mils vei nord for Raisjavrre. Geologisk sett hører det til Vest Finnmarks pre-kambrium. Hovedbergarten i den såkalte Caskias-gruppen er grønnsteiner og grønnskifre av sedimentær opprinnelse, sannsynligvis dannet av forvittringsmateriale fra grønne lavaer. I tillegg har en så grafittskifre, kvartsitter og karbonatbergarter. Kvartsitten inneholder ofte så mye albitt at de betegnes albititt eller albitfels. Mineraliseringen er en impregnasjon av kobberkis, svovelkis og noe magnetkis og ligger som uregelmessige skyer som spredte fylninger, vesentlig i albititt-kvartsitten men også noe i svartskiferen. Berggrunnen har gjennomgått flere foldninger og senere forkastninger. Selve mineraliseringen som har skjedd på et relativt sent tidspunkt er sannsynligvis medt avhengig av forkastningene, noe som muligens kan forklare de temmelig atskilte mineraliseringene langs strøk som er breksiert etter foldningene og skulle være disponert for en slik mineralisering.

Opptakten til prøvetakingen.

De geofysiske målingene i 1956 og 1957 hadde vist anomalier hovedsaklig langs 3 parallele nord-sydgående strøk med innbyrdes avstand av ca. 1 km. Diamantboring hadde påvist kobberkrismineralisering i den mitterste parallell, hovedfeltet, men malmen syntes å ligge som avgrensede linser langs strøket. Boringene i vestfeltet viste vesentlig magnetkis og lite kobberkis mens østfeltet ikke var boret.

Undersøkelsen 3. sesong i 1958 omfattet i store trekk geofysiske målinger syd og østover, en geologisk videre kartlegging nord og vestover, boring i østfeltet og grundigere oppboring av hovedfeltets malmkropper, særlig den sydligste. De delvis kjente og oppborete malmsoner hadde som nevnt vist en slik uregelmessighet at en også fant det nødvendig å foreta en detaljundersøkelse av et mer begrenset område. En slik nøyaktig undersøkelse med prøvetaking skulle tjene flere formål:

Grundig klarlegging av kobberinnholdets fordeling og intensiteten i variasjonen, sett i relasjon til styrende geologiske trekk, strukturer og bergartstyper.

Bestemmelse av begrensede volumers (malmengders) gjennomsnittlige kobbergehalt med en nøyaktighet som kan vurderes.

Om mulig skaffe data til sammenliknende vurdering av tidligere kjerneanalyser, eventuelt skaffe et grunnlag for vurdering av holdbarheten av kjerneanalyser og om disse viser tendens til systematiske feil ved kjernetap.

Området mellom profilene 0 og 16 ble valgt til detaljundersøkelse. En har her en malmførende antiklinal som kommer opp fra syd og har utgående i området, så de geologiske hovedtrekk synes kjente. Det var boret diamant hull i profilene 0, 8 og 16, spesielt P-8 er godt oppboret. Boringene viste at særlig østsjenklen av antiklinalen er kobberkrisførende, med malmsonen umiddelbart i liggen av svartskiferen. Borchhullsanalysene viste stedsvis meget høy Cu-%, men det var store variasjoner. Malmføringen var størst i P-8, mens P-0 og P-16 viste betydelig mindre gehalt. Malmføringen mot dypet synes avtakende både i gehalt og mektighet.

En hadde valget mellom å sette igang detaljundersøkelsene i dagflaten eller under jord. Selv om en undersøkelse under jord bl. a. ville gi bedre holdepunkter med hensyn til tidligere borete hull, ble dagflaten valgt. Dette vesentlig grunnet tidsfaktoren. Feltsesongen er relativt kort, ca. 3 mndr., og en undersøkelse fra dagen ansåes for det eneste gjennomførbare på den tiden. Likeså er en dagundersøkelse mer dynamisk og kan lettere tilpasses lokale variasjoner.

Opplegget for prøvetakingen ble basert på diamantboring, støvborring og røsking. En generell vurdering av disse valgte og andre prøvetakingsmetoder kommer senere i besvarelsen. Prøvefeltet hadde altså en feltlengde på 160 m., og en antok en bredde på ca. 15 - 20 m.

Meningen var så å prøveta malmsonen langs profiler tvers på strøket. Prøvetakingen da som nevnt med flere forskjellige metoder for å få best mulig sammenligningsgrunnlag. Profilavstanden var ment å være 20 m. i første omgang til en fikk et inntrykk av metodene, og så 10 m. profilavstand til slutt, og da nytte de metoder som synes passe best.

Tilredningsarbeidene - Avdekning.

Det første trinn i prøvefeltet var en geokjemisk jordprøvetaking. Profiler ble stukket ut med 5 m. avstand og langs disse ble det tatt prøver for hver 2 meter. Verdien av disse prøvene er imidlertid noe tvilssom idet steinur og bekkeløp hindret prøvetakingen og svekket systematikken. Området var jo også nettopp blitt snøfritt og vårflommen hadde nok gjennomvasket de øverste jordlagene temmelig grundig. Meg bekjent er ikke disse prøvene blitt analysert og bearbeidet.

Overdekningen i området var stor, mye større enn opprinnelig antatt viste det seg, og besto mye av rullestein og annet morenemateriale. For fjerning av overdekningen var det engasjert en 4,5 t bulldozer, men det viste seg snart at den ikke ville makte oppgaven. Mektigheten av overdekningen var sine steder opptil et par meter, og bulldozeren ble for lett til det grove og harde materialet. Det var nå godt ut i juli, men likevel traff vi på tele praktisk talt over hele feltet. Denne lå på ca. en meters dyp. Det at bulldozeren den vesentlige del

av denne første tiden måtte brukes til annet arbeid i feltet, gjorde at vi kom helt til 18. juli uten at det var gjort noe vesentlig arbeid i prøvelfeltet.

For i det hele tatt å få fjernet overdekningen ble det engasjert en Caterpillar D-6 bulldozer. Den kom i arbeid den 18. juli, og det ble mer fart i arbeidet. Den ble kjørt på 3 skift, 23 timers effektiv kjøretid i døgnet, og frem til 7. august arbeidet den ialt 430 timer.

Noen helt lett oppgave var det ikke selv for en D-6'er. Der den støtte på tele kunne den ikke gjøre noe effektivt. Vi søkte å få en vekselvirkning i arbeidet slik at når dozeren hadde skrapet ned på telen i en del av feltet, flyttet den til et annet område mens det tinte første sted. Opprinnelig gikk det en bekk over feltet, og dette vannet var oss til stor hjelp for tining av telen. Delevis hjalp vi til å påskynde tiningen ved å skyte telen, men noen særlig effektiv utvei var det ikke.

Etterhvert viste det seg at vår forbundsfelle vannet ble vårt store problem. Vi fikk etterhvert et vanntilsigt som gjorde massen vi skulle fjerne til en eneste gjørme. Denne flöt uma som en tykk velling foran bulldozerskåret og sørgelig lite ble med ut på tippen. Igjen søkte vi å få istand et vekselarbeid slik at massen over en del av området fikk ligge iro og dreneres mens dozeren arbeidet annetsteds. Vi laget også demninger i tilsiget for å lede vannet utenom prøvelfeltet, nye fikk vi vekk, men det var likevel for mye igjen.

Når vi begynte å få føling med fast fjell, viste dette seg å være ikke så forferdelig fast likevel. Temmelig forvitret og oppsprudket. Foruten at vi fulgte opp med sprettskyting for fjerning av knauser og rygger der dozeren arbeidet, gikk vi igang med å skyte bort det øverste forvitrede fjell-laget over hele området. Det viste seg også nå at malmsonen var delt i to av en kvartsittkile som kom inn fra syd. Denne kvartsitten som ikke inneholdt noe kobber av betydning, lot vi stå igjen som en "øy". Opplegget for prøvetakingen ble så konsentrert om den østligste og dannelsynligvis rikeste, grenen av malmsonen.

På grunn av den begrensede tid vi hadde D-6'ern til rådighet måtte vi begrense det aktuelle prøvelfelts strøk fra P-4 til P-12. Sydgrensen, P-4, synes å være temmelig riktig, men en videre fortsettelse en 30 meter nordover ville vært ønskelig.



Prøvetakingsfeltet mot syd. Malmsonen i
bekkeleiet. Mannen står i P-8.



Caterpillar D-6 til kamp mot overdekning..



Hovedsonen nordover. P-4 i forgrünnen,
skyting av forvitret fjell i P-9.



P-12 renskes . På venstre side
av kvartsitt-„øya" går hovedsonen
sydover .

(x = kvartsitt-„øya")

profilene renskes . .



. . . spyles . . .



. . og er klar til prøvetaking . .

Bredden av sonen vi satset på ble også minsket. Den vestlige grenen av malmsonen syd for P-9 ble grovrensket, men tiden tillot ikke noen systematisk prøvetaking der. P-8 ble imidlertid forlenget vestover så dette profil dekker det vesentlige av antiklinalens østsjenkel, i alle fall hele den mineraliserte del.

Bulldozeren gjorde seg først ferdig fra P-8 og sydover, slik at dette ble klart for detaljundersøkelse og prøvetaking. Vi finrensket profilene med handmakt og blåste tilslutt rent med trykkluft. Endel steder spylte vi med vann for om mulig å få et bilde av mineralisering og struktur. I de nordligste profilene, P-11 og P-12, fikk bulldozeren bare tatt det grøvste med overmasse og vi fikk her et svare strev med finrenskingen.

Selve prøvetakingen med de ulike metodene kom i rekkefølge, diamantboring først, dernest støvboring der dette var mulig og til slutt røskingen.

Diamantboringen.

Når løsmassen og det mest forvitrede fjell var fjernet og profilet best mulig planert, stakk vi ut ansettene for diamantborhullene. Disse ansettene ble markert med et lite borhull derved ble diamantborhullene nøyaktig plassert idet kronen fikk godt feste. Diamantborhullene ble påsatt slik at de såvidt mulig skulle gå gjennom det volum som senere skulle skytes ut ved røskingen. Flatere hull enn 30° var vanskelig å bore på grunn av sleng i rørgangen ved for lang avstand fra spindel til ansett. Dypet ved hullodden skulle jo ikke være vesentlig over dybden av de senere grøftene, så det ble da nødvendig med ansett for hver meter. Vi tilsiktet også en viss overlapping av hullene for å kompensere kjernetap, spesielt ved ansettet. Prinsippet for denne korthullsboringen fremgår av profiloppteeningen i bilaget.

Boringen var lagt opp med Ex kjerner, dette for sammenlikning med andre hull i feltet som var boret med Ex. I malmsonen ble det boret Ax-hull parallelt og tett inntil Ex-hullene. En mente da å få materiale for vurdering Ex - Ax i kjernevinst og variasjon med kjernetap.

Opprinnelig var det ikke meningen med en slik utstrakt diamantboring, men da støvboringen slo feil, ble det valgt å fortsette med diamantboring over hele prøvefeltet.

Vanligvis ble første hull ansatt østligst i profilet og boret til kontakt med hengfjellet, dvs. svartskiferen. Så trakk en seg da vestover og passet stadig på at hullene i malmsonen ble boret både med Ex- og Ax-hull. Det var i flere av profilene ganske trangt, slik at det var vanskelig å få maskinen langt nok vestover. Dette ble avhjulpet ved å bore de vestligste hullene med retning vestover. Systemet fremgår av profilopptegetningen i bilagene.

Kjernene ble lagt i kasser, fargefotografert og beskrevet. Ved uttak til analyse måtte en stadig passe på å få riktig kjerne med til riktig profilhalvmeter. Når først profilene var tegnet opp og borhullene inntegnet, var det relativt enkelt.

Utstyr.

Det ble brukt en Prospector diamantbormaskin fra Longyear drevet av en 8 HK elektrisk motor. Elektrisk kraft fikk en fra et aggregat på 16 kv. Diamantbormaskinen var montert på en kraftig kjelke, så borerne fikk en grei platting å stå på under arbeidet. Vannet ble levert av en monopumpe, D-30. Det ble brukt Diaborit pulverkroner og Diany stenkroner. Diadrillkroner ble med hell forsøkt, men de er kostbarere enn Diany,

Det ble boret på 3 skift. Hullenes plassering kjernevinst m.m. fremgår av profilopptegetningen i bilaget, liksom er satt opp profilvis oversikt over samtlige borete hull med lengder, bortider, tapstider, kjerneprosent m.m. Her gjengis sammendrag av disse profiloversiktene:

	Ant. hull	Lengde meter	Bortid timer	Flytt og tapstid timer	Netto borm. pr. time	Brutto borm. pr. time	Kjerne %
Sum Ex	93	217,29	133 1/2	151 3/4	1,63	0,92	71,4
Sum Ax	45	121,61	89 1/4		1,41		78,4
Totalt (Ex+Ax)	138	342,90	222 3/4	151 3/4	1,54	0,92	74,0



Diamantbormaskin og utstyr på kjelke som greitt tillater boring begge veier.

Det ble også boret ca. 25 meters hull langs fallet i profilene 4, 6, 8, 10 og 12. Dette for å undersøke om det var noen sekundærarrikning av malm i topplagene. Dette så ikke ut til å være tilfelle.

Sammenlignet med netto bormeter pr. time for boring ellers i feltet, ligger nok dette noe under. Men de uventede og delvis vanskelige forholdene får ta skylden.

Boreffekten med Ax-kroner er ikke vesentlig mindre enn med Ek-kroner. For enkelte profiler gir Ax sogar støtte effekt. Ved siden får en større kjernevinst med Ax-boring, spesielt i dårlig fjell.

Støvboring.

Opplegget for støvboringen var i store trekk det samme som for diamantboringen, men desverre støtte vi på så mange praktiske vanskeligheter at vi ikke fikk brukt utstyret noe særlig.

Det engelske firma Holman har uteksperimentert og laget støvborutstyret, opprinnelig i den hensikt å samle støvet ved tørrboring for å minske støvplage og silikosefare, men utstyret er også innført til prøvetaking. Det består av to hovedelementer, en hammerbormaskin og en syklon. Prinsippet er at alt borstøvet blir suget gjennom borstangen, bormaskinen og frem til en syklon hvor det blir slått ned. Det fineste støvet som evt. ikke blir slått ned i syklonen, blir samlet opp i en filterpose. Fabrikker oppgir at 98 % av støvet blir slått ned i syklonen. Mulig hullengde skal være 6 meter.

Vi brukte såkalte Holbits, krysskjer med hardmetall, som ved konisk forbindelse ble kilt fast på borstangen.

Skjerdiameter 1 5/8" (det lages opptil 3" Ø). Borstengene er av økende lengde som en vanlig borgang. Hullet i borstangen er 3/8". I skjæret er det enslags "portner" som hindrer for grove partikler å komme inn og kile seg fast i borstanghullet.

Maskinen veier ca. 22 kg og ble brukt med knemater.

Suget gjennom systemet ble frembrakt ved en ejektor på syklonen.

Selve tanken med fjellboring og støvavsuging synes god, det være seg i den ene eller andre hensikt. Men for at det i det hele tatt skal kunne være mulig slik utstyret er, må fjellet være absolutt tørt. Kommer det vann inn i borchullet, enten utenfra eller gjennom sprekker i fjellet, pakkes det øyeblikkelig borslam i borstangen og avsugningsslangen. Dessuten blir boret sittende fast.

Det var svært få steder i prøvetakningsfeltet i Bidjovagge vi kunne få brukt støvboringen. Fjellet er oppsprukket og vannførende, så rett som det var sto vi fast. Det må nok svært gode betingelser med tørt fjell til skal en kunne basere en systematisk prøvetaking på dette støvborutstyret. Helt kategorisk bør en kanskje ikke være med en slik dom. En mulighet er at vi hadde for lite luft fra vår kompressor. Den skulle levere $4,5 \text{ m}^3/\text{min}$ hvilket burde være tilstrekkelig, men om kompressoren virkelig leverte $4,5 \text{ m}^3$ vet jeg ikke. Bedre sugevirkning vil jo kompensere noe for litt fuktighet.

Praktisk talt alt støvet ble samlet opp i syklonen, en meget liten del kom til filteret. Den filtrerte luft var absolutt støvfri såvidt jeg kunne bedømme.

En oppstilling over data i forbindelse med støvboringen er gjengitt nedenfor:

Översikt över stövboringen.

