



Bergvesenet rapport nr 5571	Intern Journal nr	Internt arkiv nr	Rapport lokalisering	Gradering
Kommer fra arkiv	Ekstern rapport nr	Oversendt fra Roros Kobberverk	Fortrolig pga	Fortrolig fra dato:

Titel

Utkast til: Betenkning vedrørende gruvedrift på såvel sinkrik og kobberrik malmreserve i hersjøforekomsten

Forfatter

Tessem, S.

Dato År

22.01 1985

Bedrift (Oppdragsgiver og/eller oppdragstaker)

Killingdal Grubeselskap

Kommune

Holtålen

Fylke

Sør-Trøndelag

1: 50 000 kartblad

16202

1: 250 000 kartblad

Roros

Fagområde

Økonomisk

Malmberegning

Dokument type

Forekomster (forekomst, gruvefelt, undersøkelsesfelt)

Hersjøforekomsten

Hersjø

Råstoffgruppe

Malm/metall

Råstofftype

Cu,Zn

Sammendrag, innholdsfortegnelse eller innholdsbeskrivelse

Utkast med underliggende delutkast til rapporten som tilslutt ble BV 3952

J.P.

BETENKNING

vedrørende gruvedrift på såvel
sinkrik og kobberrik malmreserve
i
Hersjøforekomsten

Malm, 22. januar 1985.

Referanseliste.

1. Rapport vedr. klassifisering (styrkeindeksbest.) av borkjerner fra Hersjøfeltet, høsten 1975 v/ Myrvang.
2. Forprosjekt - Hersjøforekomsten - Røros v/ Erik Mjelde, januar 1978.
3. Boring i Hersjøfeltet 1977 v/ Ø.Gvein m/ bilag.
4. Hersjøfeltet v/ prospekteringsjef Sverdrup 29.05.1978.
5. Hersjøen. Vurdering av opplegg for videre undersøkelser og eventuell drift. Ø.ing. K.Nilsen 29.04.1981.
6. Foreløpig og orienterende notat vedr. Hersjøforekomsten v/ dir. J.J.Lange 21.01.1983.
7. Kjurudalen Grube. Revidert prisoverslag v/ A.S. Høyer Ellefsen 25.04.1983.
8. Hersjø. Vurdering flotasjonsalternativer v/ Lange 07.10.1983.
9. Råmalmsverdi Hersjø v/ Lange 07.10.1983.
10. Betenkning vedr. undersøkelse og drift av Hersjøforekomsten v/ S.Tessem.
11. Tilleggsvurdering av Hersjøfeltet v/ S.Tessem 24.10.1984.
12. Notat Oppredning av Hersjømalmen v/ H.Ese 07.01.1985.
13. Hersjø (malmreservevurdering av Ø.Gvein 26.10.1984).

INNHALDSFORTEGNELSE:

Bakgrunnsmateriale

Sammenheng og konklusjon

- 1.0 Malmreserver og gealter
- 1.1 Undersøkelse - driftsopplegg
- 2.0 Fremdriftsplan
- 2.1 Jonnasjer og metallfangst
- 3.0 Investeringer og ekstraordinære utgifter forsert oppfaring
- 4.0 Bemanning
- 5.0 Driftskostnader
- 6.0 Materialbalanse
- 7.0 Produktpriser og inntekter
- 8.0 Kapitalbehov
- 9.0 Sensivitetsvurdering
- 9.1 Sølvgehalt
- 9.2 Økt sinkgehalt
- 9.3 Økt kobbergehalt
- 9.4 Økte produktpriser
- 9.5 Økt malmreserve
- 9.6 Endret produksjonsopplegg
- 9.7 Effektivitet
- 10.0 Økonomisk betraktning
- 10.1 Alternative driftsresultater

Betenkning vedr. gruvedrift.

Bakgrunnsmateriale.

Grunnlaget i betenkningen er basert på det hovedmateriale den vedlagte referanselisten viser til.

Sammendrag og konklusjon.

Det er primært foretatt en analyse av en prosjektert avbygning av det øvre sinkrike malmarealet parallelt med bryting av den nedre kobberrike malmreserven ned til 25 % forbi kjent akselengde.

Det er beregnet en in Situ-malm-mengde på: 1,44 mill. tonn á 2,03 % Cu og 2,00 % Zn. Den første betenkningen med avbygning bare av den kobberrike reserven forutsatte en videre malmføring mot dypet tilsvarende 10 års drift. I denne beregning gir summen av ovennevnte disponible in Situ-malm en driftstid på 9-10 år. Dette er grunnlaget for denne rapporten.

I sensitivitet betraktningen vises til en bedring av driftsresultatet ved en økning av malmreservene i fortsettelsen av nedre beregnede areal tilsvarende en forlenget driftstid på 5 år. Det vises her til utførte geofysiske målinger som påviser en fortsettelse av en elektrisk leder (malm) under dypeste kjente profil. Dette representerer en brytbar malmreserve på 2,04 mill. tonn, som er sammenlignbart med 1. betenkningens tonnasje pluss det øvre sinkrike parti.

I de økonomiske betraktningene er det forutsatt pris og kostnadsnivået i 1985-kroner.

Bedriftsøkonomisk vil heller ikke disse alternativer for gruvedrift kunne dekke de totale investeringer. Sammenliknet med den første betenkningen så fremkommer internrenter på henholdsvis 5,85 % og 9,9 %. Det siste er for alternativet 14 års drift. Resultatmessig oppnås ingen bedring idet en får en forskyvning i produktfordelingen med reduksjon av rågodsets midlere kobbergehalt mot en økt sinkgehalt. Dette får inntektsmessig betydning i og med verdiforholdet mellom tonn kobber og tonn sink grovt sett er lik 3:1. Den forserte oppfaring og ekstra tilredningen av sinkmalmen samt økte investeringer bl.a. for oppredningsverket, øker kapitalbelastningen og dermed er medvirkende til resultatet.

Malmgeologisk er det fortsatt av stor interesse å få en nærmere malmundersøkelse av Hersjøforekomsten. En oppdatering av de kobberrike partiene med et positivt tilskudd i metallføringen vil gi merkbar bedring i driftsresultatene. Dette gjelder også en eventuell påvisning av tilleggsgreserver med en bedring av kapitalkostnadene pr. tonn som resultat.

Som utgangspunkt for en videre vurdering må det tas beslutning om forekomsten skal undersøkes videre mot dypet. Synkavsenkning og diamantboringer vil kreve offentlig støtte på 12,2 mill. kroner, dersom ingen annen finansieringsform foreligger. En positiv påvisning av økte malmreserver i henhold til betenkningen vil ved ønske om åpning for drift kreve tilskudd på ytterligere 28,2 mill. kroner til veganlegg og 10,6 mill. kroner for å oppnå positivt driftsresultat.

I forhold til den første betenkning er det nå med økt bemanning og en mulig driftstid på 10-15 år muligheter for en større sysselsettingsgrad i samlet antall årsverk.

1.0 Malmreserver og gehalter.

Rapporten tar utgangspunkt i tidligere kalkyler - senest kontrollert av D.Gvein datert 26. oktober 1984.

Som A-malm (in Situ-beregnet) med fratrekk for svake hengpartier, er forutsatt:

1. Sinkrik øvre parti:
Ca. 220 m akselengde: 0,54 mill. tonn á 0,97 % Cu, 3,59 % Zn
2. Dypere Cu-rik del fra
220 m til 25 % forbi } *ca. 530 m akselengde*
kjent akselengde: 0,90 mill. tonn á 2,66 % Cu, 1,05 % Zn
- Sum: *750 m akselengde* 1,44 mill. tonn á 2,03 % Cu, 2,00 % Zn

I Gvein's notat vises bl.a. til Henvisning til dypeste skjæring ca. 840 m langs akse (sitat):

"Geofysiske målinger (CP og SP) i dette borchullet (Logn 1976) konkluderer med: "Såvel CP- som SP-målingene utført i borchull synes å tyde på at det dypeste borchull (318) passerer relativt nær forbi malm linjalen. Begge potensialer holder seg mot dypet (ca. 100 mV) og det er således intet som tyder på at den elektriske leder (malmen) slutter i umiddelbar nærhet av borchull 318".
(Sitat slutt)

Ut fra tidligere resonnement om 10 % tilblanding og 15 % malmtap fås:

Sinkrik malm:

In Situ	540 000 tonn á 0,97 % Cu - 3,59 % Zn
- 15 % tap	459 000 " " 0,97 % " - 3,59 % "
+ 10 % tilblanding	504 900 " " " " " " "
Avrundet	505 000 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn

Kobberrik malm:

In Situ	900 000 tonn á 2,66 % Cu - 1,05 % Zn
- 15 % tap	765 000 " " 2,66 % " - 1,05 % "
+ 10 % tilblanding	841 500 " " " " " " "
Avrundet	842 000 tonn á 2,42 % Cu - 0,95 % Zn

Samlet avbyggbar tonnasje
ned til 25 % under kjent
akselengde:

1 347 000 tonn á 1,84 % Cu - 1,82 % Zn

1.1 Undersøkelse - driftsopplegg.

1,9 år drift

Dette er lagt opp etter de forutsetninger beskrevet i tidligere betenkninger. En balansert avbygging av både sinkrik og kobberrik malmreserve betinger forsert oppfaring av sinkmalmen. Det er lagt til grunn.