Alle hull med 1 5/8" skjardiameter (hulltversnitt 13,38 cm²)

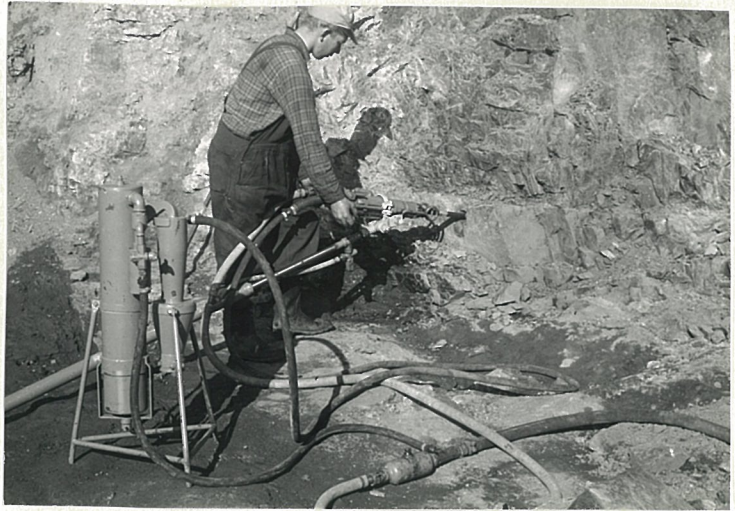
Pro- fil	Lokalitet	Hull lengde cm	Hull volum cm ³	Kjerne vekt g	Sp.v.	Kjerne volum (vekt: sp.v. cm ³)	Kjerne vinst %	Gehalt % Cu
10	564,5-65,0	58,5	782,7	2370	2,67	887,6	113,4	0,08
"	564,0-64,5	60,0	802,8	2235	2,70	827,8	103,1	0,42
"	563,0-63,5	58,0	776,0	2315	2,79	829,7	106,8	1,33
"	563,5-64,0	57,0	762,7	2120	2,73	776,8	101,8	0,77
"	562,0-62,5	60,0	802,8	2225	2,78	800,4	99,8	0,58
"	562,5-63,0	44,5	595,4	1715	2,80	612,5	102,9	0,71
"	561,0-61,5	56,0	749,3	2130	2,75	774,5	103,4	0,48
"	561,5-62,0	56,0	749,3	2065	2,73	756,4	101,0	0,27
"	560,5-61,0	58,0	776,0	2160	2,78	777,0	100,2	0,49
"	560,0-60,5	58,0	776,0	2345	3,05	768,9	99,3	5,35
"	559,5-60,0	58,0	776,0	2075	2,94	705,8	91,0	3,37
"	559,0-59,5	58,0	776,0	1390	3,25	427,7	55,2	1,45
"	557,5-58,0	54,0	722,5	1385	2,93	472,7	65,4	0,76
7	575,0-75,5	58,0	776,0	2520	3,11	810,3	104,3	0,87
11	562,0-62,5	58,0	776,0	2060	2,67	771,5	99,5	0,05

Det at kjernevinsten for flere av prøvene ligger over 100 %, må en regne kan tilskrives en eller flere av flg. faktorer:

- 1) Lengden av hullet kan være målt unøyaktig (for kort).
- 2) Den effektive hulldiameter er nok noe større enn skjardiameteren, men avviket her var vanskelig å måle.
- 3) Uvedkommende materiale kan ha kommet inn i systemet.
- 4) Feilkilder ved vekt og sp.v. bestemmelser.

Ved prøvene som viser 55,2 og 65,4 % kjernevinst har det sannsynligvis ligget igjen støv i borstang, maskin eller lign. som en ikke har fått med.

Men de få prøvene viser at en får meget stor kjernevinst ved bruk av utstyret.



Steam boring.

Röskingen. (Gröftingen)

Da prøvefeltet og dermed antall grøftmeter ble innskrenket en god del, valgte vi å la hver prøve representere en halv meter. Dette for å fremheve variasjonen i mineraliseringen, samt å få flere tall til evt. statistisk behandling. Grøftene ble skutt med en bredde på 40 cm og dybde på 80 cm. Selvsagt var det umulig å holde disse målene helt eksakt, men det gikk overraskende bra.

Ved utskytingen av prøvene var det viktig at intet gods sprutet vekk. Både av denne grunn og for å holde grøfteprofilen best mulig, var det nødvendig med nye boring. Hullene ble satt omtrent som vist på fig. dog ble hvert enkelt tilfelle vurdert med hensyn til sprekker, stikk m.m. Det ble ca. 6 - 7 bormeter pr. prøve. Sprengstoffet var Extra Gummi-dynamit og det gikk med ca. 1 1/2 patron til hver prøve. For at det ikke skulle sprute dekket vi med skytematte. Dels prøvde vi en av bildekk, men den var for tett. Et "teppe" av 1/4 wire var bedre.

Før skyting ble såvidt mulig all subb og rask blåst vekk. Prøven ble meget omhyggelig lastet opp i trillebåre og kjørt opp til knuseren der vi hadde lagringskasser for prøvene. Vår prøvene for våte fikk de ligge der og tørke før knusing. Knuseren tok ikke stein over ca. 10 cm størrelse, så utenfor knuseriet hadde vi en platt med gummebelegg hvor storstein ble slegget ned. Det var da lett å feie opp småstein og subb og få det med.

Fra knuseren gikk prøvene til splitting. De ble splittet ned til ca. 15 kg som så ble fylt i doble papirposer og sendt ned til laboratoriet for finknusing, maling, splitting og analysering.

Utstyr.

En Atlas diesel kompressor med 4,5 m³/min sørget for trykkluften. Denne gikk praktisk talt uten fusing hele sommeren

ca. 500 driftstimer, solarforbruk 5,2 liter pr. time. Bor-maskinen var 1 stk. RH 658-4L, 1 stk. BBC-22, 1 stk. RH 571, 2 stk. BBD-11. De to siste ble nesten bare brukt til boring av liggerhullet ved prøveskytingen hvor de var meget hendige. De andre maskinene om hverandre, spesielt RH-658 var god og blåste godt. Til å begynne med brukte vi noen Bühlerit-bor, men vi hadde flere nakkebrudd med disse. Sandvikens Coromantbor som vi brukte det meste av tiden var helt fine. I det tildels meget harde fjellet sto boret ca. 18 meter mellom slipingene men da måtte en nok så kraftlig sliping til. Ikke på grunn av hardmetallet så mye som selve stålet rundt. Dette ble voldsomt slitt av det harde fjellet. Til sliping hadde vi en liten trykkluftdrevet slipeskive. Slangene var vesentlig $3/4$ ", men vi hadde endel $5/4$ " fra kompressor og frem til fordelingskran. Nesten all tenning foregikk elektrisk med engelske momenttenner og et 15 skudds tennapparat. Vi prøvde også detonerende lunte noe som også gikk fint. Det var vesentlig de praktiske fordelene ved at elektriske tennere var lettere å få tak i, og at folkene var mer vant med dem, som gjorde at vi valgte det. Vi hadde også tjærelunte og fenghetter nr. 8 til bruk der det var hensiktsmessig.

Det konvensjonelle utstyret fyllhammer, grafse, brett og anleggsbærer trenger vel ingen nærmere presentasjon. Lagfingskassene utenfor knuseren var vår egen patent og var laget av 1 1/2 bord.

Til knusing av prøvene hadde vi en liten kjøft-tygger med innløpsåpn. ca. 18 x 25 cm og utløp ca $1/2$ ". Den ble først drevet av en bensinmotor, Wisconsin 7-9 HK og flatrem, men det ble for ujevn gang og ellers mye krangel med motoren. Vi fikk så en elektrisk motor 2,5 kw og kiloremsoverføring, og alt fungerte fint.

Fra knuseren gikk godset ned i kasse sveiset sammen av 3 mm plate. Herfra til en splitter som vi også hadde laget der oppe, sveiset sammen av 3 mm plate. Prøvene som opprinnelig veide vel 300 kg ble splittet ned til 15 - 20 kg, fylt i poser og sendt til laboratoriet.



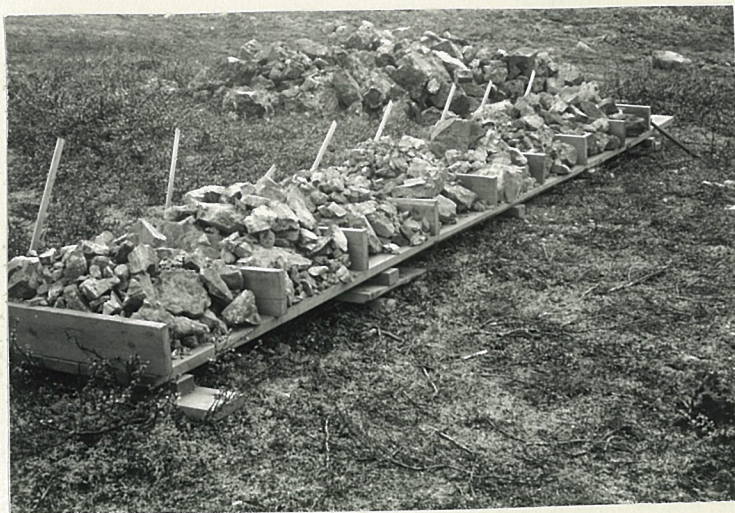
Klart for skyting av røskeprøve .



Omhyggelig opplasting . . .



. . . og fremkjøring til lagringskassen . .



... hvor prøvene tørker ...



... og så til knusing ...

Mannskap, timer.

Til prøvetakingen og dermed forbundne arbeide startet vi opp med 4 mann. Vi engasjerte nokså snart 2 til, senere ennå to, så fra 18. august var det 8 mann i arbeid i prøvefeltet. Det var folk som var vandt med fjellarbeid fra Vaddas og veianlegg, og la det være sagt at uten den dyktighet og arbeidsvilje de la for dagen, ville en neppe greidd å gjennomføre programmet. Prøvetaking og den nødvendige nøyaktighet bød jo på et nytt og nokså spesielt arbeid, men de fikk interesse for og forståelse av hva det gjaldt og hva som krevdes. De viste en sjelden evne til å få det til å bli, bedre folk kunne en ikke fått.

Et bilde av hvilke arbeidsoperasjoner som krevde tiden og når det kom til utførelse utover sesongen, får en av følgende oppstilling.

Arbeidsoperasjon	Juli	Aug.	Sept.	Okt.	Totalt
Overdekning, fjerning av løsmasse og forvitret fjell.	500	1323	273	22	2118
Sprengn. og graving av vanngrøft.		55	110		165
Rigging av utstyr, maskiner m.m.	85	34	30	76	225
Rep. ettersyn m.m.		35	42	10	87
Prøvetaking		80	741	132	953
Knusing, splitting m.m.		112	431	82	625
Hjelp til diamantb.		16	19		35
Støvboring		22	56		78
Uttak av malm til flotasjon			148	14	162
Div. leirarb. transport, vegarb. m.m.	290		51	307	648
Prøvetaking og avdekning av annen grøft og i "pitten"	50	165			215
Timer totalt					5311

Arbeidet påbegynt 1. juli
avsluttet 13. oktober.

Noen nærmere angivelse av effekter er vanskelig å gi, da alt arbeid gikk over i hverandre. Men erfaringen viste at et 3 manns-lag greide å bore, skyte og kjøre frem 8 - 9 prøver pr. skift når alt lå til rette. 2 mann knuste og splittet disse på skiftet.

Det synes klart at det var avdekningsarbeidene som krevde mest tid og forskjøv hele prøvetakingen så vi måtte innskrenke programmet.

I tillegg til disse timene kommer så diamantboringen som GM utførte, skift med 2 mann på skiftet + maskin, dertil reparasjoner, tilsyn m.m.

Ved siden har en så bulldozerne, Råstofflaboratoriets videreknusing og behandling ^{av} prøver og kjerner. Kobberfeltenes tilsyn og ledelse av arbeidet, delvis faktorer som ikke kan måles i timer og kroner direkte.

Men en viss oversikt over kostnadene kan en sette opp. Her gjengitt de største postene og sum etter kobberfeltenes oppgave.

Kostnader.

Støvborutstyr	kr. 20.000
Atlas borutstyr	" 7.500
Sprengstoff, lunte m.m.	" 4.600
Bulldozer D-6-Caterpillan	" 40.700
4,5 t Ferguson	" 30.000
Kompressorleie	" 5.360
Knuserleie	" 1.000
Arbeidslønninger	" 37.000
Div. annet utstyr, reiser, kost, brennstoff, adm., frakt, opphold m.m.	" 58.840
	kr. 205.000
G.M.'s diamantboring ca. 475 m a ca. kr. 100	ca. " 47.500
Råstofflaboratoriets analysearb.	" " 15.000
	<u>kr. 267.500</u>

Denne oversikt må tas med alt mulig forbehold, men angir omtrent støvvelsesordenen. Endel maskinkjøp m.m., er med og må tas i betraktning.

I tillegg kommer så annen diamantboring i forbindelse med prøvefeltet, men om det skal henregnes til prøvetakingen kan jo diskuteres.

Prøvetakingsmetoder.

For å skaffe seg kjennskap til mengder og kvalitet av verdifulle mineraler i undergrunnen, er det nødvendig med inngående undersøkelser. Ut fra spesifikke egenskaper mineralene måtte ha som tyngde, magnetisme, ledningsevne, stråling m.m., kan en ved ulike målinger få en viss orientering. Ved erfaring og sammenhengende data kan en danne seg et bilde av hva fjellet gjemmer. Men for fullt å kunne vurdere f.eks. en malmforekomst må en ha håndfaste data og analyser for å kunne bestemme volum og gehalt av forekomsten. Til slike undersøkelser er det et utall metoder, mer og mindre verdifulle, som kan anvendes.

Det er selve forekomsten som bestemmer hvilke metoder som bør anvendes: Det er malmkroppens form og orientering, hvilke angrepsflater som er tilgjengelige, og mineraliseringens karakter som er bestemmende faktorer. Har malmkroppen en typisk langdeutstrekning, søker en å skaffe seg fullstendige data for visse snittplan gjennom forekomsten loddrett på strøket. Disse snitt må gi så detaljerte opplysninger og ligge så tett at en med sikkerhet kan bestemme sammenhengen i volumet mellom disse. Eller viser malmen en flateutstrekning kan en f.eks. systematisk "perforere" platen med borhull og bestemme mæktighet og gehalt i borhullene og samarbeide disse opplysninger ved å la hullene representere like store areal.

En uregelmessig forekomst krever nødvendigvis mye mere undersøkelser enn en homogen for å kunne trekke sikre slutninger. Prøvene må taes så store og så tett at en kompenserer eller får under kontroll helt lokale variasjoner. Systemet må velges slik at ingen enhetprøver får absolutt utslagsgivende virkning og forskyver vurderingsgrunnlaget den feilaktig den ene eller den annen vei.

Ligger malmkroppen utilgjengelig, dekket av store løsmasser eller nede i fjellgrunnen, kommer praktisk talt bare diamantboring med kjerneopptak på tale. Bores det gjennom homogent fjell der kjernevinsten er stor vil en få et temmelig riktig bilde. Er fjellet derimot inhomogent og oppsprukket så en får kjernetap, blir det hele mer usikkert. En risikerer

at visse mineraler forsvinner som kjernetap, og kjernen blir ikke representativ. Kan en samle opp borslammet vil en her få et bedre grunnlag igjen, men det er nettop i oppsprukket fjell dette vil være vanskelig. Kjernen fra et diamantborhull bør være av størst mulig diameter, så en visuelt kan få ett bilde av mineralsigeringens karakter. Selve kjernen er uendelig liten i forhold til det volum den blir å representere, men diamantboring byr på så mange praktiske fordeler at det brukes svært mye. Og ved homogen undergrunn blir den jo også mer representativ.

Støvborring som er omtalt her tidligere krever nokså spesielle betingelser og kan dessuten bare brukes ved korte borlengder. Her som for diamantboring gjelder forbeholdet ved inhomogent fjell. I samme klasse kommer vanlig boring med oppsamling av støvet.

Har malmen en flate som er tilgjengelig, f.eks. mot dagen, kan det være naturlig å angripe denne. Ved alle former for prøvetaking av en slik flate gjelder det at fjellet må være friskt. Forvitret fjell som kan romme sekundæranrikninger eller utlutninger, må fjernes.