2.0 Fremdriftsplan.

Denne vurderingen bygger på den tidligere tidsramme for synkanlegg (1700 m) og etterfølgende diamantboring.

Fremdriftsplanen og etterfølgende investeringsbehov og beregning av driftskostnader forutsetter oppfaring og tilredning av såvel Cu- som Zn-rike partier. Det er her som i tilleggsvurderingen av 24.10.84 forutsatt en sterk forsering for tidligst mulig å komme i produksjon.

Det vises til vedlegg 1: Oppfærings- og avbygningsplan og tegning nr. 1. Vedlegg 2 tilsvarer vedlegg 8 i tidligere rapport med tillegg 6 %.

I tilredning og oppfæringsplanen er det lagt vekt på å komme hurtig inn i en produksjonsfase med begynnende avbygning av den Cu-rike malmen. Samtidig forutsettes en forsering av tilredning av den Zn-rike, øvre malmreserven. Avbygningen skjer ovenfra og ned med forutsatt valgt %-vis andel fra Zn- og Cu-rike partier etter rådende prisbilde for de aktuelle metaller.

Ut fra ovenstående resonnement fås følgende tabell for tilredning, oppfaring, produksjonsboring og tonnasjefordeling fra malmoppfaring og avbygningstonnasje. Det er benyttet de samme effekttall og spesifikke enheter som i den første rapporten. Videre fremgår det at produksjonsfasen begynner 2. år:

	Oppfaring (meter)			Produksjons- boring bormeter	Produksjon (tonn)		
	Tilredn.	Malmort oppf.	Sum oppf.		Fra oppf.	Avbygn.	Sum tonnasje
1. år	910		910				
2. år	2 350	100	2 450	10 000	65 790	40 000	105 790
3. år	900	200	1 100	16 000	32 680	117 320	150 000
4. år	740	300	1 040	16 000	36 980	113 020	150 000
5. år	880	300	1 180	18 000	42 000	108 000	150 000
6. år		330	330	22 500	14 190	135 810	150 000
7-9 år			1 310				
Sum oppfaring:			7 990				

Fremtidig, mulig oppfaring m/ bl.a. forlengelse av spiralort ved påvisning av dypere liggende malm er ikke innregnet.

Den beregnede malmreserve tilsvarer 9 års driftstid med årsproduksjon lik 150 000 tonn. Dypere liggende malm i h.h.t. pkt.9.5 øker levetiden.

2.1 Tonnasjer og metallfangst.

Etter planlagt oppfaring vil en kunne anta følgende tonnasje og gehalter: (Justert i h.h.t. vurdering 24.10.1984.)

	Tonn gråberg	Tonn oppfaring	Tonn avbygn.	% Zn	% Cu	Tonn Zn	Tonn Cu
1. år	30 500						
2. år	38 700	65 790	40 000	1,00	2,50 ✓	1 058	2 645
3. år	9 400	32 680	117 320	1,50	2,20	2 250	3 300
4. år	2 600	36 980	113 020	1,50	2,20	2 250	3 300
5. år	9 100	42 000	108 000	2,20	2,00	3 300	3 000
6. år osv.		14 190	135 810	1,82	1,84	2 730	2 760

De valgte gehalter er omtrentlige, betinget av dels oppfaring i det sinkrike malmområdet og avbygningstonnasje i "kobbermalmen". Som tidligere nevnt vil en fra 5. år bedre kunne kalkulere ønsket gehalt i rågods ut fra de foreliggende metallpriser. I tabellen er for 6. år innsatt middelgehalter av avbyggbar malmreserve.

3.0 Investeringer og ekstraordinære utgifter forsert oppfaring.

Gruva:

Maskin- og utstyr (kfr. vedlegg 2)

kr. 13 586 000

Oppredning:

Oppstilling i 1. betenkning kr. 5 000 000

Ny møllemotor 900 kW " 200 000

Brukt sekundær Grøndahlmølle 6'x6' " 200 000

Utvidet cellevolum for flotasjon.

Som alternativ velges 4 stk.

doble Aker FM 2/2:

4 stk. cellekasser ca. kr. 285 000^{x)}

Inn- og utløpskasser " 25 000

Konsentratrenner " 80 000

8 stk. motorer m/utstyr" 130 000 " 1 090 000

Lamella klaretank " 150 000

Nytt konsentratlager sink, pløst " 150 000

On-Stream analyseutstyr " 1 500 000 " 8 290 000

kr. 21 876 000

x) Prisene er kun omtrentlige.

Oppredningsverkets kapasitet og utstyr er vurdert av o.ling. H.Ese (notat av 07.01.85). Det pekes også på positive erfaringer med LAROX filterpresse med halvering av fuktighet. Denne er ikke medtatt. Må vurderes etter eventuell driftserfaring.

Forsert oppfaring.

Årlig, midlere oppfaring for årstønnesjen 150 000 tonn er beregnet til 735 m. For å komme hurtig i nødvendig posisjon for avbygning er forutsatt følgende "overoppfaring og tilredning":

1. år	910 m á 5 073 ¹⁾	ca. kr. 4 616 000
2. år	1 715 " " 4 568 ¹⁾	" " 7 834 000
3. år	365 " " 5 800 ¹⁾	" " 2 117 000
4. år	305 " " 5 964 ¹⁾	" " 1 819 000
5. år	445 " " 5 204 ¹⁾	" " 2 316 000
		ca. kr. 18 702 000

1) Middel pris for alle typer orter i angjeldende år. Høg pris skyldes spiralortens andel. Kostnadene er medtatt i de beregnede driftskostnader - se vedlegg 3 og 4.

4.0 Bemanning.

Gruva:

Hjeldes oppstilling, netto 22 mann

Tillegg for økt oppfaring, middel 1 "

Tillegg for spredning 2 områder 2 "

Netto 25 mann

Fravær 3 "

Brutto 28 mann

Oppredning:

Basert på o.ling. H.Ese's oppstilling:

Drift (2x3)	6 personer
Reparatører	4 "
Smører + div.	1 "
Elektriker	1 "
Laborant	1 "
Rengjøring	1 "
Driftsbas	1 "
Tekniker	1 "
Brutto ¹⁾	16 personer
Fravær	2 "
Netto	14 personer

1) Innkalkulert at en i praksis må kunne greie seg med max $\frac{1}{2}$ person til rengjøring.

5.0 Driftskostnader.

Det tas utgangspunkt i tidligere beregnede og vurderte kostnader med tillegg for ett års prisstigning og lønnsstigning satt lik 6 % for begge (se vedlegg 4).

Middelkostnadene blir:

Gruvekostnad	kr. 47,78 pr. tonn
Oppredningskostnad	" 37,97 " "
Transportkostnad x)	" 22,06 " "
Administrasjon og fellesutgifter	" 13,73 " "
Sum kostnader	kr. 121,54 pr. tonn

x) Transportkostnad for konsentrater er medtatt i produktprisberegningen.

6.0 Materialbalanse.

Utt fra tabellen i pkt. 2.1 fremkommer med H.Ese's prosessresultater følgende materialbalanse.

2. år	%	Cu tonn	%	Zn tonn	R.malm tonn	Utv.
R.malm pågang	2,50	2 645	1,00	1 058	105 790	95
Cu-kons.	25	2 513	1,00	101	10 052	
Pågang Zn	0,14	132	1,00	957	95 738	80
Zn-kons.	0,20	2	54	766	1 418	
Avgang		130		191	94 320	
3. og 4. år:						
R.malm pågang	2,20	3 300	1,50	2 250	150 000	95
Cu-kons.	25	3 135	1,00	125	12 540	
Pågang Zn	0,12	165	1,54	2 125	137 460	80
Zn-kons.	0,20	6	54	1 700	3 148	
Avgang		159		425	134 312	

5. år:	%	Cu tonn	%	Zn tonn	R.malm tonn	Utv.
R.malm pågang	2,00	3 000	2,20	3 300	150 000	95
Cu-kons.	25	2 850	1,00	114	11 400	
Pågang Zn	0,11	150	2,29	3 186	138 600	80
Zn-kons.	0,20	9	54	2 549	4 720	
Avgang		141		637	133 880	
6. år osv.:						
R.malm pågang	1,84	2 760	1,82	2 730	150 000	95
Cu-kons.	25	2 622	1,00	105	10 488	
Pågang Zn	0,10	138	1,88	2 625	139 512	80
Zn-kons.	0,20	8	54	2 100	3 889	
Avgang		130		525	135 623	

7.0 Produktpriser og inntekter.

Umarbeidingspriser for kobberkonsentrat

(kr. beregning i rapport om Killingdal av november 1984)

Smeltekostnad	Sv. kr. 508,80
Raffineringskostnad	" " 272,58
	<u>Sv. kr. 781,38</u>

Dette er for 21 % betalbart kobber. Med 24 % betalbart kobberinnhold forutsettes dette å bli:

$Sv. kr. 781,38 \cdot \frac{21}{24} =$	Sv. kr. 683,71
å kurs 102):	kr. 697,38
Frakt Orvos-Tr.heim-Ronskjær	" 175,00
	<u>kr. 872,38</u>

Smeltefradrag for Zn-konsentrat.

Forutsatt lik ovenfornevnte rapport av november 1984:

Smeltefradrag, frakt, losseutg. og assurance kr. 1 386,- levert Odda.

Priser:

Cu-pris = kr. 11,90 pr. kg.
Sinkpris= USD 950.
Kurs USD= kr. 8,50.

Kr. 13,-/kg Cu
 Zn-pris = USD 900
 Kurs USD = kr. 9,50

Sink konsentratpris:	<u>kr. 2 176,-</u>	2.304,-
Cu konsentratpris:		
1000 kg á (25 - 1) % =		
240 kg betalbart á 11,90 - 0,6 %	kr. 2 838,86	3 101,28
Trekk inkl. frakt	" 872,38	872,38
	<u>kr. 1 966,48</u>	2 228,90

Inntekter:

2. år:

Sink	1 418 · 2 176,-	kr. 3 085 568
Kobber	10 052 · 1 966,48	" 19 767,056
		<u>kr. 22 852 624</u>

3. og 4. år:

Sink	3 148 · 2 176,-	kr. 6 761 904
Kobber	12 540 · 1 966,48	" 24 659 659
		<u>kr. 31 421 563</u>

5. år:

Sink	4 720 · 2 176,-	kr. 10 270 720
Kobber	11 400 · 1 966,48	" 22 417 872
		<u>kr. 32 688 592</u>

6. år:

Sink	3 889 · 2 176,-	kr. 8 462 464
Kobber	10 488 · 1 966,48	" 20 624 442
		<u>kr. 29 086 906</u>

8.0 Kapitalbehov.

Ut fra samme resonnement som i den første betenkning med 7 % årlig prisstigning og 12 % renter på kapital. Videre vist til eventuell reduksjoner for henholdsvis 10 %, 20 % og 35 % tilskudd (se vedlegg 5 og 6):

Fase 1- Undersøkelser: P₁ - P₄

0 - 10 % - 20 % - 35 %

Totalkostnad: 20 225 18 202 16 180 13 146

Fase 2 - Anleggsfase: P₅ - P₇

0 - 10 % - 20 % - 35 %

Totalkostnad: 45 155 40 640 36 124 29 351

Fase 3 - Oppfaring 1. år + investering utstyr: P₈ - P₁₀

0 - 10 % - 20 % - 35 %

Totalkostnad: 40 554 36 499 32 443 26 360

Sum fase 1, 2 og 3:

0 - 10 % - 20 % - 35 %

Totalkostnad: 105 934 95 341 84 747 68 857

Ut fra lønnsomhetskalkylen må det etter ovenstående forutsetninger uten %-vis tilskudd tilføres kapital lik:

Kapitalbehov	kr. 105 934 000
Dekningsbidrag	" 58 289 000
Fremmedkapital	<u>kr. 47 645 000</u>

Se forøvrig beregning internrente - vedlegg 7 - som gir: 5,85 % internrente.

9.0 Sensivitetsvurdering.

Følgende faktorer vil kunne ha betydning for resultatet. Det medtas ikke eventuelle økninger i investeringsbehov og forseringskostnader:

1. Sølvinntekt.
2. Økt Zn-gehalt rågods.
3. Økt Cu-gehalt rågods.
4. Økte produktpriser.
5. Økt malmreserve.
6. Endret produksjonsopplegg.
7. Effektivitet.

9.1 Solvgehalt.

Råmalms solvgehalt er lav i relasjon til f.eks. Killingdal. Det kan derfor ikke regnes som sikkert at det selv med f.eks. 50 % utvinning vil resultere i betalbart solvinnhold. Imidlertid vil en som i forrige rapport kunne medta en viss betalbar mengde, f.eks.:

Teoretisk 4 gr. pr. tonn	
= 150 000 · 4 =	600 kg/år
50 % utvinning	300 kg/år
f.eks. 1/10 av mengden betalbar:	
30 · 2000 kr/tonn =	<u>60 000 kr./år</u>

Inntekt fra eventuelt betalbart sølv har følgelig liten innflytelse.

9.2 Økt sinkgehalt.

Middel økning: 0,2 % Zn	
Tilsvarende: 446 tonn konsentrat á kr. 2 176,-	<u>kr. 970 496</u>

9.3 Økt kobbergehalt.

Middel økning: 0,2 % Cu.	
Tilsvarende: 1140 tonn konsentrat á kr. 1 966,48	<u>kr. 2 241 787</u>

9.4 Økte produktpriser.

Sinkpris USD 1100 = kr. 2 560,-.	
USD 1100 pris: 3 889 · 2 560 =	kr. 9 955 840 8 981 190
USD 950 pris: 3 889 · 2 176 =	" 8 462 464 8 962 969
	<u>kr. 1 493 376 520 377</u>

Kobberpris = kr. 13,00 pr. kg.

240 kg á 13,00 - 0,6 % =	kr. 3 101,28
- trekk	" 872,38
	<u>kr. 2 228,90</u>

Pris kr. 13,00: 10 488 · 2 228,90 =	kr. 23 376 703
Pris kr. 11,90: 10 488 · 1 966,48 =	" 20 624 442
	<u>kr. 2 752 261</u>

En inntektsøkning på 2 mill. kroner vil øke internrenten til 7,20 %.
Se økt nåverdi Cash-flow - vedlegg 6.

	<u>520 830</u>
	<u>3 273 093</u>

9.5 Økt malmreserve.

Det henvises til utførte geofysiske målinger som viser til en fortsettelse av den elektriske leder mot dypet.
En positiv fortsettelse av malmføringen mot dypet under beregnet malmareal er derfor mulig.

I den 1. betenkningen ble det som utgangspunkt for 10 års drift forutsatt at en ved malmundersøkelsene fikk en økning av malmreservene fra 0,9 mill. tonn til 1,5 mill. tonn. For en sammenligning med denne 1. beregningen vil et naturlig alternativ være å foreta en tilsvarende kalkyle.