De mest anvendelige prøvetakingsmetoder er her røsking, slissprøver, gropsprenning og knaldprøver.

Har en med en homogen forekomst å gjøre, kan en ofte skaffe seg et ganske bra bilde ved bare å slå løs små stykker over hele feltet. Her som ved flere av de følgende metoder er imidlertid den menneskelige faktor en slen feilkilde. Prøvetakeren må strengt følge ett opplagt system, og ikke la seg influere av om prøvene er gode eller dårlige. Dette kan ofte by på store problemer, ubevisst vil som regel prøvene bli for gode. Likaså vil en vel også slå av prøvene på fremspringene punkter som er lette å komme til, selv om en da avviker noe fra systemet.

Gropsprenning er en videre utvikling av knaldprøvene. Begge egner seg best ved flateformige forekomster, nest mulig homogene og i hvert fall ingen typisk strøkorientering av mineraliseringen. Gropene sprenges gjerne ca. 40 cm dype

og må settes så tett at de representerer ca. 25 m^2 . Alt materialet samles opp og en må se til at det ikke spruter noe vekk under sprengingen.

Ved forekomster som har utpreget lengdeutstrekning eller mineralisering i orienterte soner, kan en anvende slissprøver eller røsker. Disse legges som profiler tvers på strøket, og en prøve består av en bestemt lengde langs profilet. Lengden må ikke overstige 2 meter, men skal helst være mindre. Vi valgte en halv meter og det var nok nødvendig med den store variasjonen. Slissene meisles f.eks. 3 cm bred og 1 cm dyp, dette tilpasses jo bergets hardhet m.m. En må holde tverrsnittet av slissen konstant og få med alt godset, men heller ikke mer. Den menneskelige faktor i og med preferanse av visse partier er en slem feilkilde her også.

Viser mineraliseringen store variasjoner, blir gjerne en slissprøve for lite representativ, og en må gå over til røsker. Vanlig tverrsnitt er ca. $40 \times 40 \text{ cm}$, men jo større jo bedre. Vi laget røskegrøftene 70 cm dype for å kompensere noe for forvitret overflate. Ved så store prøver, ca. $0,12 \text{ m}^3$ som ga ca 350 kg, skulle en også tro en kompenserte de mest lokale variasjonene. Ved vanntilsig vil selvsagt noe av det materialet som ble knust ved skytingen skylles vekk, men i forhold til det gjenværende er det bare en liten del.

Vurdering av anvendte metoder:

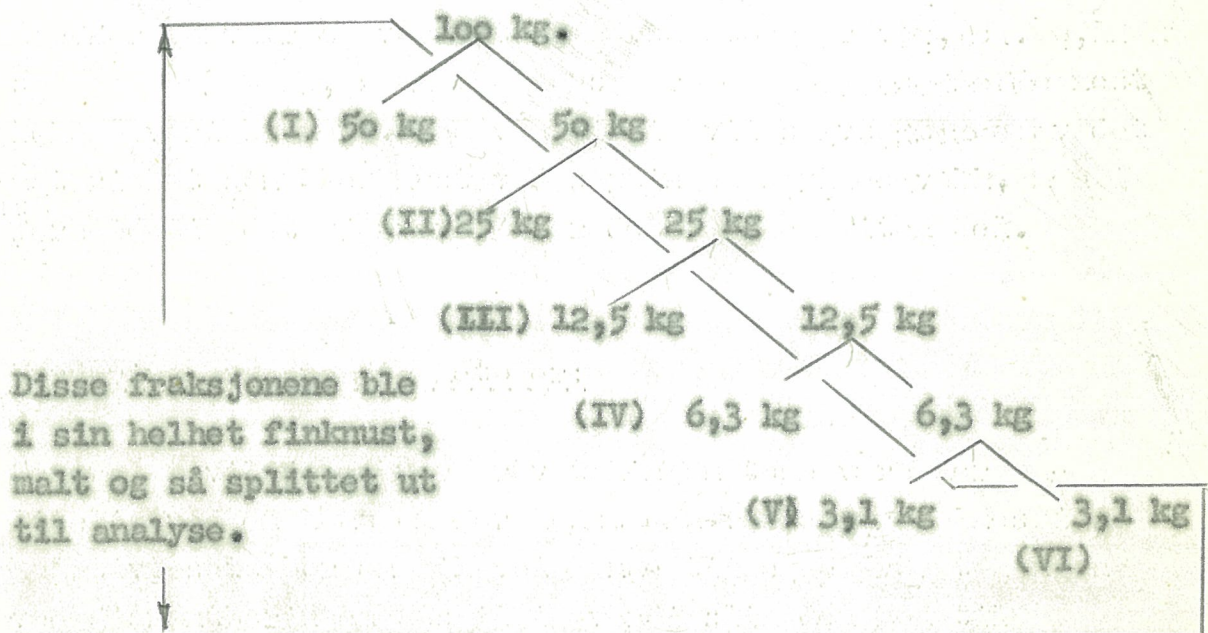
Generellt vil jo enhver prøvetakingsmetode være mer pålitelig ved en homogen forekomst enn ved en uregelmessig. Relativt sett bør en likevel kunne tillegge prøvetakingen ved diamantboringen atskillig verdi slik den kom til utførelse. Den menneskelige faktor som feilkilde elimineres, og når deler av flere borhull faller innenfor samme prøve, kompenserer en noe for de helt lokale variasjoner.

Rent praktisk er den innvending at en for enkelte partier fikk for stort kjernetap. Her fikk en da "hull" i profilene uten noen data. Er en sikret godt fjell over et prøvefelt

vil en unngå dette. En annen feil er at kjernene ofte blir lagt unøyaktig i kassene. Er en på forhånd helt klar over hvilken borhullslengde som skal representere en analyse, kan en regulere opptakene etter dette, og derved sikre seg mot feilplasing av kjerner. Slikt opptakssystem vil vel bli noe for tidsødende.

For støvboringen gjelder omtrent det samme som for diamantboringen. Der støvboring kan brukes, vil en kunne regne med meget god kjernevinst, likeså er en tvunget til stadig å holde rede på korrekt borstøv til riktig prøvemeter.

Røsingen er vel likevel den metode som må ansees for mest korrekt. Ved så store prøver som vi tok, må en kunne regne med at helt lokale variasjoner ble utjevnet. Prøvene ble etter knusing til ca. 10 mm splittet ned fra opprinnelig vekt ca. 350 kg til mellom 12 og 24 kg. Ut fra svenske data skulle dette bli ganske riktig. For å kontrollere riktigheten tok vi tre prøver a 100 kg og splittet ned og analyserte etter flg. skjema.



Resultatet for de tre serier ble:

			A	B	C
I	50	kg	5,05	6,67	7,00
II	25	"	4,94	6,47	7,14
III	12,5	"	4,97	6,67	7,08
IV	6,25	"	5,01	6,59	7,00
V	3,13	"	4,81	6,56	7,10
VI	3,13	"	4,72	6,68	6,64

Det synes som selv de mest nedsplittede prøvene er ganske representative for utgangsmaterialet. Vår splitting til 12 - 20 kg for finkrusing skulle således ikke skape noen feil.

Som en liten sammenligning kan nevnes at gehalten over 6 meters næktighet i profil 10 var for de ulike metodene:

Diamantboring	1,14 % Cu	(ca. 83 % kjernevinst)
Støvborring	1,27 " "	(" 100 " - " -)
Røsking	1,25 " Cu	

Metodene synes således å gi et ganske overensstemmende resultat.

I bilagene er tegnet opp samtlige profiler, med inntegnet diamantborhullene med kjerne/kjernetap, støvborhullene og røskeprøvene. Analyseresultatene for samtlige prøver er påskrevet. En får et bilde av spredningen i mineraliseringen over sonen, og også en direkte sammenligning av analyseresultatene.

Som bilag er satt opp oversikt over alle prøvehalvmetrenes analyser ved de ulike metodene. (Det samme som er tegnet opp). Det er dessuten regnet ut kjerne % for hver prøve av diamantborkjernene. Den opprinnelige hensikt var å finne eventuelle systematiske feil ved kjernetap ved forskjellige gehalten. Jeg satte opp diagram for kjernenenes prosentvise avvik fra % Cu i røskeprøven, disse tatt i grupper f.eks. 1,51 - 2,00 % Cu og 2,01 - 2,50 % Cu. Det går ikke an såvidt jeg kan se, å trekke noen umiddelbare konklusjoner ut av slike diagrammer. Avviket

for hullanalysen fordelte seg jevnt og like mye enten kjernevinst var 100% eller 40%. Til orientering er tatt med et diagram som bilag.

Fordeling av prøvene - Statistisk behandling.

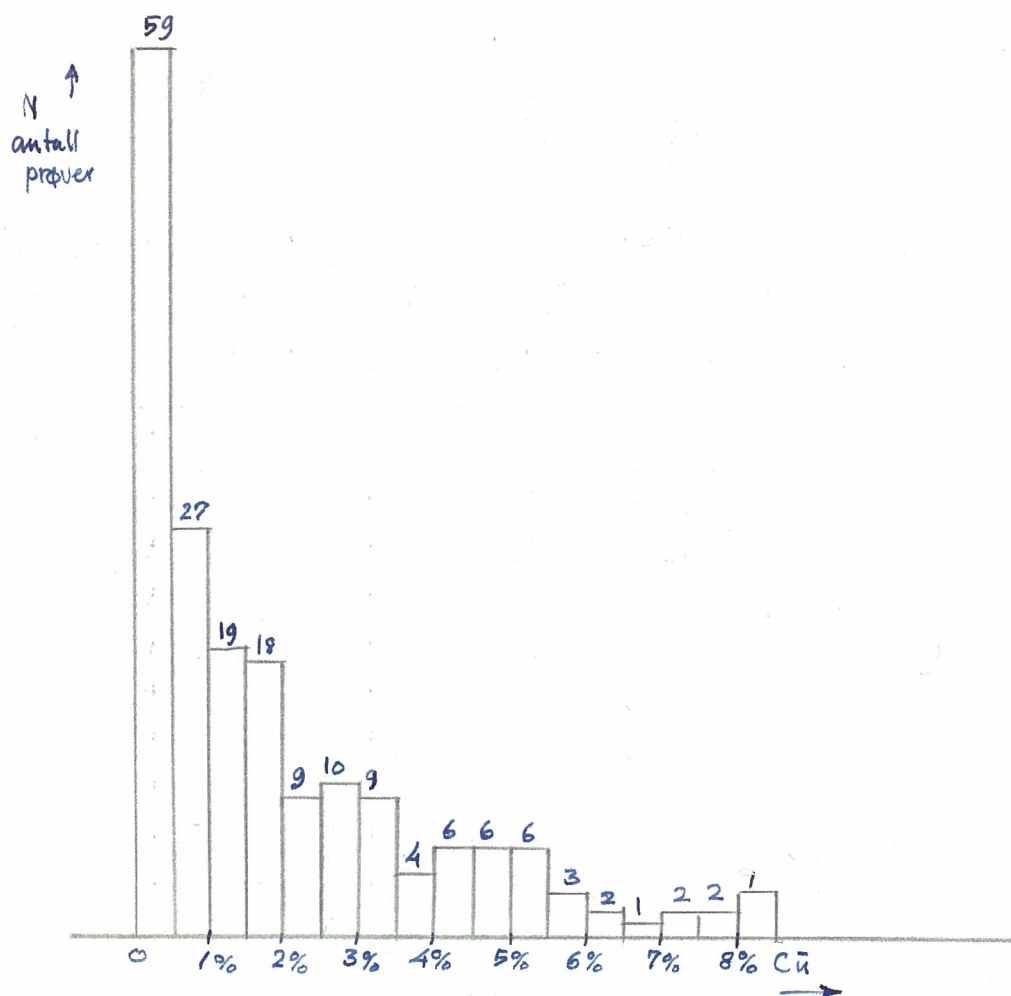
Jeg har gjort forsøk på å komme frem til en egnet form for statistisk behandling av analyseresultatene, men noen absolutt løsning på problemet har jeg ikke funnet. For korthulls diamantboringen kommer så mange usikre faktorer inn ved kjerne-
tap m.m., at jeg ikke vil komme inn på dem. Jeg vil her bare ta for meg tall og data for røskeprøvene. Bearbeidelsen refererer jeg vesentlig til professor H.J. de Wijs. Endel av røskeprofilene går noe langt utenfor den egentlige malmsone, prøvene til den følgende behandling er da begrenset slik at bare de prøver som faller innenfor en sone med 1,5% Cu i hvert profil, er tatt med. I profil 6, 9 og 11 får sonen gehalt over 1,5% Cu selv om alle prøvene taes med.

Utgangsmaterialet blir da:

	Antall			
		prøver	% Cu	
Profil	5	4	1,50	6,0
	6	14	2,19	30,6
	7	19	1,47	27,9
	8a)	22	1,50	33,0
	8b)	19	1,50	28,5
	9	24	2,2	52,8
	10	20	1,51	30,2
	11	32	2,84	91,0
	12	30	1,48	44,4
		184		344,4

184 prøver med 1,87% Cu i gj.sn.

Tar en prøvene og samler de i grupper som hver representerer et intervall på 0,5% Cu får en flg. såkalte histogram.



Det er naturlig å vente en slik asymmetrisk fordeling, noen Gauss-fordeling om middelerdien 1,87% vil en ikke få. Tyngden av verdiene ligger vesentlig under middelerdien.

Ifølge de Wijs kan en vente å få fordelingen etter en binomisk kurve, slik at hyppigheten av prøvene stiger raskt fra null til et maksimum og så avtar asymptotisk mot abscissen. Som her når maksimum kommer alt i første gruppe, tyder det på sterk variasjon av resultatene. Jeg har også forsøkt å sette opp kurvene ut fra prøver hvor intet profil har gehalt under 2 og 2,5%, men det er stadig samme bildet en får med maksimum i første gruppe. Hvis en bruker mindre intervall for de enkelte gruppene vil en nok få den binomiske fordeling, men antallet prøver er for få til en finere inndeling.

Et mål for spredningen er den relative gjennomsnittlige avviket mellom påhverandre følgende prøver.

Uttrykt ved formelen

$$d = \frac{\sum |\Delta|}{2 M (N - 1)}$$

der $|\Delta|$ er differansen mellom naboprøver, M er gjennomsnittsverdien og N antall prøver. $(N - 1)$ vil si antall $|\Delta|$, og er regnet ut fra at alle prøvene følger etter hverandre. Her kommer prøve fra 9 profiler og $(N - 1)$ blir følgelig $(N - 9)$.

$$d = \frac{184,25}{2 \cdot 1,87 \cdot (184-9)} = \frac{184,25}{2 \cdot 1,87 \cdot 175} = \underline{\underline{0,282}}$$

For regelmessige sedimentære forekomster ligger d under 0,1, for vanlige hydrotermale kobber, bly eller lignende ganger på 0,15 til 0,25 og uregelmessige forekomster som f.eks. gullførende ganger på ca. 0,4. Vårt tall 0,282 viser altså stor uregelmessighet og spredning i mineraliseringen.

Hvorvidt et aritmetisk middel gir det riktige vurderingsgrunnlag, kan være et spørsmål ved uregelmessige forekomster. De Wijs angir at det teoretiske gjennomsnitt ved binomisk fordeling vil være et bedre grunnlag. Her har vi jo ikke fått noen typisk binomisk fordeling, men likevel kan det være av interesse å se hvordan de Wijs teoretiske gjennomsnittsverdi ligger.

$$D = \text{Medianverdi} \quad (1 - d^2)^{-\frac{1}{2}k}$$

D = teoretisk gjennomsnitt for binomisk fordeling.

Medianverdi = den %Cu-verdi som har like mange prøveverdier høyere enn seg som lavere.

k = konstant avhengig av antall prøver etter formelen $N = 2^k$.

$$D = 1,1 (1 - 0,282^2)^{-\frac{1}{2} \cdot 7,5}$$

$$\underline{\underline{D = 1,51 \% Cu}}$$

Resultatet viser da at vårt aritmetiske middel på 1,87 % Cu ligger 0,36 % Cu høyere enn det teoretiske gjennomsnitt for binomisk fordeling.