Den totale malmreserve in Situ vil da bli:

1. Sinkrik øvre parti, ca. 220 m akselengde:	0,54 mill. tonn á 0,97 % Cu og 3,59 % Zn
2. Dypere Cu-rik del fra 220 m nivå :	1,50 " " " 2,66 " " " 1,05 " "
Sum :	2,04 mill. tonn á 2,21 % Cu og 1,72 % Zn

9.6 Endret produksjonsopplegg.

Efter 5. år vil en beregningsmessig etter ovennevnte in Situ malmreserver i pkt. 9.5 ha følgende gjenværende, brytbare reserver:

Sinkmalm:

Iflg. pkt. 1.0	505 000 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn
Oppfaring, bryting	114 000 " (antatt middelgehalt)
	<u>391 000 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn</u>

Kobbermalm:

Iflg. pkt. 9.5 + tap og tilblanding	1 402 500 tonn á 2,42 % Cu - 0,95 % Zn
Oppfaring, bryting	440 000 " (valgt middelgehalt)
	<u>962 500 tonn á 2,42 % Cu - 0,95 % Zn</u>

Tilnærmet representerer gjenværende tonnasje 9 års drift. Sink- og kobbermalm fordeles i henhold til dette med årlig råmalmsproduksjon som følger:

Sinkmalm	43 444 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn
Kobbermalm	106 556 " " 2,42 " " - 0,95 " "
	<u>150 000 tonn á 1,97 % Cu - 1,62 % Zn</u>

Materialbalanse:

	Cu		Zn		R.malm	
	%	tonn	%	tonn	kons. tonn	Utv.
R.malm pågang	1,97	2 961	1,67	2 429	150 000	
Cu-kons.	25	2 813	1,00	113	11 252	95
Pågang Zn	0,11	148	1,67	2 316	138 748	
Zn-kons.	0,2	7	54	1 853	3 432	80
Avgang		141		463	135 316	

Dette gir en årlig inntekt på:

Sink : 3432 · 2176 =
Kobber: 11252 · 1966,48 =

kr. 7 468 032

" 22 126 832

kr. 29 594 864

3432 x 2204 = 7.967.000

11252 x 2228 = 25.070.000

72.977

29.594

3.382

Den årlige merinntekt blir kr. 281 000.

Over levetiden kapitaliserer dette: 9,1 mill. kr.

I henhold til vedlegg i 8 vil dette med ulike tilskuddsordninger gi alternative årlige driftsresultater fra - 4 mill. kr. til + 3,4 mill. kr. Dvs. en bedring i forhold til resultatet beregnet etter malmreservene i pkt. 1.0 og driftsresultatene i pkt. 10.1.

9.7 Effektivitet.

Det er grunn til å minne om den betydning nitid oppfølging med strenge kvalitetskriterier har for en vellykket gruveproduksjon. Det er nok å peke på de anmerkninger som er gjort m.h.t. gråberginnblanding og malmfangst. Videre må det settes høye krav til en høy kapasitetsutnyttelse av gruvemaskineri og med det et gunstig produktivitetsnivå. Videre må en legge vekt på å holde god styring på lønnsutviklingen og budsjettene med et lavt, men nødvendig årlig investeringsbehov.

En produktivitet på 6000 årsverkstonns om reduseres til 5000 årsverkstonn gir alene en kostnadsstigning på kr. 700 000 pr. år.

Eksempelvis vil en reduksjon av slitemateriell og reagenser i oppredningsverket på kr. 2,- pr. tonn gi kr. 500 000 besparelse pr. år. Her synes det som en burde kunne oppnå gevinster.

En ytterligere bedring av utvinning og konsentratgehalter gir positivt tellende resultater. 2 % økt utvinning i sinkkretsen gir 50 tonn sinkkonsentrat = kr. 109 000 pr. år.

10.0 Økonomisk betraktning.

Heller ikke gruve drift basert på tilleggstonnasjene fra den øvre sinkrike malmføringen kan gi et bedriftsøkonomisk positivt resultat. * Kapitalkostnadene tillagt 7 % prisstigning og 12 % kapitalrenter, er grunnet 1 - ett - år kortere beregningstid ikke blitt større. Investeringene er imidlertid i kroner blitt større p.g.a. 6 % prisstigning og økninger både i oppredningsverk og gruve. Det er benyttet pris-/kostnadsnivået 1985.

Forseringskostnadene på 18,7 mill. kroner må også anses å være en tilleggs-kostnad i forhold til den først utførte beregning.

Med det valgte prisnivå på henholdsvis sink og kobber, vil en med likverdig heving/senking av råmalms metallgehalter få størst inntektsmessige svingninger på kobbergehaltens variasjoner. Dette er en ikke uvesentlig medårsak til det svakere økonomiske resultatet i denne betenkningen. Med de nå valgte priser og den første betenkningens konsentratmengder ville en ha oppnådd en inntekt på kr. 31 863 757. Dette er en merinntekt på kr. 2 550 757 pr. år med utgangspunkt i middelinntekt iflg. vedlegg 6.

Tilnærmet er dette i størrelsesorden hva en kunne oppnå med pris og/eller gehaltforbedringer i h.h. til pkt. 9.3 og 9.4.

* NB! Berent på 750 m's akubergede.

En finner ikke å ville gå lengre i en vurdering av disse variable størrelsene da det i så fall blir antakelser.

10.1 Alternative driftsresultater.

Alt. 1 (1000 kr.)

med 20 % tilskudd:

Driftsinntekt, middel	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnader	" 18 762	125,08 "
Kapitalkostnad	" 15 905	106,03 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 5 354	- 35,69 kr./tonn
	+ 3.200	
	= 2.154	= 14,36

Alt. 2 (1000 kr.)

Tilskudd veganlegg 28,2 mill.kr.

Driftsinntekt	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnad	" 18 762	125,08 "
Kapitalkostnad	" 11 605	77,37 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 1 054	- 7,03 kr./tonn
	+ 2.140	+ 14,36 "

Alt. 3 (1000 kr.)

35 % tilskudd.

Driftsinntekt	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnad	" 18 762	125,08 "
Kapitalkostnad	" 12 923	86,15 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 2 372	- 15,81 kr./tonn
	+ 8.28	+ 5,52

Alt. 4 (1000 kr.)

10 % tilskudd og tilskudd veganlegg 28,2 mill. kr.

Driftsinntekt	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnad	" 18 762	125,08 "
Kapitalkostnad	" 9 618	64,12 "
Overskudd før skatt o.l.	kr. 933	6,22 kr./tonn
	4.133	27,55

Ovenstående alternativer bekrefter at det ved en gruvedrift er behov for offentlig engasjement. Resultatet er i så måte lik den første betenkning. De kommentarer som ble gjort i denne vil derfor også kunne anføres nå. Det henvises derfor til det som da ble skrevet.

Malm, 16. januar 1985.

S. Ilessem.

Tilleggskostnader tillegg middel årskostnad
for utløsning dyp, malm og tilhørende driftsresultater.

Forutsetter flyttet sik-sak ut i siden av malmlinjal med stigning 1:10 og kurving til hvert tredje nivå. Iverrslag 1:7 til de øvrige nivåer. Oppfaringen forutsettes drevet parallelt med brytingen som en del av årsplanene. Øvrig oppfaring er medtatt kostnadsmessig:

total 3630 m á kr. 6360 = kr. 23 086 800.
Over 14 år = kr. 1 650 000 pr. år.

Trucktransport til styrtajakt:

2 stk. 20 tons trucker á 1,4 mill. kr. = 2,8 mill. kr.

Som vil klare tonnåsen.

Ifølge vedlegg 6 får en følgende salgsinntekt og driftskostnader: (korrigert for økt inntekt, økt levetid og tilleggskostnader)

(1000 kr.)	Salgsinntekt	Driftskostn. inkl. invest.
Sum 14 år	kr. 414 330	kr. 288 555
Middel pr. år	" 29 595	" 20 611

Driftsresultater (som pkt. 10.1).

Alt. 1 (1000 kr.) m/ 20 % tilskudd:

Driftsinntekt, middel	kr. 29 595	197,30 kr./tonn
Driftskostnader	" 20 611	137,41 "
Tillegg diesellaster	" 220	1,47 "
Kapitalkostnader	" 12 786	85,24 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 4 022	- 26,82 kr./tonn
	- 622	- 5,48

Alt. 2 (1000 kr.), tilskudd veganlegg 28,2 mill. kr.:

Driftsinntekt, middel	kr. 29 595	197,30 kr./tonn
Driftskostnader	" 20 611	137,41 "
Tillegg diesellaster	" 220	1,47 "
Kapitalkostnader	" 9 330	62,20 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 566	- 3,78 kr./tonn
	+ 2.634	+ 17,56

Alt. 3 (1000 kr.), tilskudd 35 %:

Driftsinntekt, middel	kr. 29 595	197,30 kr./tonn
Driftskostnader	" 20 611	137,41 "
Tillegg diesellaster	" 220	1,47 "
Kapitalkostnader	" 10 389	69,26 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 1 625	- 10,84 kr./tonn
	+ 1595	+ 10,10

Alt. 4 (1000 kr.), 10 % tilskudd og tilskudd veganlegg 28,2 mill.kr.:

Driftsinntekt, middel	kr. 29 595	197,30 kr./tonn
Driftskostnader	" 20 611	137,41 "
Tillegg diesellaster	" 220	1,47 "
Kapitalkostnader	" 5 352	35,68 "
Overskudd før skatt o.l.	kr. 3 412	22,74 kr./tonn
	6 612	+ 44,08

	Mengde m	Tid mnd.	1. år	2. år	3. år	4. år	5. år	6. år	
1. Serviceareal n. 700 m m/str.	60	4	I						
2. Kompr.stasjon --"-- "	10	1	I						
3. Iv.slag til malmsj.	25	1	I						
4. Siksak til n. 600 m 1:10	1 080	24	I						Gråberg - Vedl. 2 - 1. rapport
5. Malmsjakt n. 600 - 700	115	6		I	I				2 etapper
6. Vent.stigort	350	4	I						
7. Vent.anlegg	10	2		I					
8. Feltort - malmsiksak	500	6		I					2 stuffer
9. Iv.erslag til m.sjakt	100	2		I	I				3 stk.
10. Iipporter	150	3		I	I				3 stk.
11. Siksak n. 700 - 1020	2 240	48	I						
12. Malmsjakt	370	5		I					
13. Iv.slag til m.sjakt	370	5		I	I	I	I		
14. Div. mindre serviceanlegg	x	<			I	I	I		Strossing
15. Feltorter min.	250	5					I		
16. Lanh.boring for prod.start	20 000			I			I		Fordelt 2 perioder
17. Avbygning Cu-malm				I					)
18. Avbygning Zn-malm							I		) Strossebryting

Maskin- og utstyrsinvestering.

1.	2 stk. el.hydr. 2 boms rigg m/ dieseldr. H 125 (forhøyet pris jan. 85)	kr. 5 000 000
2.	1 stk. Simba H 221	" 1 060 000
3.	1 " Toro 350 D	" 1 378 000
4.	1 " Toro 350 D	" 1 378 000
5.	2 " landbrukstraktorer	" 318 000
6.	1 " reserveskuff Toro 350 D	" 53 000
7.	1 " hydr.maskin Cop 1238	" 180 000
8.	2 " ladeapp. - Anolit	" 159 000
9.	1 " 10 tonns traverskran	" 106 000
10.	4 " tappeluker m/ arr. + tipp	" 127 000
11.	2 " hovedventilatorer	" 212 000
12.	1 " Airtemp. inkl. koplingsskap 1100 kW	" 106 000
13.	6 " sekundærv ventilatorer	" 318 000
14.	Elektr. anlegg, se egen liste	" 848 000
15.	Brann + sikringsanlegg + beslysn. o.l.	" 85 000
16.	Div. utstyr serviceverksted	" 53 000
17.	2 stk. sentrifugal lensepumper 600 min. 1. m/ 4" 30 kg ledning 1500 m	" 265 000
18.	1 " 40 m ³ ER 7 vannkjølt kompressor m/ etterkjøler	" 382 000
19.	3 " luftklokker ~ 2 m ³ m/ vannutsk.	" 21 000
20.	1 " minibuss -persontr.	" 212 000
21.	Telfonanlegg + div.	" 53 000
22.	Rørnett vann + luft 2500 m 1" + 1000 m 3" + 2" m/armatur	" 212 000
23.	Diverse gruveutst. m/ montasjer	" 1 060 000
	Sum	<u>kr. 13 586 000</u>

Beløpet fordeles på:

- 1. år kr. 11 336 000
- 2. år kr. 2 250 000

Driftskostnader.

1000 kr.	9 produksjonsår								
	2. år	3. år	4. år	5. år	6. år	7. år	8. år	9. år	10. år
<u>Gruva:</u>									
Oppfaring	2 499	1 122	1 061	1 203	337	337	337	337	337
Langhullsboring	88	140	140	158	197	197	197	197	197
Lasting til silo - u.j.	280	398	398	398	398	398	398	398	398
Sprengstoff-prod.	117	343	330	315	397	397	397	397	397
Andre kostnader	376	376	376	376	376	376	376	376	376
Sum materiell	3 390	2 379	2 305	2 450	1 705	1 705	1 705	1 705	1 705
El.kraft 8 775 000 kW á kr. 0,18 (høynet 0,03)	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579
Lønn	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472
Sum Gruva	8 441	7 430	7 356	7 501	6 756	6 756	6 756	6 756	6 756
<u>Oppredning:</u>									
(Valgt H.Ese's tall)									
Knuseri	106	150	150	150	150	150	150	150	150
Maling (middel 9,85)	1 042	1 478	1 478	1 478	1 478	1 478	1 478	1 478	1 478
Reagenser	212	300	300	300	300	300	300	300	300
Pumper	212	300	300	300	300	300	300	300	300
Diverse	106	150	150	150	150	150	150	150	150
Sum materiell	1 678	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378
Energiutg.	793	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125
Lønn	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308
Sum Oppredning	4 779	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811
<u>Administrasjon:</u>									
Lønn (uendret antall)	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543
Fellesutg.	516	516	516	516	516	516	516	516	516
Sum driftsutg. eks. fremmedytelser og investeringer	15 279	15 300	15 226	15 371	14 626	14 626	14 626	14 626	14 626

Sammenstilling driftskostnader inkl. fremmedvielser (1984/85 kroner).

	1. år	2. år	3. år	4. år	5. år	6. år	7. år	8. år	9. år	10. år	Middel år
<u>Gruvekostnad:</u>											
Materiell		3 390	2 379	2 305	2 405	1 705	1 705	1 705	1 705	1 705	
Energi		1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	1 579	
Lønn		3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	3 472	
Sum kroner		8 441	7 430	7 356	7 501	6 756	6 756	6 756	6 756	6 756	7 178
Kr./tonn		79,79	49,53	49,04	50,01	45,04	45,04	45,04	45,04	45,04	47,78
<u>Oppredningskostnad:</u>											
Materiell		1 678	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	2 378	
Energi		793	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	1 125	
Lønn		2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	2 308	
Sum kroner		4 779	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 811	5 696
Kr./tonn		45,17	38,74	38,74	38,74	38,74	38,74	38,74	38,74	38,74	37,97
<u>Transport, fremmedytelse:</u>											
R.malm		1 906	2 703	2 703	2 703	2 703	2 703	2 703	2 703	2 703	
Produkter		230	350	350	350	350	350	350	350	350	
Vegvedl.hold		260	370	370	370	370	370	370	370	370	
Sum kroner		2 396	3 423	3 423	3 423	3 423	3 423	3 423	3 423	3 423	3 309
Kr./tonn		15,97	22,82	22,82	22,82	22,82	22,82	22,82	22,82	22,82	22,06
<u>Administrasjon:</u>											
Lønn		1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	1 543	
Fellesutg.		516	516	516	516	516	516	516	516	516	
Sum felles		2 059	2 059	2 059	2 059	2 059	2 059	2 059	2 059	2 059	2 059
Kr./tonn		13,73	13,73	13,73	13,73	13,73	13,73	13,73	13,73	13,73	13,73
Totalt, kroner		17 675	18 723	18 649	18 794	18 049	18 049	18 049	18 049	18 049	18 232
kr./tonn		154,66	124,82	124,33	125,30	120,33	120,33	120,33	120,33	120,33	121,54

Kapitalbehov

+ tillegg prisstigning 7 % p.a. og renter 12 % p.a.