Noen direkte sluttning ut fra en slik enkeltstående behandling kan en neppe trekke. Ved den såvidt store spredningen bør en nok ha flere enkeltprøver som beregningsgrunnlag enn de 184 som det var her. Men en slik behandling skulle nok kunne gjennomføres i utvidet form for de mange diamantborhull analyser en har fra feltet, og en vil nok da kunne gjøre seg fastere og sikrere refleksjoner.

Malmberegning:

Ved malmberegning inndeler en det beregnede malmvolum i klasser, alt etter hvilke metoder og data som ligger til grunn for beregningen. En skiller vanligvis mellom påvist, sannsynlig og mulig malm. I litteraturen kan definisjonen på disse tre klassene variere nokså mye, hver forfatter har i regelen sin egen oppfatning tilpasset det aktuelle tilfellet.

En noenlunde sikker dekkende definisjon er flg.:

1. Påvist (og kjent) malm er den malmmengde som ligger mellom to blotninger og med beliggenhet så det ikke tør herske tvil om sammenhengen mellom blotningene.
2. Sannsynlig malm er den malmmengde som ligger mellom en blotning og et snitt der malmen er påvist mellom et eller flere diamantborhull og sammenhengen skal være sannsynlig.
3. Mulig malm er den malmmengde som utover 1 og 2 med støtte i geologisk og/eller geofysiske målinger og vurderinger kan opptre i en feltort.

I Bidjovagge er det tre områder som peker seg ut med noenlunde sammenhengende malm av noen størrelse. Det er området fra 0 til 160 N, dvs. prøvetakingsfeltet. Et område mellom 880 N og 960 N og et mellom 1040 S og 1220 S.

Malmkroppene går mot dypet og har ikke vesentlig blotning i dagen p.g.a. overdekning. Her unntatt malmen mellom 0 og 160 N som er blottet i prøvetakingsfeltet. Som påvist malm etter ovennevnte definisjon kan da intet regnes. Det måtte da være de øverste 25 meterne av malmen i prøvetakingsfeltet.

Kravene til sannsynlig malm blir fullstendig oppfylt av feltet 0-160 N, mens det for de to andre ikke er blottet i dagen. Jeg tror likevel en bør kunne regne malm som sannsynlig når den ligger mellom profiler oppboret med diamantborhull. Hvor lett disse profiler bør ligge kan være gjenstand for diskusjon, jeg ville tro maks. 40 meter er nødvendig. En medvirkende vurderingsfaktor er de geofysiske målingene som evt. viser sammenheng mellom borprofilene. Så er tilfelle her, og den malmmengde som jeg beregner i det følgende må stort sett kunne regnes som sannsynlig malm.

Metoder for malmberegning er mange, mer og mindre kompliserte. Jeg ser det som min oppgave her å få en oversikt over størrelsesorden av malmene, og ser bort fra spissfin-dige slutninger og beregningsgrunnlag en kan finne ut fra spredning i malmvariasjon m.m. Beregningene blir basert på ulike metoder for de tre områdene, jeg har valgt det system som synes enklest i hvert tilfelle.

Området O-160 N.

Her har jeg tenkt meg et snittplan langs malmgangen. Røsker og diamantborhull beregnes til den mektighet som gir gehalt tilnærmet lik 2% Cu. Som vist i bilag deler jeg opp snittplanet i trekanter hvis hjørner blir representert av hull eller røsk. Beregner arealet av trekanten og finner volumet ut fra middelet av hullenes, resp. røskenes, 2%-ige malm-sone. Malmsonen deles altså inn i trekantede prisme. Gehalten for hvert prisme ut fra gehalten for hull/røsk i forhold til disses lengde.

MALMBEREGNING - O-160 N.

	m ²	Gj.sn. mektighet			
	gangflate	Mektighet	m ³	%	m ³ %
		m			
1	560	3,2	1790	1,5	2680
2	740	4,5	3330	1,5	5000
3	1320	4,4	5820	1,5	8730
4	880	3,1	2730	1,6	4370
5	360	4,8	1730	1,7	2940
6	480	11,8	5670	2,0	11340
7	525	13,1	6880	2,1	14450
8	370	7,5	2780	2,0	5560
9	290	15,3	4440	2,1	9330
10	320	8,4	2700	2,0	5400
11	280	3,5	980	2,0	1960
12	320	10,-	3200	2,1	6720
13	240	7,7	1850	2,1	3880
14	240	7,5	1800	2,0	3600
15	400	10,-	4000	2,3	9200
16	290	15,4	4460	2,3	10300

nr.	m ²	Mektighet		%	m ³	%
	gangflate	m	m ³			
17	200	14,7	2940	2,2	6450	
18	480	13,5	6480	2,0	12960	
19	360	6,5	2340	1,9	4450	
20	440	12,8	5640	2,1	11800	
21	500	10,5	5250	2,2	11530	
22	400	10,7	4280	2,3	9850	
23	220	11,8	2590	2,1	5440	
24	500	12,2	6100	2,1	12800	
25	556	12,2	6790	1,9	12900	
26	175	11,8	2070	1,9	3930	
			98.540		192.570	

1,96 %

Med sp.v. 28 får en 276.000 t med 1,96 % Cu.

Området 880 N-960 N.

I bilaget er tegnet inn et snittplan langs malmgangen samt vertikalsnitt i P-92 og horisontalsnitt på ca. 30 meter nivå. Det faller i øynene at det kan være en stokkformig malmkropp med dragning i felt. Forutsetter samme gehalt mot dypet.

Malmkvantum regnes ut ved å ta malmareal i 30 meters nivå og forutsette 80 meters dybde:

1	2 meter	2,03%	-	4,6		
10	"	2,14"	-	21,4		
12				25,0		
	Gj.sn.	6 meter bredde	2,09%		120 m ²	2,09% 250
2	10 meter	2,14%	-	21,4		
8	"	1,65"	-	13,2		
18				34,6		
	Gj.sn.	9 meter bredde	1,92%		180 "	1,92" 345
3	8 meter	1,65%	-	13,2		
18	"	2,60"	-	46,7		
26				59,9		
	Gj.sn.	13 meter bredde	2,3%		260 "	2,3 " 600

4 18 meter 2,6 % - 46,7

1 " 1,50" - 1,5

19 48,2

Gj.sn. 9,5 meter bredde 2,5%

Gangflate

190 m² 2,5 % 475

750 m² 2,2 % 1670

Regnes 80 meters dyp:

750 x 80 = 60 000 m³ 2,2 % malm

= 168 000 t med 2,2 % malm

Området 1040 S-1200 S.

For malmberegning her finner jeg det mest hensiktsmessig å bestemme malmarealene i profilene P-S-104, P-S-112 og P-S-120, og så ut fra dette regne volumene. Jeg har også regnet med en fortsettelse av feltet til hver side med en avstand lik kvadratroten av malmarealet i henholdsvis P-S-104 og P-S-120.

Malmsone i diamantborhull.

Sone I	S-104	A	1,97%	over	6	m
		B	1,59"	"	1	"
		C	2,21%	"	1,4"	
	S-112	A	1,56%	over	8	m
		B	1,56"	"	9	"
		C	2,30"	"	11	"
		D	2,00"	"	9	"
	S-120	D	2,20%	over	25	m
		E	1,67"	"	3,5"	
		F	1,55"	"	1,0"	
Sone II	S-112	A	2,02%	over	16	m
		B	1,72"	"	2	"
		C	1,97"	"	11	"

Malmareal i profilene.

Sone I	Profil 104	1	240 m ²	- 1,97%
		2	160 "	- 1,78"
		3	103 "	- 1,90"
			503 m ²	- 1,90%
	Profil 112	1	64 m ²	- 1,56%
		2	306 "	- 1,56"
		3	480 "	- 1,97"
		4	900 "	- 2,15"
			1750 m ²	- 2,00%
	Profil 120	1	455 m ²	- 2,15%
		2	1000 m ²	- 2,13"
			1455 m ²	- 2,14%
Sone II	Profil 112	1	600 m ²	- 2,02%
		2	306 "	- 1,99"
		3	403 "	- 1,93"
			1309 m ²	- 1,99%

Malmvolum.Sone I Mellom P-104 og P-112:

503 m ²	med 1,90%	- 955
1750 "	" 2,00"	-3473
2253 m ²		4428

Gj. sn. malmareal 1126 med 1,97%

Malmvolum: 1126 x 8090.000 m³ 1,97%Mellom P-112 og P-120:

1750 m ²	med 2,00%	-3473
1455 "	" 2,14"	-3130
3205 m ²		6583

Gj. sn. malmareal 1602 m² med 2,05%Malmvolum: 1602 x 80

118.200 " 2,05%

Transp.

208.200 m³

208.200 m³Nord for P-104:

Regner at sonen fortsetter en lengde lik
 nordover en lengde lik
 kvaderatroten av areal i P-104.

$\sqrt{503} = 22,4$ m.

Malmvolum: 503 x 22,4 x 0,5

5.750 m³ 1,97%

Syd for P-120:

Fortsettelse = kvaderat-
 roten av malmareal.

$\sqrt{1455} = 39$ m.

Malmvolum: 1455 x 39 x 0,5

28.400 " 2,14%

Sone II Regner utstrekning til hver side
 lik kvaderatroten av malm-
 areal.

$\sqrt{1309} = 36$ m.

Malmvolum: 1309 x 72 x 0,5

47.300 " 1,99%

289.650 m³ 2,07%

Sp.v. = 2,8 t/m³ gir 815.000 t malm med 2,07% Cu.

Sammendrag:

Området	0 - 160 N	276.000 tonn med 1,96% Cu.
"	880N-9960 N	168.000 " " 2,20% "
"	1040S-1200 S	815.000 " " 2,07% "
		1259.000 tonn med 2,07% Cu.

Hva angår beregningenes nøyaktighet er å si at alle
 utregninger er foretatt på regnestav og at avstandene
 mellom borhullene i profilene (for utregning av malm-
 areal) er målt ut fra nøyaktige profilopptegning i
 målestokk 1:1000. Mektigheten av borhullene i malmsonen
 er omregnet til loddrett malmen. Disse faktorer tatt i
 betraktning skulle nok beregningene gi et bilde av
 den sannsynlige malmen i Bidjovagge pr. idag.

Utnyttelse av forekomstene i Bidjovagge?

"Blir det til noen gruvedrift i Bidjovagge?" er et spørsmål som vel alle som har hatt noen befatning med undersøkelsene får både titt og ofte. Og naturlig nok blir spørsmålet stillet, det er lagt ned mange penger og mye arbeid der oppe, og noe vil en gjerne ha igjen. For landsdelen og distriktet som ellers er temmelig industrifattig og hvor arbeidsløsheten er et virkelig problem, vil nok en drift i Bidjovagge være av betydning.

Det er idag avklaret en sannsynlig malm på vel 1 1/4 million tonn råmalm. Dette ligger som tre adskilte malmkropper, den største på vel 800.000 tonn. Med dette som utgangspunkt må en nok desverre si at det ikke er tilstrekkelig bakgrunn for å sette igang drift, spesielt når forekomsten ligger slik til som i Bidjovagge. Til skipningshavn, her tenkt på Nordreisa, er det ca. 13 mil, herav bare vel 5 mil brukbar vei i dag. Problemet med elektrisk kraft og vann er vel ikke større enn en må regne med til andre lignende nyanlegg. Foruten investering til gruve- og oppredningsanlegg, må det skaffes husrom til hele arbeidsstokken. Her bare nevnt noen av de spesielle problemer som et nyanlegg i "ødemarken" vil reise.

En drift i størrelsesorden 150.000 til 200.000 tonn brutt råmalm pr. år må en nok sikte på, og en driftstid på minimum 20 år. Dette minimumskrav tilfredstilles av en malmreserve på 3 - 4 millioner tonn råmalm. En drift må vel i hvert fall baseres på en gehalt på 2% Cu i rågodset, og da kreves det en kobberpris på £225 - £250 ifølge Kautokeino Kobberfelters overslag. I samme forbindelse bør det vel nevnes at malmen også inneholder noe svovel- og magnetkis som en enkelt vil få som biprodukt ved en flotasjon. Likeså er det noe gull, ca. 1 gr. pr. tonn. Dette da faktorerer som gjør malmen mer verdifull slik at driften kan tåle en lavere kobberpris. Dog forutsatt at det er marked for svovel og magnetkis.

Hva er det så som likevel gjør en viss optimisme berettiget?

Undersøkelsene har vist at malmkroppen i området 1040S til 1200S muligens er større enn en idag vet om. Mye taler for at malmsonen fortsetter mot dypet og med bra gehalt. Foreløbig kjenner en den bare til ca. 150 meters nivå. Hva jeg i beregningene har kalt Sone II kan romme mer malm både langs strøket og mot dypet.

Nå vil en vel imidlertid neppe finne de nødvendig 3 - 4 millioner tonn i sydfeltet, men i store deler av Vest - Finnmarks pre-kambrium er betingelsene til stede for å finne kobbermalm. Sist sommer ble funnet bra malm i Souvra-Rappat, ca 1 mil nord for Bidjovagge. Hvor mye det kan dreie seg om her vet en lite om ennå, men det vil forhåpentligvis bli avklart i løpet av 1959. Alt taler for at en ved videre undersøkelser denne delen av Vest-Finnmark vil kunne påvise mere malm.

Selv om en eventuell drift blir å basere på flere adskilte forekomster, vil en kunne koordinere transport, verksted, reservedeler, maskiner, arbeidskraft mm. på en effektiv måte.

En konklusjon på dette må da bli at en ved videre undersøkelser, i første omgang diamantboring, prøver å fastlegge hva sydfeltet inneholder av malm, særlig mot dypet, men at en også ved boring med 40 meters profilavstand avklarer eventuelle variasjoner langs strøket. Viser det positivt resultat, bør det overveies å sette igang en prøvedrift. Først når en kommer under jord vil en få full oversikt over malmens natur og over variasjonene. Erfaringene ved en slik prøvedrift vil være av stor verdi både rent undersøkelsesmessig og ved planlegging av drift. Da tenkt både på dette spesielle feltet og mulige andre felt i området.

Det er ennå gjort lite i Souvra-Rappat, men ved geofysiske målinger og diamantboring vil en få kjennskap til dette feltet.

Avstandene er store på Finnmarksvidda, og en effektiv rekognosering på bakken over de mektige områdene vil ta tid.

Ved flybårene geofysiske målinger ville en relativt raskt få et overblikk over mulighetene og kunne dirigere undersøkelserne i terrenget til eventuelle anomalier. Jeg synes det måtte være naturlig med en slik form for undersøkelser på Finnmarksvidda.

Ofte fremstilles Finnmarksvidda som et eventyrland der fisken spretter rett i stekepannen, der gullet ligger i striper i elvesanden og der det finnes hele fjell med gull, kobber, jern og uran. I min stekepanne har det ikke havnet noen fisk av fiskens eget initiativ, så en viss overdrivelse er nok myten om eventyrlandet. Desverre er ikke fisken alltid like lett å få og heller ikke kobberet like lett å finne, men at begge deler er der, det er helt sikkert.

L I T T E R A T U R:

- H. Storm: Über die praktische Durchführung von Geologischen Erkundungsarbeiten.
Freiberger Forschungsh - H.C.9 - 1953 s.23-31
- H. Karrenberg: Die Probenahme bei Erzlagerstätten und Ihre Genauigkeit.
Erzmetall 7 (1954) dec. - s. 531 - 536.
- P. Gy: Die Probenahme vom Ergen.
Erzmetall 8 (1955) - Beiheft s. 199 - 220.
- I. Löffler: Beitrag zur Probenahme in Salzbergbau.
Zeits. angew. Geol. 2 (1956) - 5/6 - s.258-264.
- G. Gunzert: Die Probenahme in Kupferschiefer und die Auswertung der Analysenergebnisse.
Erzmetall 7 (1954) juni s. 241-247.
- Smith & Duncan: Sampling Statistics and Applications
Mc Graw - Hill Book Co. - 1945.
- H.J.de Wijs: Die Statistische Auswertung der Probenahme von Erzlagerstätten.
Erzmetall 6 (1953) s. 348.
- Leon W. Dupney: Sampling the Picacho with drill and Vacuum Collector.
E. M. J. - jan. 1940
- J.C. Fourie: Sampling, Graphical representation and Block Valuation of Wide Banded Reefs:
The Journal of Chemical, Metallurgical and Mining Society of South Africa - nov. 1947.
- Brunton: Theory and Practice of Ore Sampling.
T.A.I.M.E - (1896) 25 - s. 826.
- H. Cramer: Sannolikhetskalkylen.
Stockholm - 1951
- H.J.de Wijs: Statistics of ore distribution.
Geologie en Mijnbouw - nov. 1951 og -
" " " " jan. 1953.
- Mc.Kinstry: Mining Geology
Prentice - Hall. Inc. 1948.