Økt 6 % i grunnlag	-2. år	-1. år	+ 1. år	2. år	3. år	7 %	7 % + 12 %
P.1 Synk 1700 m	6 360	2 440				9 599	14 632
- 10 %	5 725	2 200				8 639	13 169
- 20 %	5 090	1 950				7 679	11 706
P.2 Diabor 5000 m		2 010				2 301	3 233
- 10 %		1 810				2 071	2 910
- 20 %		1 610				1 841	2 586
P.3 Undersøk.ort		410				469	659
- 10 %		370				422	593
- 20 %		330				375	527
P.4 Kraft - 200	1 010					1 081	1 701
- 10 %	910					973	1 530
- 20 %	810					865	1 361
P.5 Vegganlegg		10 600	17 600			33 696	44 095
- 10 %		9 544	15 840			30 326	39 686
- 20 %		8 480	14 080			26 957	35 276
P.6 Brakker etc.			160			196	246
- 10 %			145			176	221
- 20 %			130			157	197
P.7 V.V.S.			530			649	814
- 10 %			480			584	733
- 20 %			425			519	651
P.8 Oppredn.			8 290			10 155	12 739
- 10 %			7 460			9 140	11 465
- 20 %			6 630			8 124	10 191
P.9 Gruveutst.			11 336	2 250		16 835	20 722
- 10 %			10 200	2 025		15 152	18 650
- 20 %			9 070	1 800		13 468	16 578
P.10 tilredn. 1.år			4 616			5 655	7 093
- 10 %			4 150			5 090	6 384
- 20 %			3 700			4 524	5 674
P.11 Oppfaring og øvrig tilredning medtatt i drift- kostnad (se vedlegg 3 og 4)							
Sum P.1-P.10	(7 886)	(17 700)	(52 102)	(2 949)			
- underslekt	7 370	15 460	42 532	2 250		80 636	105 934
- 10 %	(7 099)	(15 937)	(46 887)	(2 654)			(35 709)
- 20 %	6 635	13 920	38 275	2 025		72 572	95 341
- 35 %	(6 313)	(14 162)	(41 693)	(2 359)			
	5 900	12 370	34 035	1 800		64 509	84 747
							68 857

tallene i parentes tillegg 7 % årlig stigning.

- (veg + underslekt)

41.614
64320

Lønnsomhetskalkyle ekskl. kapitalkostnader.

År	R.malm	Zn-kons.	Cu-kons.	Selgsinnt.	Driftskost.	Inv.	Cash-flow	Nåverdi til 2.år Cash-flow	Nåverdi m/ 2 mill. økt inntek
2. år	105 790	1 418	10 052	22 853	17 675	530	4 648	4 648	4 648
3. år	150 000	3 148	12 540	31 422	18 723	530	11 169	9 972	11 758
4. år	150 000	3 148	12 540	31 422	18 649	530	12 243	9 760	11 354
5. år	150 000	4 720	11 400	32 689	18 794	530	13 365	9 513	10 936
6. år	150 000	3 889	10 488	29 087	18 049	530	9 508	6 043	7 314
7. år	150 000	3 889	10 488	29 087	18 049	530	9 508	5 395	6 530
8. år	150 000	3 889	10 488	29 087	18 049	530	9 508	4 817	6 033
9. år	150 000	3 889	10 488	29 087	18 049	530	9 508	4 301	5 387
10. år	150 000	3 889	10 488	29 087	18 049	530	9 508	3 840	4 648
	1 305 790	31 879	98 972	263 821	164 086	4 770	88 965		68 608
Middel	150 000	3 542	10 997	29 313	18 232	530	9 885		

Sum nåverdi

58 289

Omregnet Cash-flow til nåverdi pr. 2 år gir for kapitaldekning kr. 58 289 000.

Skjema for beregning av intern rente.

(20 % 4,14 %)

År	Strømning	Diskontert med 10 %		Diskontert med 20 %		Diskontert med 30 %		Diskontert med 40 %	
		Faktor	Beløp	Faktor	Beløp	Faktor	Beløp	Faktor	Beløp
- 3	6 313	1,3310	8 403	1,7280		2,1970		2,7440	
- 2	14 162	1 2100	17 136	1,4400		1,6900		1,9900	
- 1	41 693	1,1000	45 862	1,2000		1,3000		1,4000	
0	2 359	1,0000	2 359	1,0000		1,0000		1,0000	
	- 64 527		- 73 760						
1	4 648	0,9091	4 225	0,8333		0,7692		0,7143	
2	11 169	0,8264	9 230	0,6944		0,5917		0,5102	
3	12 243	0,7513	9 198	0,5787		0,4552		0,3644	
4	13 365	0,6830	9 128	0,4823		0,3501		0,2603	
5	9 508	0,6209	5 904	0,4019		0,2693		0,1859	
6	9 508	0,5645	5 367	0,3349		0,2072		0,1328	
7	9 508	0,5132	4 880	0,2791		0,1594		0,0949	
8	9 508	0,4665	4 435	0,2326		0,1226		0,0678	
9	9 508	0,4241	4 032	0,1938		0,0943		0,0434	
10		0,3855		0,1615		0,0725		0,0346	
11		0,3505		0,1346		0,0558		0,0247	
12		0,3186		0,1122		0,0429		0,0176	
13		0,2897		0,0935		0,0330		0,0126	
14		0,2633		0,0779		0,0254		0,0090	
15		0,2394		0,0649		0,0195		0,0064	
16		0,2176		0,0541		0,0150		0,0046	
17		0,1978		0,0451		0,0116		0,0033	
18		0,1799		0,0376		0,0089		0,0023	
19		0,1635		0,0313		0,0068		0,0017	
20		0,1486		0,0261		0,0052		0,0012	
	88 965		56 399						
Nåverdi:	24 438		- 17 361						

Internrente: 5,85 %

9.5 Økt malmreserve.

Det henvises til utførte geofysiske målinger som viser til en fortsettelse av den elektriske leder mot dypet.

En positiv fortsettelse av malmføringen mot dypet under beregnet malmareal er derfor mulig.

Eksempelvis vil en videreføring mot dypet på 150 m med en viss reduksjon av malmbredden ned mot dypeste punkt kunne gi med 2300 tonn pr. aksemetre:

150 · 2300 =	345 000 tonn
- reduksjon nedre del ca.	15 000 "
	<u>330 000 tonn</u>

V/260 m:
598.000 tonn
- 150.000

583.000

En slik økning av malmreserven vil kunne gi en gevinst beregnet nedenfor i pkt.9.6- Endret produksjonsopplegg.

9.6 Endret produksjonsopplegg.

Etter 5 . år vil en beregningsmessig etter de oppsatte malmreserver i pkt. 1.0 ha følgende gjenværende reserver:

Sinkmalm.

Iflg. pkt. 1.0	505 000 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn
Oppfaring, brutt ca.	114 000 " (antatt middelgehalt)
Rest	<u>391 000 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn</u>

Kobbermalm.

Iflg. pkt. 1.0	842 000 tonn á 2,42 % Cu - 0,95 % Zn
Oppfaring og produksjon	440 000 " (valgt middelgehalt)
Rest	<u>402 000 tonn á 2,42 % Cu - 0,95 % Zn</u>

Tillegges mulig tonnasje i h.h.t. pkt.9.5økt malmreserve, gjenstår følgende reserver:

Sinkmalm	391 000 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn
Kobbermalm	732 000 tonn á 2,42 % Cu - 0,95 % Zn

En tilpasset produksjon i samme forhold som malmreservene vil gi:

Sinkmalm	52 230 tonn á 0,88 % Cu - 3,26 % Zn
Kobbermalm	97 770 " " 2,42 % Cu - 0,95 % Zn
	<u>150 000 tonn á 1,88 % Cu - 1,75 % Zn</u>

Materialbalanse:

	%	Cu tonn	%	Zn tonn	R.malm tonn	Utv.
R.malm pågang	1,88	2 826	1,75	2 632	150 000	
Cu-kons.	25	2 685	1,00	107	10 740	95
Pågang Zn	0,10	141	1,81	2 525	139 260	
Zn-kons.	0,20	7	54	2 020	3 741	80
Avgang		134		505	135 519	

En finner ikke å ville gå lengre i en vurdering av disse variable størrelsene da det i så fall blir antakelser.