- Axel L:son Alarik: Undersökning och värdering av
mineralfyndigheter och gruvföretag
A.B. Bronellska Bokhandlen, Filipstad.
- U.S. Bureau of Mines - Bulletin 356.
- K.A. Brownlee: Industrial Experimentation 4 th.ed.
Her Majesty's Stationary Office - 1949.
- The Precambrian Geology of Vest-Finnmark.
N.G.U. nr. 201 1957.
- V. Baty: Statistical Estimation of Mineral
Deposits.
The Mining Magazine - July - 1948.
- Dr. Herman Borchert: Einfluss der Lagerstättenverhältnisse
auf die Probenahme.
Erzmetall - Bd.V (1952) s.297 og 439.
- T.A. Rickard: The sampling and Estimation of Ore in
a Mine.
Mc-Graw Hill 1907
- U.S. Bureau of Mines: Rep, of Investigation 5292
- U.S. Bureau of Mines: "Some Sampling Theory and Statistical
Techniques Applied to Mineral Deposits
Sampling".
- Krumbein and Pettijohn: Manual of Sedimentary Petrology.
Chap. III s. 43.

BILAG III

	Hull	Longde	Opp- tak	Bortid	Flytt- tid	Div. stopp	Kjerne %
Profil 4	1	2,10	3	1 3/4	2 3/4		81,0
	2	2,00	4	1	1		67,5
	3	2,00	4	1 3/4	1		82,5
	3A	2,50	3	3/4	1/4		100
	4	1,70	2	1 1/4	3/4		76,5
	4A	2,30	2	1/2	1/4		84,8
	5	2,00	3	1	1 1/4		47,5
Profil 5	6	2,00	3	1 1/2	1		50,0
	7	2,60	3	1 1/4	3/4		50,0
	1	1,60	2	3/4	1 3/4		56,3
	2	2,30	3	1	3/4		63,0
	2A	2,30	3	1	1/4		95,7
	3	1,50	2	1 1/2	1		26,4
	4	2,00	3	1	1 1/2		40,0
	4A	2,30	5	1	1/2		91,3
	5	2,30	3	1	3/4		67,4
	6	2,40	4	1	1		83,4
	6A	2,30	4	1 1/2	1/4		63,0
	7	2,20	3	3/4	3/4		56,9
	7A	2,30	5	1 1/2	1/4		91,3
	8	2,50	2	1 3/4	1 1/4		90,0
	8A	2,00	2	1 1/4	3/4		85,0
	9	2,00	3	1	1		57,5
	10	1,90	4	1	1/2		60,5
Profil 6	1	2,53	9	2 1/4	2 1/2	1/4	83,0
	2	2,03	6	3/4	1/4		61,6
	2A	2,01	3	1			100
	3	2,00	3	1 1/2	1/2		100
	3A	2,00	2	1/2	1/2		100
	4	2,10	3	1 1/2	2 1/4		85,8
	4A	2,20	2	2	1/4		95,5
	5	2,30	4	1 1/2	1 3/4		82,6
	5A	2,25	4	1	1/2		100
	6	2,26	4	2	1/2		100
	7	2,05	3	1/2	1/2		85,4
	8	3,00	3	3/4	1		96,7
	8A	2,50	2	1	1/4		100

	Hull	Lengde	Opp- tak	Bortid	Flytt- tid	Div. stopp	Kjerne %
Profil 6	9	2,50	4	1 1/4	1		88,0
	9A	3,00	3	1	1/4		96,7
Profil 7	1	2,40	4	1 1/4	1 3/4		93,8
	2	2,75	4	1	1/2		94,5
	3	2,90	4	1 3/4	3/4		72,5
	4	2,05	4	1 1/2	1		97,6
	5	2,75	4	2	1/4		96,4
	6	3,18	4	1	1/2		100,0
	7	2,70	3	2	1		83,3
	8	2,22	3	2	1		99,2
	9	2,24	4	2 1/2	1		89,4
	10	2,15	4	1 1/2	1/2		95,3
Profil 8	1	2,93	8	3 1/2	4 1/2		95,5
	2	2,17	4	1 1/2	1 1/2		85,3
	2A	4,00	3	2	1 1/2		91,2
	3	2,18	3	1 1/2	1 1/2		85,0
	3A	2,76	2	1 1/4	1/4		98,0
	4	2,22	5	1 1/2	1		85,6
	4A	2,57	3	2	1/2		50,6
	5	2,50	4	1 1/2	2		90,0
	5A	2,64	2	1 3/4	1		72,0
	6	2,25	7	1	1		95,6
	7	2,30	5	2	1 1/2		100,0
	8	2,20	9	3	1 1/2		100,0
Profil 9	1	2,20	3	1	2 3/4		41,0
	1A	2,30	3	1	1/4	1	58,7
	2	7,50	6	2 3/4	3/4		23,4
	2A	7,50	6	6 1/2	1/2		86,7
	3	2,20	2	3/4	1/2		6,8
	3A	2,10	2	1/2	1/4		42,9
	4	2,80	1	1/2	1/2		5,4
	5	2,10	1	1/2	1/4		52,4
	6	2,00	1	1/4	1		32,5
	7	2,40	5	2	3/4		64,6
	7A	2,00	3	1 1/4	1/4		80,0
	8	2,10	2	1 1/2	1		66,7

	Skull	Lengde	Opp- tak	Bortid	Flytt- tid	Div. stopp	Kjerne %
Profil 10	1	2,70	8	2	2 1/4		89,0
	2	2,35	4	1	1 1/4		89,4
	3	3,20	3	1	2		94,0
	4	2,55	2	1	1		90,2
	5	1,62	3	1	1/2		65,0
	6	1,85	3	3	1 1/4	3/4	70,3
	6A	1,60	3	1 1/4	1/4		100
	7	2,15	4	1 1/2	1/2		48,9
	7A	2,10	2	3/4	1/4		57,2
	8	2,60	4	1	1		92,3
	8A	2,10	3	1 1/4	1/4		90,5
	9	2,80	3	1 1/2	3/4		80,3
	9A	3,20	4	2 1/4	1/4		100
	10	2,00	2	1	1 1/4		47,5
	11	1,40	3	1	1/2		35,7
Profil 11	13	1,62	3	1	1/2		68,0
	14	1,65	4	2	1/2		75,8
	15	1,75	3	1	1/2		45,7
	1	2,00	4	1 1/4	3		60,0
	2	2,35	6	2	1		85,2
	3	2,25	5	1 1/4	1		71,1
	4	2,30	3	1	1 3/4		95,8
	4A	2,10	3	1	1/2	1/2	100
	5	2,22	4	1 1/2	1		63,2
	5A	2,20	4	3/4	1		100
	6	2,50	3	1	1/2		64,0
	6A	2,20	6	1 3/4	1/2		97,7
	7	2,10	2	3/4	3/4		71,5
	7A	2,15	2	3/4	1/4		88,4
	8	2,70	2	1	1/2		63,0
	8A	2,25	2	1	1/2	1/2	84,5
	9	2,00	4	1 1/2	2		47,5
	10	2,10	3	3/4	1 1/2		83,4
	10A	2,10	3	1 1/2	1/4		59,5
	11	2,40	4	3/4	1		56,2
	11A	2,40	4	1 1/2	1/4		35,4
	12	2,30	3	3/4	1/2		63,0
	12A	2,20	3	1	1/4		27,3

	Ball	Lengde	Opp- tak	Bortid	Flytt- tid	Div. stopp	Kjerne %
Profil 11	13	2,50	2	1 1/4	1		82,0
	13A	2,03	3	2	3/4	1/7	29,6
	14	2,80	2	1 1/4	1		84,0
	14A	2,50	2	2 1/2	1/4		46,0
	15A	5,00	5	6 1/4	1 1/2	1/2	33,0
	16	2,40	3	1	3/4	1	43,8
	17	2,05	6	2 1/4	1 1/4		75,6
	17A	2,10	3	1 3/4	1 1/4		100
	18	2,00	6	1	2	1	55,0
Profil 12	1	2,30	5	2	3		82,6
	1A	2,70	4	2 1/4	1/4	1/2	100
	2	3,22	4	1 1/2	1		74,5
	3	3,10	7	2 1/2	1		83,8
	3A	3,30	9	3	1/2	1 1/2	100
	4	2,30	5	1 3/4	3/4	1/2	93,5
	5	2,40	4	1 1/2	1/2		98,0
	5A	3,50	3	2	1/2		100
	6	2,10	4	2	1/2		85,9
	7	2,20	3	1 1/4	3/4		38,6
	8	2,30	6	2	1 1/4		82,5
	10	2,40	3	2	3 1/2		27,1
	11	2,50	3	3 3/4	3/4		34,0
	11A	2,65	4	2 1/2	1		
	12A	7,95	12	13 1/2	2		93,8
	13A	2,00	4	1 1/2	1		
	14A	2,00	3	1 1/2	1 3/4		

Sammendrag av korthullsboringen i profilene.

		Ant. hull	Lengde meter	Bortid timer	Flytt og tapstid timer	Netto borm. pr. time	Brutto borm. pr. time	Kjerne %
Prof11 4	Ex	7	14,40	9 1/2	9 -	1,53	0,97	64,2
	Ax	2	4,80	1 1/4		3,84		92,7
Prof11 5	Ex	10	20,70	10 3/4	12 1/4	1,93	1,09	62,3
	Ax	5	11,20	6 1/4		1,79		85,3
Prof11 6	Ex	9	20,77	12 -	14 -	1,73	0,99	87,5
	Ax	6	13,96	6 1/2		2,15		98,5
Prof11 7	Ex	10	25,34	16 1/2	8 1/4	1,53	1,02	92,4
	Ax	0						
Prof11 8	Ex	8	18,75	15 1/2	18 3/4	1,21	0,74	92,5
	Ax	4	11,97	7 -		1,71		80,0
Prof11 9	Ex	8	23,30	9 1/4	9 3/4	2,52	1,32	32,8
	Ax	4	13,90	9 1/4		1,50		74,5
Prof11 10	Ex	14	30,24	19 -	18 1/2	1,59	0,92	74,5
	Ax	4	9,00	5 1/2		1,64		87,8
Prof11 11	Ex	16	36,97	19 1/4	30 3/4	1,92	0,94	72,6
	Ax	13	31,23	22 3/4		1,37		59,0
Prof11 12	Ex	11	26,82	21 3/4	30 3/4	1,24	0,68	65,0
	Ax	7	29,55	30 3/4		0,96		82,5
	Sum Ex	93	217,29	133 1/2	151 3/4	1,63	0,92	71,4
	Sum Ax	45	121,61	89 1/4		1,41		78,4
	Totalt (Ex+Ax)	138	342,90	222 3/4	151 3/4	1,54	0,92	74,0

Ax-boring langs malmsonen.

Prof11 4-8A		25,05	17 -	1 3/4	1,47	1,34	100,-
" 6-10A		29,65	16 -	1 3/4	1,86	1,68	100,-
" 8-9A		25,92	12 1/2	1 -	2,07	1,92	96,14
" 10-12A		19,75	10 1/2	2 3/4	1,88	1,50	96,46
" 12-9A		24,90	14 1/4	1 1/2	1,75	1,58	100,-
Totalt		125,27	70 1/4	8 3/4	1,78	1,59	98,70

BILAG. IV

Profil 4.

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Ej.sn.	Rösk % Cu
<u>Profil 4.</u>					
580,0 - 80,5	1	91,7	0,35	0,35	0,32
579,5 - 80,0	1	72,7	0,75	0,52	0,66
	2	33,4	0,30		
579,0 - 79,5	1	83,3	0,71	0,54	0,64
	2	100,0	0,38		
578,5 - 79,0	2	45,5	0,51	0,54	0,76
	3	66,7	0,57		
578,5 - 79,0	3A	100,0	0,55	0,55	0,76
578,0 - 78,5	2	75,0	0,52	0,82	0,80
	3	100,0	1,12		
577,5 - 78,0	3	54,5	0,96	0,74	1,94
	4	100,0	0,52		
577,5 - 78,0	3A	91,0	1,57	1,62	1,94
	4A	100,0	1,66		
577,0 - 77,5	3	100,0	1,63	1,72	1,16
	4	100,0	1,80		
577,0 - 77,5	3A	100,0	0,71	1,56	1,16
	4A	100,0	2,41		
576,5 - 77,0	4	41,7	1,16	0,98	1,03
	7	25,0	0,79		
576,5 - 77,0	4A	50,0	0,77	0,77	1,03
576,0 - 76,5	4	37,5	0,10	0,10	0,32
	7	100,0	0,10		
575,5 - 76,0	7	33,4	0,16	0,16	0,46
575,0 - 75,5	7	8,3	0,04	0,04	0,11
574,5 - 75,0	7	87,5	0,01	0,03	3,54
	5	58,3	0,05		
574,0 - 74,5	5	27,3	0,04	0,04	0,05
573,5 - 74,0	5	81,7	0,05		
573,0 - 73,5	6	0,0			
	5	0,0			
573,0 - 73,5	6	58,4	0,08		
	6	83,4	0,16	0,16	
<u>Profil 5.</u>					
579,0 - 79,5	1	72,8	0,08	0,08	
578,5 - 79,0,5	1	66,7	0,33	0,47	
	2	75,0	0,61		
578,5 - 79,0	2A	100,0	0,30	0,30	
578,0 - 78,5	1	0,0		0,69	0,47
	2	50,0	0,69		
578,0 - 78,5	2A	100,0	0,81	0,81	0,47

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu g.j.sn.	Rösk % Cu
<u>Profil 5.</u>					
577,5 - 78,0	2	45,5	0,71	0,71	0,57
577,5 - 78,0	2A	100,0	0,53	0,53	0,57
577,0 - 77,5	2	81,8	0,66	0,48	0,64
	3	33,4	0,29		
577,0 - 77,5	2A	63,7	0,49	0,49	0,64
576,5 - 77,0	3	25,0	0,27	0,27	0,43
	4	0,0	0,0		
576,5 - 77,0	4A	100,0	1,15	1,15	0,43
576,0 - 76,5	3	32,2	0,24	0,40	0,51
	4	54,5	0,56		
576,0 - 76,5	4A	100,0	1,69	1,69	0,51
575,5 - 76,0	4	45,5	3,16	2,33	1,82
	5	100,0	1,50		
575,5 - 76,0	4A	63,7	2,33	2,33	1,82
575,0 - 75,5	4	41,7	2,41	1,79	2,48
	5	45,5	1,17		
575,0 - 75,5	4A	100,0	5,74	5,74	2,48
574,5 - 75,0	5	63,7	0,35	0,78	1,10
	6	66,7	1,22		
574,5 - 75,0	6A	56,2	0,28	0,28	1,10
574,0 - 74,5	5	50,0	0,14	0,26	0,78
	6	100,0	0,37		
574,0 - 74,5	6A	63,7	0,39	0,39	0,78
573,5 - 74,0	6	75,0	1,03	0,61	0,59
	7	58,4	0,19		
573,5 - 74,0	6A	66,7	0,94	0,79	0,59
	7A	83,4	0,64		
573,0 - 73,5	6	91,7	0,75	3,00	0,93
	7	10,0	5,26		
573,0 - 73,5	6A	66,7	1,15	0,68	0,93
	7A	100,0	0,22		
572,5 - 73,0	6	0,0	0,82	0,81	1,04
	7	100,0			
	8	90,0	0,80		
572,5 - 73,0	6A	50,0	0,80	1,41	1,04
	7A	91,7	2,64		
	8A	100,0	0,79		
572,0 - 72,5	7	44,5	0,39	0,45	0,38
	8	91,0	0,51		
572,0 - 72,5	7A	54,5	0,94	0,79	0,38
	8A	91,0	0,64		
571,5 - 72,0	8	54,7	0,12	0,16	0,90
	9	91,8	0,19		
571,5 - 72,0	8A	72,8	0,09	0,09	0,90
571,0 - 71,5	8	100,0	0,08	0,08	0,21
	9	81,8	0,07		