10.1 Alternative driftsresultater.

Alt. 1 (1000 kr.).

med 20 % tilskudd:

Driftsinntekt, middel	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnader	" 18 232	121,54 "
Kapitalkostnad	" 15 905	106,03 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 4 824	- 32,15 kr./tonn

Alt. 2 (1000 kr.).

Tilskudd veganlegg 28,2 mill. kr.

Driftsinntekt	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnad	" 18 232	121,54 "
Kapitalkostnad	" 11 605	77,37 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 524	- 3,49 kr./tonn

Alt. 3 (1000 kr.).

35 % tilskudd.

Driftsinntekt	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnad	" 18 232	121,54 "
Kapitalkostnad	" 12 923	86,15 "
Underskudd før skatt o.l.	- kr. 1 842	- 12,27 kr./tonn

Alt. 4 (1000 kr.).

10 % tilskudd og tilskudd veganlegg 28,2 mill. kr.

Driftsinntekt	kr. 29 313	195,42 kr./tonn
Driftskostnad	" 18 232	121,54 "
Kapitalkostnad	" 9 618	64,12 "
Overskudd før skatt o.l.	kr. 1 463	9,76 kr./tonn

Ovenstående alternativer bekrefter at det ved en gruvedrift er behov for offentlig engasjement. Resultatet er i så måte lik den første betenkning. De kommentarer som ble gjort i denne vil derfor også kunne anføres nå. Det henvises derfor til det som da ble skrevet.

Malm, 16. januar 1985.

S. Tessem
S. Tessem.

Inntekt iflg. beregning under pkt. 7,0

kr. 29 086 906

Iflg. ovenstående:

Sink	3 741 · 2 176,- =	kr. 8 140 416	
Kobber	10 740 · 1 966,48 =	" 21 119 995	" 29 260 411
Diff.			kr. 173 505

En økning av malmreservene mot dypet forutsatt middelkobbermalmingehalt bedrer inntektssiden med 6 %. Kapitalinnsatsen vil for mertonnasjen (kr./tonn) bli mindre enn den beregnede investering for malmreservene etter pkt. 1,0.

Fase 3 iflg. pkt. 8.0 krever kr. 40 554 000 uten tilskudd. Her representerer nos. 8 og 9 i vedlegg 5 kr. 21 876 000 (gruve- og oppredningsutstyr), en utgift som alt er dekket og kan sløyfes på tilleggstonnasjen, hvilket bedrer resultatet med:

$$\frac{21\,876\,000}{1\,347\,000} \cdot 330\,000 = \text{kr. } 5\,359\,376. \quad \text{A } 583\,000 = \text{kr. } 9\,468\,231$$

9.7 Effektivitet.

Det er grunn til å minne om den betydning nitid oppfølging med strenge kvalitetskriterier har for en vellykket gruveproduksjon. Det er nok å peke på de anmerkninger som er gjort m.h.t. gråberginnblanding og malmingfangst. Videre må det settes høye krav til en høy kapasitetsutnyttelse av gruvemaskineri og med det et gunstig produktivitetsnivå. Videre må en legge vekt på å holde god styring på lønnsutviklingen og budsjettene med et lavt, men nødvendig årlig investeringsbehov.

En produktivitet på 6000 årsverkstonn som reduseres til 5000 årsverkstonn gir alene en kostnadsstigning på kr. 700 000 pr. år.

Eksempelvis vil en reduksjon av slitemateriell og reagenser i oppredningsverket på kr. 2,- pr. tonn gi kr. 500 000 besparelse pr. år. Her synes det som en burde kunne oppnå gevinster.

En ytterligere bedring av utvinning og konsentratgehalter gir positivt tellende resultater. 2 % økt utvinning i sinkkretsen gir 50 tonn sink-konsentrat = kr. 109 000 pr. år.

10.0 Økonomisk betraktning.

Heller ikke gruve drift basert på tilleggstonnasjene fra den øvre sinkrike malmføringen kan gi et bedriftsøkonomisk positivt resultat. Kapital-kostnadene tillagt 7 % prisstigning og 12 % kapitalrenter, er grunnnet ett - 1 - år kortere beregningstid ikke blitt større. Investeringene er imidlertid i kroner blitt større p.g.a. 6 % prisstigning og økninger både i oppredningsverk og gruve. Det er benyttet pris-/kostnadsnivået 1985.

Forseringskostnadene på 18,7 mill. kroner må også anses å være en tilleggskostnad i forhold til den først utførte beregning.

Med det valgte prisnivå på henholdsvis sink og kobber, vil en med lik-verdig heving/senking av råmalms metallgehalter få størst inntekts-messige svingninger på kobbergehaltens variasjoner. Dette er en ikke uvesentlig medårsak til det svakere økonomiske resultatet i denne betenknningen. Med de nå valgte priser og den første betenknings konsentrat-mengder ville en ha oppnådd en inntekt på kr. 31 863 757. Dette er en merinntekt på kr. 2 550 757 pr. år med utgangspunkt i middelinntekt iflg. vedlegg 6.

Filnermet er dette i størrelsesorden hva en kunne oppnå med pris og/eller gehaltforbedringer i h.h. til pkt. 9.3 og 9.4.



Bergvesenet

Postboks 3021, N-7441 Trondheim

Rapportarkivet

Bergvesenet rapport nr 5570	Intern Journal nr	Internt arkiv nr	Rapport lokalisering	Gradering
Kommer fra ..arkiv	Ekstern rapport nr MB 10. 15042	Oversendt fra F.M. Vokes	Fortrolig pga	Fortrolig fra dato:
Tittel The Joma sulphide ore body, Nord-trøndelag, Norway, Report to NTNf May 1986				
Forfatter Vokes, F.M.		Dato År 30.05 1986	Bedrift (Oppdragsgiver og/eller oppdragstaker) Grong Gruber AS	
Kommune Røyrvik	Fylke Nord-Trøndelag		1: 50 000 kartblad 19241	1: 250 000 kartblad Grong
Fagområde Geologi	Dokument type	Forekomster (forekomst, gruvefelt, undersøkelsesfelt) Jomafeltet Jomaforekomsten		
Råstoffgruppe Malm/metall	Råstofftype Cu,Zn			
Sammendrag, innholdsfortegnelse eller innholdsbeskrivelse Gir et sammendrag av strukturkartlegging i et 12 km ² stort område. I tillegg er det kommentert på malmforekomstens der malmens strukturer er kartlagt under jord. Deformasjonseffekter på malmtykkelsen blir omtalt. Dertil blir forholdet mellom de tre grønnsteinsbuene diskutert i forhold til muligheten til funn av nye forekomster. Det gjøres en gjennomgang av malmens sideberg og de forskjellige malmtypene. Det deles i 4 typer. Tilslutt gjennomgås antatt opprinnelig stratigrafi og dannelse av malmen.				

FMY

THE JOMA SULPHIDE ORE BODY
NORD-TRØNDELAG, NORWAY

REPORT TO N.T.N.F. ON PROJECT MB 10.15042
MAY 1986

OUTLINE OF THE PROJECT

The project had as its aims an analysis of the structural setting, stratigraphy, petrography, mineralogy and chemistry of the Joma sulphide deposit and its surroundings.

The project is being reported on in two parts, Part I, a study of the structures by N.E. Odling and part II a study of stratigraphy, petrography, mineralogy and geochemistry, by A. Reinsbakken.

The project was funded jointly by Norges teknisk-naturvitenskapelige forskningsråd (NTNF) and Grong Gruber A/S and administered financially by SINTEF (B) Trondheim. Reinsbakken was engaged as project participant from May 1st 1984 to June 1st 1986, while Odling participated in the project while in possession of an NTNF Post-doctoral fellowship during the period June 1st 1984 to June 1st 1986.

The structural analysis by Odling was based on structural mapping at the scale of 1:5,000 of an area of approximately 12 km², involving the measurement of minor structures and mapping of lithological types in the greenstones. Finite strain was analysed for ten specimens of variolite bearing, pillowed metabasalt from the outer greenstone. The structure of the ore deposit was studied by underground mapping and minor structure measurement, concentrated in the newer, deeper parts of the mine. A total of 12 weeks were spent on surface mapping and 12 weeks on underground mapping from June to September in 1984 and 1985.