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Ej.sn.	Rösk % Cu
<u>Profil 5.</u>					
570,5 - 71,0	9 10	27,3 50,0	0,05 0,05	0,05	0,05
571,0 - 71,5	8A	75,0	0,05	0,05	0,21
570,0 - 70,5	10 9	100,0 0,0	0,05		
569,5 - 70,0	10	50,0	0,10	0,10	
<u>Profil 6.</u>					
578,5 - 79,0	1	83,4	0,12	0,12	
578,0 - 78,5	1	72,8	0,23	0,23	
577,5 - 78,0	1 2	91,7 66,7	0,19 0,10	0,14	
577,0 - 77,5	1 2	45,5 63,7	0,04 5,08	2,56	0,25
577,0 - 77,5	2A	100,0	1,60	1,60	0,25
576,5 - 77,0	2 3	33,4 100,0	1,26 0,98	1,12	1,32
576,5 - 77,0	2A 3A	100,0 100,0	0,70 0,36	0,53	1,32
576,0 - 76,5	2 3 8	72,8 100,0 100,0	1,08 0,86 1,47	1,14	1,03
576,0 - 76,5	2A 3A 8A	100,0 100,0 100,0	0,73 1,44 0,44	0,87	1,03
575,5 - 76,0	3 8	100,0 100,0	0,80 1,34	1,07	1,27
575,5 - 76,0	3A 8A 9A	100,0 100,0 100,0	0,76 0,76 2,24	1,25	1,27
575,0 - 75,5	3 8 9	100,0 100,0 50,0	0,68 0,66 0,96	0,77	0,84
575,0 - 75,5	3A 8A 9A	100,0 100,0 100,0	0,70 1,05 1,40	1,05	0,84
574,5 - 75,0	8 9	100,0 100,0	1,12 2,15	1,04	0,76
574,5 - 75,0	8A 9A	100,0 100,0	1,28 0,93	1,10	0,76
574,0 - 74,5	8 9	100,0 100,0	0,92 0,28	0,60	0,98
574,0 - 74,5	8A 9A	100,0 100,0	1,20 0,47	0,84	0,98
573,5 - 74,0	4 9	91,0 100,0	3,82 3,50	3,66	4,72
573,5 - 74,0	4A 9A	100,0 100,0	1,70 1,49	1,60	4,72

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Gj.sn.	Rösk % Cu	Stöv- bor. % Cu
<u>Profil 6.</u>						
573,0 - 73,5	4 9	91,7 63,7	3,28 3,24	3,26	3,07	
573,0 - 73,5	4A 9A	100,0 81,8	1,49 1,44	1,46	3,07	
572,5 - 73,0	4	100,0 83,4	3,29 1,73	2,51	2,37	
572,5 - 73,0	4A 5A	100,0 100,0	2,33 3,34	2,84	2,37	
572,0 - 72,5	4 5	55,6 54,6	0,74 2,38	1,56	5,63	
572,0 - 72,5	4A 5A	81,8 100,0	1,06 4,78	2,92	5,63	
571,5 - 72,0	5 6	100,0 100,0	4,97 3,26	4,12	5,20	
571,5 - 72,0	5A	100,0	1,49	1,49	5,20	
571,0 - 71,5	5 6	91,7 100,0	0,91 0,97	0,94	2,21	
571,0 - 71,5	5A	100,0	0,78	0,78	2,21	
570,5 - 71,0	6 7	100,0 100,0	0,45 0,60	0,52	1,01	
570,0 - 70,5	6 7	100,0 91,0	0,40 0,92	0,66		
569,5 - 70,0	7	100,0	0,72	0,72		
<u>Profil 7.</u>						
576,5 - 77,0	1	100,0	0,09	0,09		
576,0 - 76,5	1 2	100,0 100,0	0,07 0,73	0,40	0,13	
575,5 - 76,0	1 2	100,0 100,0	0,20 0,28	0,24	0,43	
575,0 - 75,5	1 2 3	75,0 100,0 100,0	0,57 0,32 0,55	0,72	0,75	0,87
574,5 - 75,0	2 3	100,0 100,0	0,25 0,78	0,52	0,90	
574,0 - 74,5	2 3	72,8 33,4	0,16 0,27	0,22	0,46	
573,5 - 74,0	3 4	100,0 100,0	0,28 0,80	0,54	0,51	
573,0 - 73,5	3 4 9	33,4 100,0 100,0	0,57 0,51 0,21	0,43	1,19	
572,5 - 73,0	3 4 9	0,0 100,0 100,0	0,64 0,30	0,47	1,32	
572,0 - 72,5	4 9	63,7 63,7	1,56 1,72	1,04	1,37	

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu gj.sn.	Rösk % Cu	Stöv bor. % Cu
<u>Profil 7.</u>						
571,5 - 72,0	9 10	100,0 100,0	2,43 0,76	1,60	1,64	
571,0 - 71,5	9 10	100,0 100,0	0,54 0,26	0,40	0,47	
570,5 - 71,0	10 5	83,4 100,0	0,83 2,24	1,54	2,11	
570,0 - 70,5	10 5	100,0 100,0	4,89 4,54	4,72	2,53	
569,5 - 70,0	5 6	100,0 100,0	2,30 0,54	1,42	1,42	
569,0 - 69,5	5 6	100,0 100,0	1,66 1,53	1,60	5,22	
568,5 - 69,0	5 6 7	77,8 100,0 58,4	1,08 1,63 8,25	3,65	5,94	
568,0 - 68,5	6 7	100,0 100,0	3,96 0,34	2,15	1,04	
567,5 - 68,0	6 7 8	100,0 83,4 100,0	0,14 0,12 0,13	0,13	0,21	
567,0 - 67,5	6 7 8	100,0 85,7 100,0	0,06 0,06 0,06	0,06	0,18	
566,5 - 67,0	7 8	100,0 100,0	0,06 0,06	0,06		
566,0 - 66,5	8	100,0	0,57	0,57		
<u>Profil 8.</u>						
570,5 - 71,0	1	100,0	0,09	0,09		
570,5 - 71,0	2A	100,0	1,02	1,02		
570,0 - 70,5	1	100,0	0,11	0,11		
570,0 - 70,5	2A	100,0	1,89	1,89		
569,5 - 70,0	1 2	81,8 100,0	0,22 1,18	0,70	0,23	
569,5 - 70,0	2A	100,0	1,21	1,21	0,23	
569,0 - 69,5	1 2	83,3 100,0	1,86 2,22	2,04	1,64	
569,0 - 69,5	2A 3A	100,0 100,0	0,93 1,06	1,00	1,64	
568,5 - 69,0	2 3	100,0 100,0	0,93 2,20	1,56	1,47	
568,5 - 69,0	2A 3A	100,0 100,0	1,82 2,37	2,10	1,47	
568,0 - 68,5	2 3	45,3 100,0	3,26 2,02	2,64	1,50	

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu gj.sn.	Rösk % Cu
<u>Profil 8.</u>					
568,0 - 68,5	2A	45,5	0,96	0,98	1,50
	3A	100,0	0,99		
567,5 - 68,0	3	100,0	1,53	1,84	3,32
	4	100,0	2,16		
567,5 - 68,0	3A	100,0	2,41	2,95	3,32
	4A	23,6	3,49		
567,0 - 67,5	3	50,0	3,53		
	4	100,0	6,20	4,87	4,56
	5	100,0	4,89		
567,0 - 67,5	3A	100,0	3,10		
	4A	54,5	5,73	5,04	4,56
	5A	100,0	6,30		
566,5 - 67,0	4	100,0	10,68	9,36	10,07
	5	100,0	8,05		
566,5 - 67,0	4A	36,4	2,59	5,02	10,07
	5A	83,4	7,45		
566,0 - 66,5	4	33,4	7,70	6,90	7,87
	5	100,0	6,09		
566,0 - 66,5	4A	100,0	4,85	5,51	7,87
	5A	36,4	6,17		
565,5 - 66,0	5	100,0	0,71	0,62	0,48
	6	100,0	0,53		
565,5 - 66,0	5A	54,5	0,53	0,53	0,48
565,0 - 65,5	5	66,7	0,54	0,79	0,53
	6	72,7	1,04		
565,0 - 65,5	5A	100,0	5,24	5,24	0,53
564,5 - 65,0	6	100,0	0,08	0,07	0,12
	7	100,0	0,06		
564,0 - 64,5	6	100,0	0,04	0,05	0,11
	7	100,0	0,06		
563,5 - 64,0	7	100,0	0,04	0,04	0,07
	8	100,0	0,03		
563,0 - 63,5	7	100,0	0,04	0,04	0,07
	8	100,0	0,04		
562,5 - 63,0	8	100,0	0,03	0,03	0,08
562,0 - 62,5	8	100,0	0,03	0,03	0,08

Profil 9.

568,5 - 69,0	2	0,0			
568,5 - 69,0	2A	100,0	2,76	2,76	
568,0 - 68,5	2	10,0	7,95	7,95	
568,0 - 68,5	2A	100,0	5,01	5,01	
567,5 - 68,0	2	18,2	0,17	0,17	
567,5 - 68,0	2A	100,0	1,44	1,44	
567,0 - 67,5	2	50,0	0,24	0,24	0,39
567,0 - 67,5	2A	100,0	1,50	1,50	0,39

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu gj.sn.	Rösk % Cu
-----------	------	-------------	------	----------------	--------------

Profil 9.

566,5 - 67,0	2	0,0			0,45
566,5 - 67,0	2A	100,0	0,69	0,69	0,45
566,0 - 66,5	2	18,2	1,04	1,04	0,29
566,0 - 66,5	2A	100,0	0,47	0,47	0,29
565,5 - 66,0	2	0,0			0,41
565,5 - 66,0	2A	100,0	0,96	0,96	0,41
565,0 - 65,5	2	10,0	3,75	3,75	1,25
565,0 - 65,5	2A	100,0	0,83	0,83	1,25
564,5 - 65,0	2	0,0			
	1	100,0	1,92	1,92	1,70
564,5 - 65,0	2A	36,4	6,54	4,74	1,70
	1A	55,6	2,93		
564,0 - 64,5	2	0,0			
	1	81,8	4,58	4,58	1,54
564,0 - 64,5	2A	50,0	2,66	3,62	1,54
	1A	72,8	4,59		
563,5 - 64,0	1	16,7	3,35	2,41	4,48
	3	30,0	1,47		
563,5 - 64,0	1A	75,0	2,99	2,90	4,48
	3A	100,0	2,80		
563,0 - 63,5	1	0,0			
	3	0,0		2,04	4,34
	4	26,7	2,04		
563,0 - 63,5	1A	45,5	1,60	1,83	4,34
	3A	91,0	2,06		
562,5 - 63,0	1	0,0			
	3	0,0			5,96
	4	0,0			
562,5 - 63,0	3A	0,0			5,96
562,0 - 62,5	3	0,0			5,33
	4	0,0			
562,0 - 62,5	3A	0,0			5,33
561,5 - 62,0	4	0,0			8,82
	5	100,0			
561,0 - 61,5	4	0,0			7,04
	5	100,0			
560,5 - 61,0	5	27,3	1,73	1,35	2,44
	6	60,0	0,97		
560,0 - 60,5	5	0,0			
	6	63,7	1,17	5,16	1,85
	7	100,0	9,15		
559,5 - 60,0	6	0,0			3,37
	7	45,5	11,72		
559,5 - 60,0	7A	50,0	1,42	1,42	3,37
559,0 - 59,5	6	0,0			6,76
	7	83,4	10,49		

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu gj.sn.	Rösk % Cu	Stöv- bor. % Cu
<u>Profil 9.</u>						
559,0 - 59,5	7A	100,0	0,35	0,35	6,76	
558,5 - 59,0	7	18,2	0,06	0,12	0,54	
	8	33,4	0,19			
558,5 - 59,0	7A	100,0	0,38	0,38	0,54	
558,0 - 58,5	7	100,0	0,19	0,12	0,33	
	8	36,4	0,06			
557,5 - 58,0	8	63,7	0,06	0,06	0,19	
557,0 - 57,5	8	100,0	0,12	0,12	0,11	
<u>Profil 10.</u>						
565,5 - 66,0	1	100,0	0,06	0,06		
565,0 - 65,5	1	58,4	0,03	0,03	0,08	
564,5 - 65,0	1	91,0	0,11	0,17	0,08	0,08
	2	66,7	0,18			
	3	63,7	0,22			
564,0 - 64,5	1	90,0	0,24	0,53	0,28	0,42
	2	100,0	0,61			
	3	100,0	0,74			
563,5 - 64,0	2	100,0	0,54	0,58	0,91	0,77
	3	100,0	0,61			
563,0 - 63,5	2	100,0	1,15	1,35	0,96	1,33
	3	100,0	1,18			
	4	85,7	1,73			
562,5 - 63,0	3	100,0	1,21	0,84	0,90	0,71
	4	100,0	0,48			
562,0 - 62,5	3	100,0	0,54	0,58	0,77	0,58
	4	54,5	0,61			
561,5 - 62,0	4	100,0	0,59	0,56	0,58	0,27
	13	33,4	0,54			
561,0 - 61,5	4	100,0	0,64	0,64	0,75	0,48
	13	50,0	0,77			
	5	58,4	0,90			
	14	100,0	0,24			
560,5 - 61,0	13	100,0	0,48	0,64	1,38	0,49
	5	50,0	0,37			
	14	20,0	0,51			
	6	36,4	1,18			
560,0 - 60,5	5	80,0	3,55	3,28	3,52	5,35
	14	100,0	2,65			
	6	27,3	3,65			
560,0 - 60,5	6A	85,7	2,05	2,05	3,52	5,35
559,5 - 60,0	14	100,0	4,29	2,79	2,91	3,37
	6	100,0	3,58			
	15	78,6	1,50			
	7	83,3	1,79			
559,5 - 60,0	6A	100,0	1,73	2,67	2,91	3,37
	7A	36,4	3,61			
559,0 - 59,5	6	100,0	1,76	1,70	1,97	1,45

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Ej.sn.	Rösk % Cu	Stöv- bor. % Cu
-----------	------	-------------	------	----------------	--------------	-----------------------

Profil 10.

559,0 - 59,5	15	0,0		1,70	1,97	1,45
	7	63,6	1,73			
	8	85,7	1,60			
559,0 - 59,5	6A	100,0	1,73			
	7A	100,0	0,99	2,41	1,97	1,45
	8A	100,0	3,87			
	9A	100,0	3,04			
558,5 - 59,0	15	71,4	1,37			
	7	16,7	0,48			
	8	100,0	0,74	2,37	1,68	
	9	100,0	6,88			
558,5 - 59,0	7A	75,0	0,64			
	8A	100,0	3,87	3,97	1,68	
	9A	100,0	7,39			
558,0 - 58,5	7	25,0	1,79			
	8	81,8	1,47	2,43	1,48	
	9	100,0	4,03			
558,0 - 58,5	7A	75,0	1,18			
	8A	63,7	1,38	1,36	1,48	
	9A	100,0	1,53			
557,5 - 58,0	8	100,0	4,16	4,13	1,09	0,76
	9	80,0	4,10			
557,5 - 58,0	8A	100,0	0,54	1,18	1,09	0,76
	9A	100,0	1,82			
557,0 - 57,5	8	100,0	0,77	1,06	1,98	
	9	25,0	1,34			
557,0 - 57,5	8A	100,0	0,70	1,05	1,98	
	9A	75,0	1,40			
556,5 - 57,0	9	100,0	1,70	2,77	2,56	
	10	66,7	3,84			
556,5 - 57,0	9A	100,0	2,45	2,45	2,56	
556,0 - 56,5	10	100,0	0,99	0,99	1,72	
555,0 - 55,5	10	36,4	0,93	0,50	2,72	
	11	62,5	0,07			

Profil 11.

563,0 - 63,5	1	100,0	0,07	0,06		
	2	100,0	0,06			
562,5 - 63,0	1	75,0	0,06	0,06	0,10	
	2	81,8	0,05			
562,0 - 62,5	1	16,7	0,04			
	2	100,0	0,05	0,36	0,14	0,05
	16	42,9	0,05			
	3	100,0	1,29			
561,5 - 62,0	2	45,5	0,10			
	16	8,3	0,06	0,07	0,15	
	3	80,0	0,06			
561,0 - 61,5	2	81,8	0,10	0,12	0,24	

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Ej.sn.	Rösk % Cu
<u>Profil 11.</u>					
561,0 - 61,5	16	33,4	0,06		
	3	54,6	0,12	0,12	0,24
	4	50,0	0,20		
560,5 - 61,0	16	100,0	0,27		
	3	63,6	0,06	0,24	0,24
	4	100,0	0,38		
560,5 - 61,0	4A	100,0	1,02	1,02	0,24
560,0 - 60,5	3	80,0	0,22		
	4	100,0	1,90	1,85	0,61
	5	81,0	3,14		
560,0 - 60,5	4A	100,0	11,48		
	5A	100,0	5,12	8,30	0,61
559,5 - 60,0	4	100,0	6,75		
	5	36,4	3,87	5,31	3,21
559,5 - 60,0	4A	100,0	7,84		
	5A	100,0	3,28	5,56	3,21
559,0 - 59,5	4	100,0	6,15		
	5	54,5	6,07	5,77	4,78
	6	100,0	5,08		
559,0 - 59,5	4A	100,0	6,82		
	5A	100,0	0,83	3,82	4,78
558,5 - 59,0	5	72,8	1,43		
	6	27,3	2,43	1,93	1,60
558,5 - 59,0	5A	100,0	1,93		
	6A	91,6	3,64	2,78	1,60
558,0 - 58,5	5	100,0	0,18		
	6	20,0	0,22	3,48	0,20
	7	87,5	10,03		
558,0 - 58,5	5A	100,0	0,29		
	6A	100,0	0,13	0,98	0,20
	7A	75,0	2,53		
557,5 - 58,0	6	91,0	1,46		
	7	100,0	6,17	3,82	1,00
557,5 - 58,0	6A	100,0	2,46		
	7A	100,0	3,20	2,83	1,00
557,0 - 57,5	6	81,8	2,62		
	7	90,0	3,26	2,94	2,52
	8	0,0			
557,0 - 57,5	6A	100,0	4,64		
	7A	90,0	2,43	3,50	2,52
	8A	100,0	3,42		
556,5 - 57,0	7	27,3	3,04		
	8	40,0	2,65	2,84	3,62
556,5 - 57,0	7A	100,0	4,42		
	8A	100,0	5,50	4,96	3,62
556,0 - 56,5	8	100,0	2,30		
	17	50,0	0,29	1,30	5,24

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu gj.sn.	Rusk % Cu
<u>Profil 11.</u>					
556,0 - 56,5	7A	100,0	1,76		
	8A	45,5		1,16	5,24
	17A	100,0	0,56		
555,5 - 56,0	8	81,8	2,11		
	17	100,0	0,06	0,86	2,73
	9	50,0	0,42		
555,5 - 56,0	8A	91,0	1,34		
	17A	100,0	0,48	0,91	2,73
555,0 - 55,5	8	100,0	1,05		
	17	69,2	1,05	0,82	1,92
	18	75,0	0,35		
555,0 - 55,5	8A	100,0	0,45		
	17A	100,0	0,19	0,32	1,92
554,5 - 55,0	17	75,0	0,20		
	9	36,4	0,29		
	18	75,0	0,32	0,46	0,47
	10	66,7	1,02		
554,5 - 55,0	17A	100,0	0,49		
	10A	40,0	1,57	1,03	0,47
554,0 - 54,5	9	100,0	0,45		
	18	33,4	0,29		
	10	100,0	0,74	1,04	0,58
	11	100,0	2,69		
554,0 - 54,5	10A	25,0	0,22		
	11A	40,0	2,56	1,39	0,58
553,5 - 54,0	18	100,0	0,77		
	10	63,7	0,70	1,47	0,94
	11	72,8	2,94		
553,5 - 54,0	10A	45,5	3,65		
	11A	81,8	8,18	5,92	0,94
553,0 - 53,5	10	100,0	2,75		
	11	100,0	4,44	3,60	2,87
553,0 - 53,5	10A	100,0	2,02	2,02	2,87
552,5 - 53,0	10	100,0	7,32		
	11	0,0		5,72	6,26
	12	84,7	4,12		
552,5 - 53,0	10A	100,0	8,51		
	11A	18,2	4,25	4,96	6,26
	12A	54,6	2,12		
552,0 - 52,5	11	22,2	0,99		
	12	100,0	5,41	3,20	5,25
552,0 - 52,5	11A	44,5	5,56		
	12A	36,4	7,52	6,54	5,25
551,5 - 52,0	12	45,5	8,86	8,86	8,25
550,0 - 50,5	13	100,0	5,31	5,31	3,55
550,0 - 50,5	13A	16,7	4,28	4,28	3,55
549,5 - 50,0	13	57,2	4,86	4,86	4,91
549,5 - 50,0	13A	42,8	5,34	5,34	4,91

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Gj.sn.	Rösk % Cu
-----------	------	-------------	------	----------------	--------------

Profil 11.

549,0 - 49,5	13	100,0	5,37	5,37	4,36
549,0 - 49,5	13A	28,6	5,40	5,40	4,36
548,5 - 49,0	13	72,7	4,38	4,64	4,71
	14	100,0	4,89		
548,5 - 49,0	13A	0,0		4,31	4,71
	14A	50,0	4,31		
548,0 - 48,5	14	16,7	4,70	4,70	4,13
548,0 - 48,5	14A	50,0	5,21	5,21	4,13
547,5 - 48,0	14	91,7	3,13	3,13	3,40
547,5 - 48,0	14A	33,4	4,12	3,68	3,40
	15A	33,4	3,23		
547,0 - 47,5	14	100,0	3,49	3,49	3,02
547,0 - 47,5	14A	63,7	3,93	3,45	3,02
	15A	41,7	2,97		
546,5 - 47,0	14	100,0	2,18	2,18	
	15A	28,6	1,73	1,73	

Profil 12.

563,0 - 63,5	1A	100,0	0,10	0,10	
562,5 - 63,0	1	75,0	0,14	0,11	
	2	100,0	0,08		
562,5 - 63,0	1A	83,4	0,11	0,11	
562,0 - 62,5	1	100,0	0,61	0,74	
	2	71,4	0,86		
	1A	100,0	0,11	0,11	
561,5 - 62,0	1	81,8	0,15		
	2	89,0	0,53	0,30	0,36
	3	83,4	0,23		
561,5 - 62,0	1A	72,8	0,76	0,50	0,36
	3A	100,0	0,23		
561,0 - 61,5	1	33,4	0,65	0,71	0,32
	2	66,7	1,06		
	3	100,0	0,43		
561,0 - 61,5	1A	100,0	0,32	0,20	0,32
	3A	100,0	0,08		
560,5 - 61,0	2	91,0	0,85	0,72	0,67
	3	81,8	0,58		
	3A	100,0	0,44	0,44	0,67
560,0 - 60,5	2	41,7	0,44	0,47	0,36
			0,48		
	3	75,0	0,48		
560,0 - 60,5	3A	100,0	0,37	0,37	0,36
559,5 - 60,0	3	91,0	0,12	0,13	0,08
	4	92,3	0,14		

Lokalitet	Hull	Kjerne %	% Cu	% Cu Ej.sn.	Rösk % Cu
<u>Profil 12.</u>					
559,5 - 60,0	3A 5A	100,0 100,0	0,11 0,33	0,22	0,08
559,0 - 59,5	3 4 5	72,8 100,0 66,7	0,28 0,08 1,40	0,88	0,18
559,0 - 59,5	3A 5A	100,0 100,0	3,30	3,30	0,18
558,0 - 58,5	4 5	100,0 100,0	0,47 0,24	0,36	0,43
558,0 - 58,5	5A	100,0	0,28	0,28	0,43
558,5 - 59,0	4 5	81,8 100,0	1,43 0,84	1,14	0,44
558,5 - 59,0	5A	100,0	0,61	0,61	0,44
557,5 - 58,0	5 6	100,0 50,0	0,25 0,40	0,32	0,85
557,5 - 58,0	5A	100,0	0,62	0,62	0,85
557,0 - 57,5	5 6	100,0 100,0	0,17 0,41	0,29	0,38
557,0 - 57,5	5A	100,0	0,44	0,44	0,38
556,5 - 57,0	6 7	81,8 80,0	0,26 0,27	0,26	1,68
556,0 - 56,5	6 7	100,0 16,7	0,54 1,81	1,18	1,37
555,5 - 56,0	7 8	9,1 33,4	0,12 0,10	0,11	0,17
555,0 - 55,5	7 8	50,0 100,0	0,11 0,14	0,12	0,18
554,5 - 55,0	7 8	100,0 100,0	0,11 0,20	0,16	0,22
554,0 - 54,5	8	100,0	0,07	0,07	0,11
553,5 - 54,0	10	50,0	0,42	0,42	0,31
553,0 - 53,5	10 11	45,5 60,0	0,08	0,08	2,62
552,5 - 53,0	10 11	10,0 9,1	0,39 0,70	0,54	3,18
552,0 - 52,5	10 11	0,0 27,3	0,15	0,15	0,18
551,5 - 52,0	11	91,0	0,37	0,37	0,51
551,0 - 51,5	11	0,0			0,86
550,0 - 50,5	12A	60,0	0,96	0,96	4,11
549,5 - 50,0	12A	10,0	2,35	2,35	2,28
549,0 - 49,5	12A	10,0	3,82	3,82	2,98
548,5 - 48,5	12A 12A	18,8 18,8	4,66 4,66	4,66	2,74

Lokalitet	Hull	Kjerne	% Cu	% Cu	Rösk
		%		gj.sn.	% Cu

Profil 12.

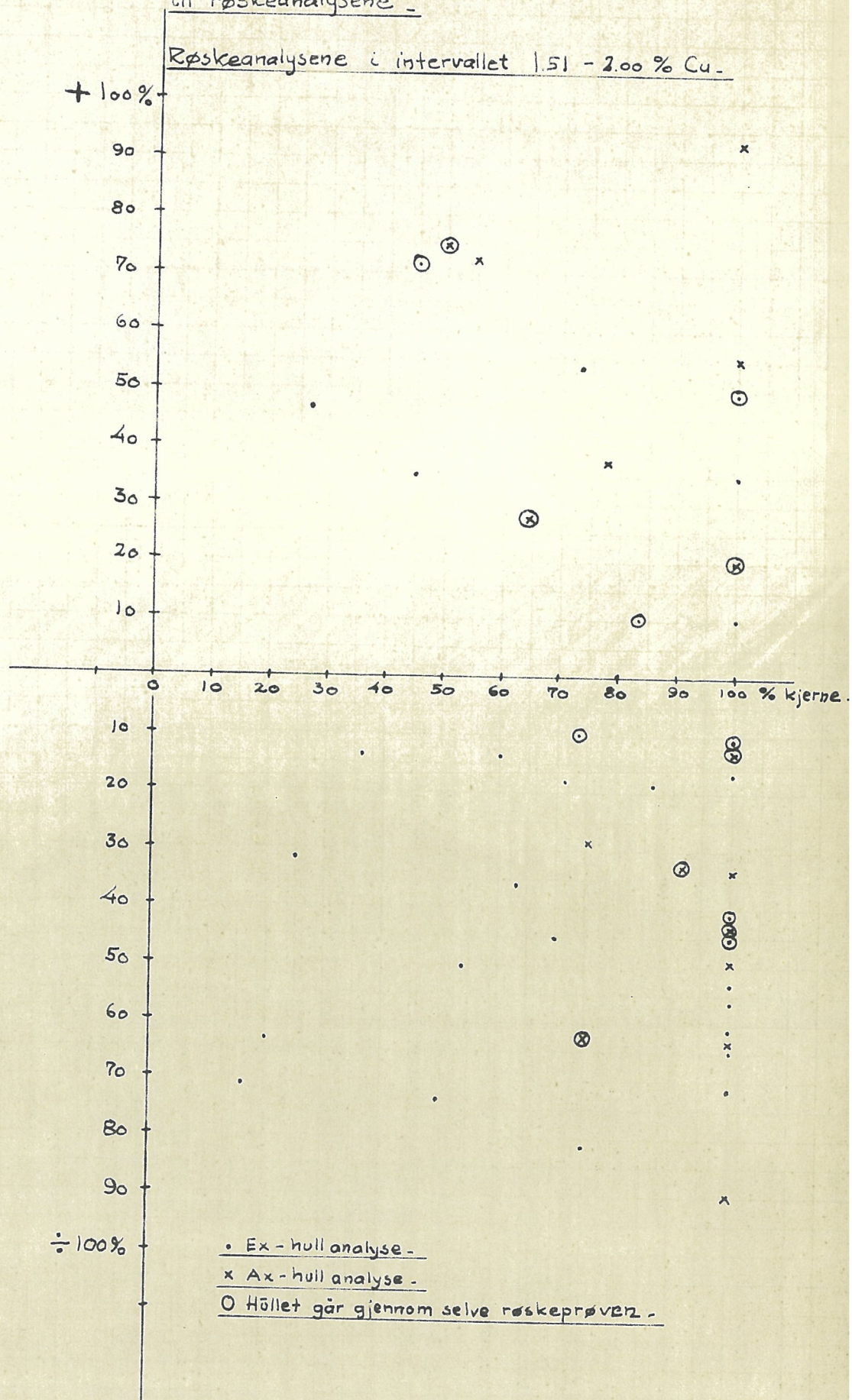
547,5 - 48,0	12A	10,0	10,42	10,42	4,62
547,0 - 47,5	12A	61,7	5,13	5,13	7,36
546,5 - 47,0	12A	100,0	1,48	1,48	1,21
546,0 - 46,5	12A	100,0	0,51	0,51	0,69
545,5 - 46,0	12A	100,0	0,72	0,72	0,87
545,0 - 45,5	12A	100,0	1,58	1,58	

Profil 8 (forts. vestover)

Lokalitet	% Cu
538,5 - 39,0	0,07
539,0 - 39,5	0,03
539,5 - 40,0	0,05
540,0 - 40,5	0,03
540,5 - 41,0	0,03
541,0 - 41,5	0,05
541,5 - 42,0	0,05
542,0 - 42,5	0,11
542,5 - 43,0	0,05
543,0 - 43,5	0,18
543,5 - 44,0	0,12
544,0 - 44,5	0,24
544,5 - 45,0	0,27
545,0 - 45,5	0,20
545,5 - 46,0	0,12
546,0 - 46,5	0,24
546,5 - 47,0	0,97
547,0 - 47,5	1,61
547,5 - 48,0	1,56
548,0 - 48,5	2,50
548,5 - 49,0	1,88
549,0 - 49,5	3,25
549,5 - 50,0	4,27
550,0 - 50,5	3,70
550,5 - 51,0	3,03
551,0 - 51,5	2,01
551,5 - 52,0	0,61
552,0 - 52,5	0,13
552,5 - 53,0	0,15
553,0 - 53,5	0,22
553,5 - 54,0	0,05
554,0 - 54,5	0,05
554,5 - 55,0	0,03
555,0 - 55,5	0,05
555,5 - 56,0	0,05
556,0 - 56,5	0,02
556,5 - 57,0	0,06
557,0 - 57,5	0,04
557,5 - 58,0	0,03
558,0 - 58,5	0,03
558,5 - 59,0	0,03
559,0 - 59,5	0,06
559,5 - 60,0	0,06
560,0 - 60,5	0,05
560,5 - 61,0	0,05

BILAG VI

Røskeanalysene i intervallet 1.51 - 2.00 % Cu.

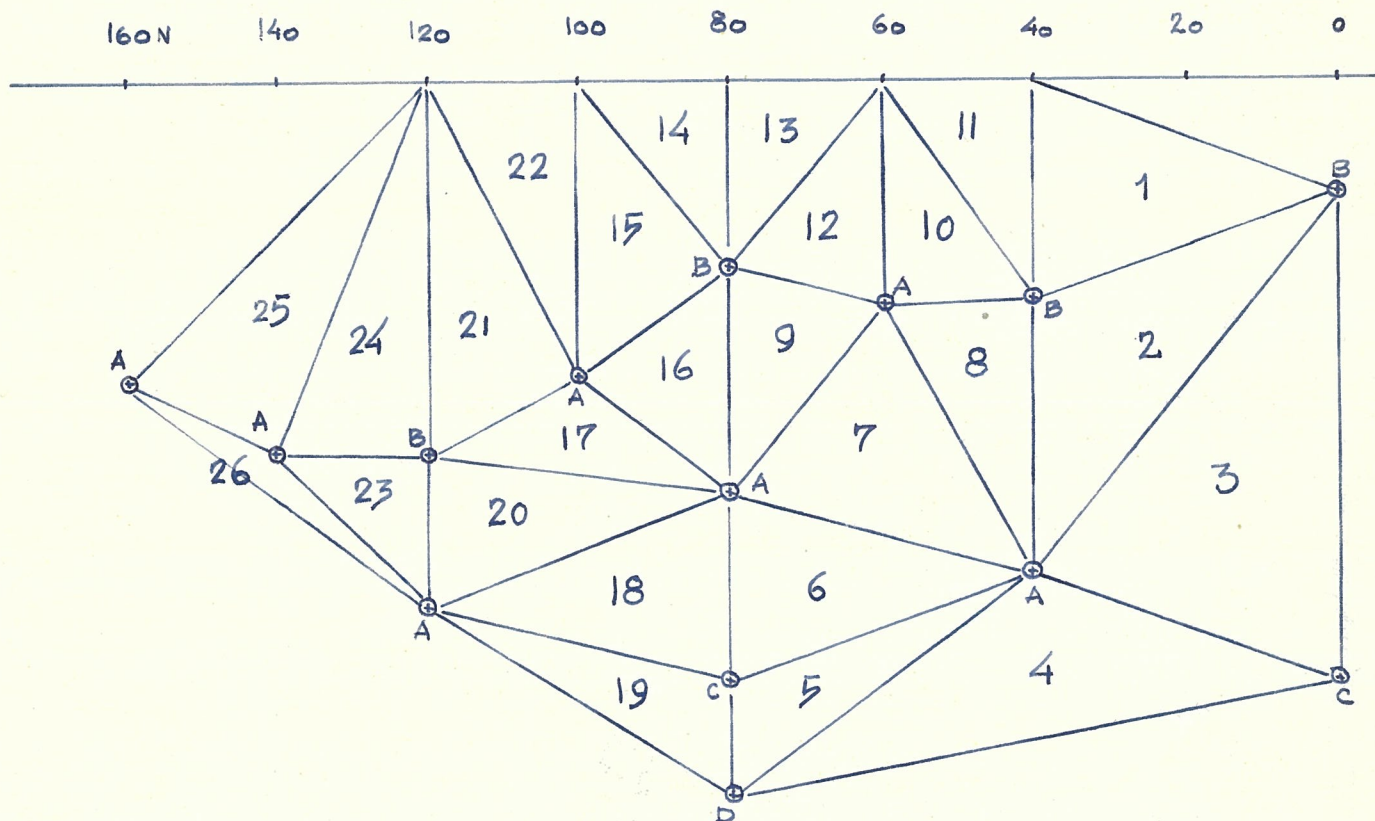


BILAG VII

MALMBEREGNING FOR PRØVETAKINGSFELTET 0 - 160 N.

SNITT LANGS MALMGANGEN.

M = 1:1000.



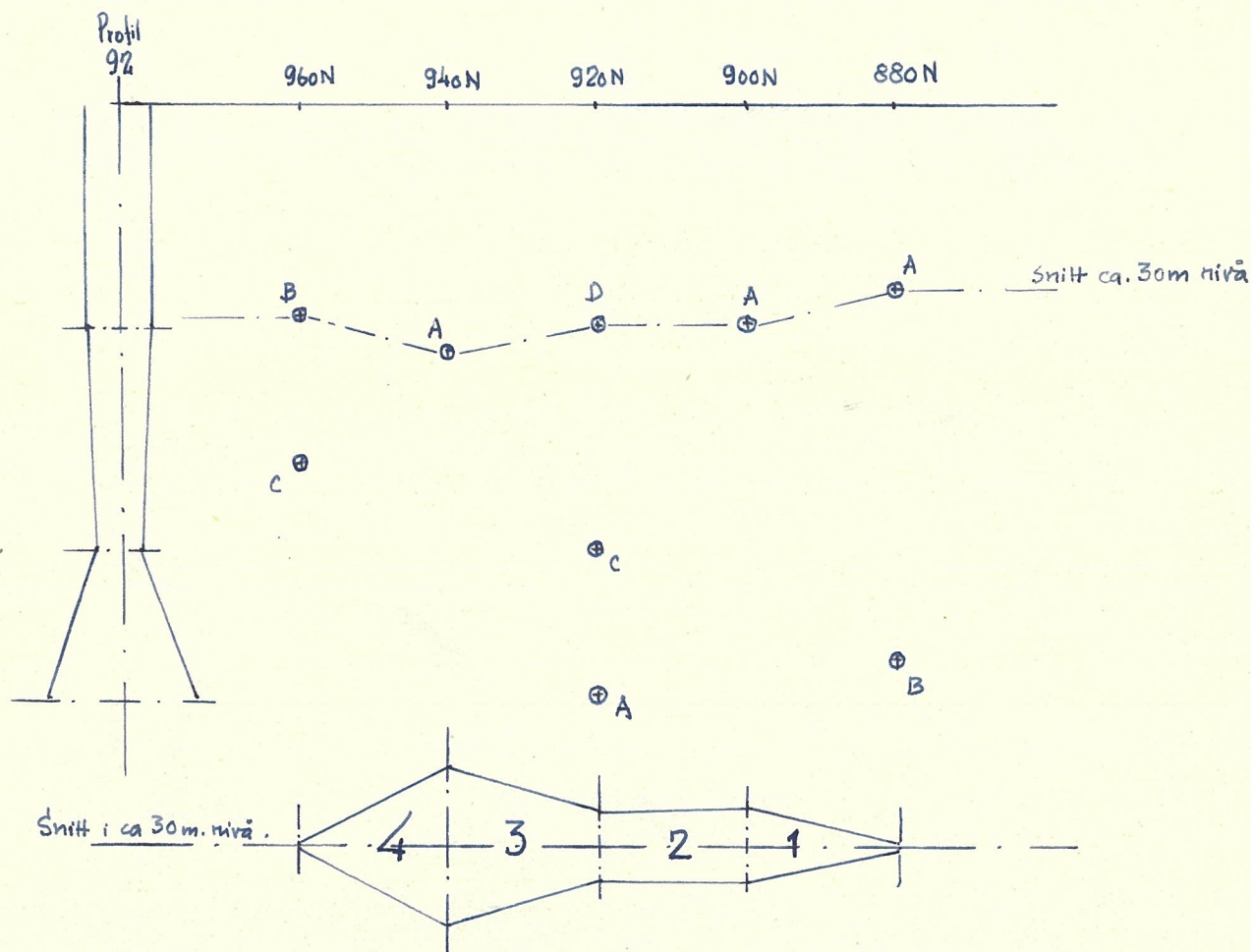
DIAMANTBORHULL:

0-B	1.25%	over	6.0 meter
C	1.70%	"	3.0 "
4-A	1.55%	"	4.3 "
B	1.70%	"	3.1 "
6-A	2.00%	"	15.0 "
8-A	2.30%	"	23.0 "
B	2.08%	"	8.0 "
C	1.75%	"	8.0 "
D	1.50%	"	2.0 "
10-A	2.60%	"	15.0 "
12-A	2.05%	"	9.5 "
B	1.80%	"	6.0 "
14-A	2.20%	"	20.0 "
16-A	0.72%	"	6.0 "

RØSKEPRØVER:

P-4	2.00%	over	0.5 meter
P-6	2.19%	"	7.0 "
P-8	2.00%	"	8.0 "
P-10	1.97%	"	6.5 "
P-12	1.96%	"	10.5 "

MALMBEREGNING FÖR OMR. 880 - 960 N
 SNITT LÅNGS MALMGÅNGEN.
 M = 1:1000

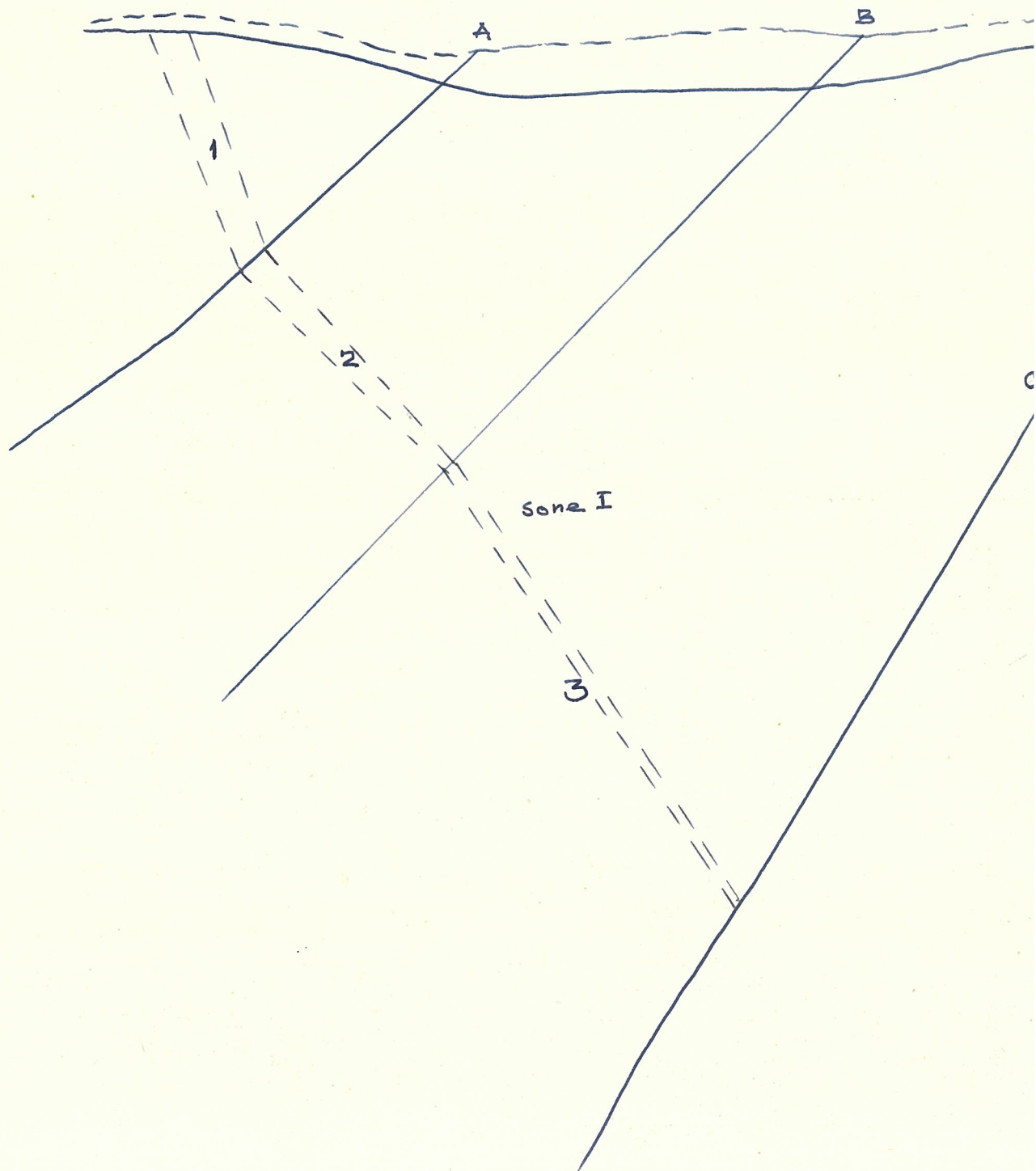


88-A	-	2.03 %	over	2.0meter
B	-	1.70 %	"	7.4 "
90-A	-	2.14 %	"	10.0 "
92-A	-	1.95 %	"	19.6 "
C	-	2.00 %	"	5.0 "
D	-	1.65 %	"	8.0 "
94 A	-	2.60 %	"	18.0 "
96 B	-	1.50 %	"	1.0 "
C	-	1.30 %	"	2.7 "

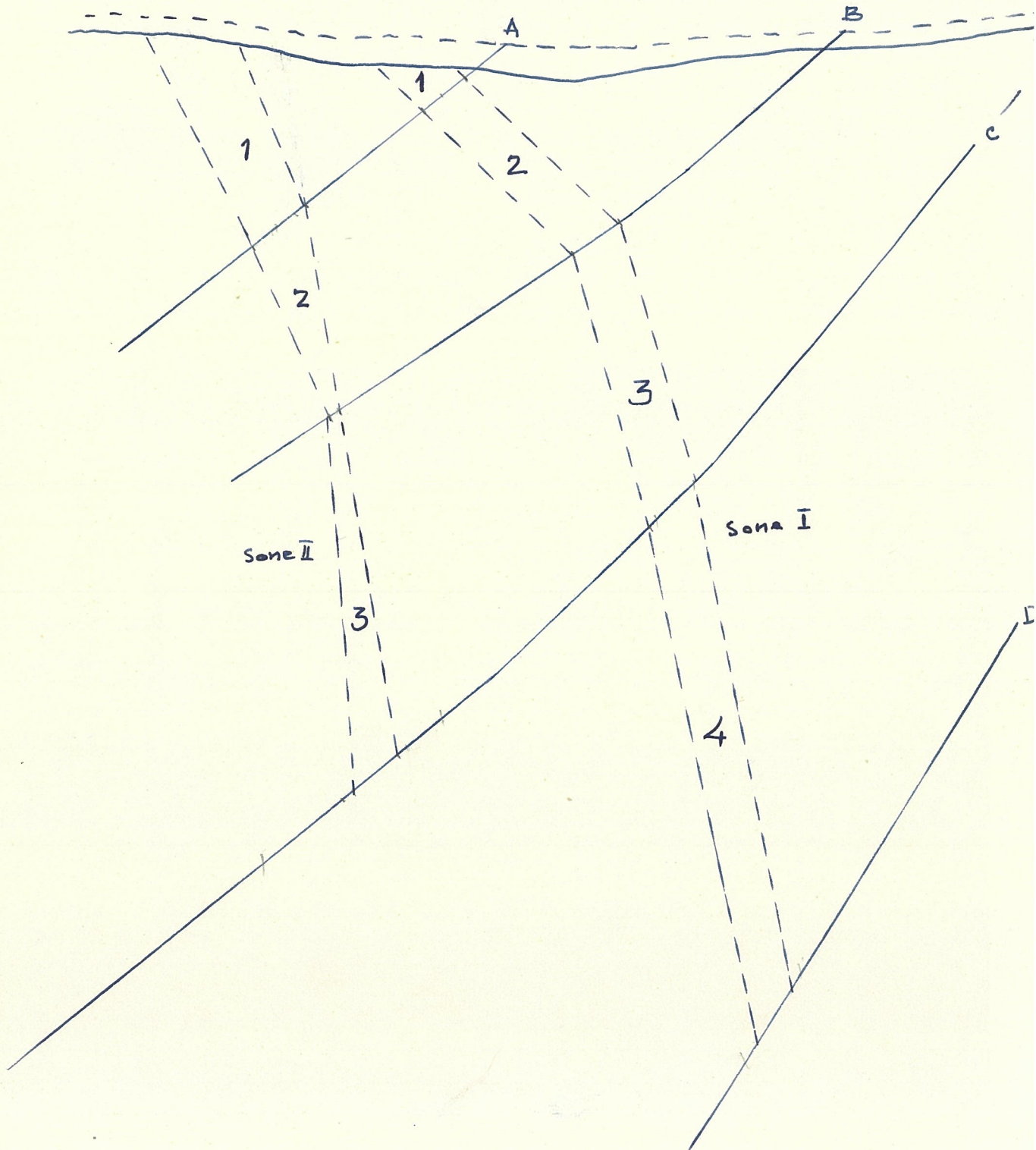
MALMBEREGNING

PROFIL 8-104

M = 1:1000



MALMBERGÄNING
PROFIL 5-112.
M = 1:1000



MALMBEREGNING.

PROFIL S-120

M = 1:1000