The stratigraphical, petrographical, mineralogical and geochemical study of the ore horizon by Reinsbakken involved the construction of 28 vertical and 5 planar sections of the ore body, extending those of Olsen (1984) to greater depth, and reclassifying the sulphide and country rock lithologies. To this end a number of the levels in the mine were mapped in detail during a total of six months spent at Joma. Fifteen deep drill holes from the surface to the ore horizon and six underground drill holes were logged and sampled for a total of 460 chemical analyses to study the hydrothermal alteration associated with the sulphide deposit. In addition, 72 samples of sulphide ore were analysed for base and trace metal content.

SUMMARY OF THE STRUCTURE OF THE JOMA AREA AND SULPHIDE DEPOSIT

Four phases of deformation have been identified in the Joma area. The main deformation phase, to which the generally flatly-ing penetrative schistosity and northwest trending, mineral lineation belongs, is D2. This phase is associated with the main nappe emplacement event and the formation of minor thrusts that form the lower contacts of the inner, middle and probably also the outer, greenstone units. F2 folds are occasionally seen to fold an S1 schistosity and F1 folds to which F2 folds are coaxial. Thus, D1 deformation is interpreted as an early stage of D2 deformation. Fold vergences and the outcrop pattern of pillow lavas indicate the presence of a major F2 fold in the middle greenstone with the Joma sulphide deposit located in the overturned limb. The fold and the ore horizon are both cut at depth by the thrust at the base of the middle greenstone.

The D2 structures are refolded by a northeast trending major F3 fold, the Joma synform. F3 fold axial planes and associated crenulation cleavage dip moderately to steeply northwest and fold hinges plunge gently northeast or southwest. Zones of L3 lineation plunge, trending obliquely across the greenstone units, imply a pre-D3 variation in the S2 schistosity surface interpreted as a 'ramp and flat' structure associated with the thrust at the base of the middle greenstone.

From the folded L2 lineation patterns, finite strains and the distribution and orientation of D3 deformation, D3 and D2 deformations are sub-coaxial and dominantly simple shear. D3 deformation is therefore interpreted as a late stage in the nappe emplacement event.

D4, the latest phase of deformation, is confined to minor structures adjacent to the upper thrust boundary with the overlying Gjersvik nappe. D4 structures show an antithetic relationship to D3 structures such that as D3 deformation decreases intensity, D4 structures become dominant. These structures are thought to form as a result of compression caused by the formation of the Joma synform.

All deformation phases identified in the Joma area are present in the Joma massive sulphide deposit. D2 structures, with which the penetrative schistosity in the greenstones and textural layering in the sulphides is associated, show a variation in style corresponding to a composition change across the ore body. In the east, where the sulphides are chalcopyrite and pyrrhotite rich and contain intercalated silicate layers, isoclinal F2 folds with amplitudes of 100 to 300 m are developed. The folds show thickened hinges in which the silicate layers have suffered intense folding and disruption, and thinned limbs along which thrusting has led to the emplacement of thin slivers of sulphide into the greenstone country rocks. In the eastern section of the ore body the sulphides are massive and pyrite-sphalerite dominated. Here intense thrusting has led to the development of numerous tectonic lenses within which slides are marked by thin, laterally persistent, silicate and carbonate layers. The tips of thrust lenses pass westwards into the hinges of F2 folds. Due to abundant thrusting, the majority of sulphide-greenstone contacts are now tectonic and a phase of thrusting, pre-dating D2, correlated with D1, is indicated by the folding of such tectonic contacts in F2 fold hinges. D2 deformation increases markedly with depth as the ore horizon approaches the lower thrust contact of the middle greenstone. The obliquity of the S2 schistosity to the sulphide-greenstone contacts implies a southeasterly directed sense of movement on the majority of the thrust contacts.

D2 structures are refolded during D3 and F3 folding is most intense in the western section of the ore body. As in the country rocks, F3 folds are discontinuous and occur in lens-shaped zones of intense folding. Within the sulphides, reactivation of the D2 thrust planes during D3 has caused a flattening of the F3 axial planes and rotation of F3 fold hinges towards the D2 thrust planes and the L2 lineation direction, respectively. Abundant D3 fractures and veins in the adjacent greenstones form two sets, the first subparallel to the F3 axial and the second, subparallel to conjugate shears to the D2 thrust planes. They indicate tensional stresses in the greenstones during D3 deformation, thought to be caused by the competency contrast between greenstone and sulphide.

THE EFFECTS OF DEFORMATION ON THE ORE THICKNESS

The results of two phases of deformation on the Joma ore body has been to greatly modify the original tabular form of the ore horizon and intense early (D1-D2) deformation has resulted in dramatic changes in thickness over short distances. Tectonic thickening has occurred in the hinge zones of F2 folds and, to a lesser extent, F3 folds, in the western section of the ore body. Vertical thickening occurs in the steep limbs of F3 folds due to change in attitude of the ore horizon. Thinning of the ore horizon occurs in the limbs, especially short limbs, of F₂ folds in the western section, and at the edges of thrust lenses, in the eastern section of the ore body.

The structural styles of the two fold phases can be used as a guide to changes in ore thickness and to locate zones of thick ore. In the eastern section of the ore body, massive pyrite-sphalerite sulphides have developed thrust lenses whose edges trend northwest parallel to the L2 lineation. They tend to be arranged en echelon so that, traversing the ore body in a southerly direction, successive lenses occur at increasingly greater depths to the southwest i.e., in a direction perpendicular to the trend of thrust lenses. In the western section of the ore body, chalcopyrite-pyrrhotite ores with intercalated silicate horizons, have led to the development of large scale F2 folds.

Their thickened hinges form rod-shaped zones trending parallel to the L2 lineation and plunging gently northwest or southwest. Zones of exaggerated ore thickness in steepened F3 limbs trend perpendicular to F2 hinges, plunging gently northwest. Where these two hinge trends intersect, pod-like areas of greatest ore thickness occur. Since F3 folding is confined to the western section, these pods occur in this part of the ore body.

THE CONTINUATION OF THE GREENSTONE UNITS IN THE LEIPIKVATNET NAPPE AND FURTHER ORE OCCURRENCES

The structural analysis of the Joma area has shown that the repetition of the three greenstone units is tectonic and that the Joma massive sulphide deposit is cut by a thrust located at the base of the middle greenstone. The L2 mineral lineations approximate the shear direction and the relationship between S2 schistosity in the greenstones and the tectonic sulphide-greenstone contacts indicates that the middle greenstone has been translated in a southeasterly direction. The remainder of the Joma deposit should therefore be situated within the Leipikvatnet nappe to the west of the presently known ore body. To investigate the continuation of the three greenstone horizons beyond the presently mapped area, their outcrop has been traced on the 1:50,000 maps of the Huddingsvatnet and Røyrvik areas.

To the south of the Joma area, the Leipikvatnet nappe forms a steeply dipping belt trending north-northeast. The inner greenstone outcrops in a thin strip adjacent to the main thrust with the overlying Gjersvik nappe. Thin graphitic phyllite layers within the greenstone probably represent the location of minor thrusts connecting with the lower contact of the inner greenstone lens in the Joma area. The outcrops of the middle and outer greenstone units thin southwards and can be traced for approximately 10 and 7 km respectively. Both units show folding on their structurally upper contacts and all three greenstone units show smooth unfolded lower contacts. Since these are known to be the location of thrusts in the cases of the inner and middle greenstone units, it is thus likely that the lower contact of the outer greenstone is also tectonic.

As the lower thrust contacts are unfolded, the folding of the upper contacts is coeval with thrusting and therefore D2 in age.

In the extreme south, the rocks between the three greenstone units are composed of thin intercalated layers of graphitic phyllite, quartzitic phyllite and greenstone. This interlayering is probably due to attenuated isoclinal F2 folding and small scale thrusting. The layering trend can be used to trace the southern continuation of the thrusts at the bases of the middle and outer greenstone units, showing that they gradually converge with the main thrust at the base of the Gjersvik nappe.

To the west, the Leipikvattnet nappe trends generally eastwest and is folded by an open F3 antiform trending northeast and plunging gently southwest. As in the area to the south of Joma, the inner greenstone forms an almost continuous, thin strip of outcrop, adjacent to the main thrust contact with the Gjersvik nappe. The outcrop of the outer greenstone can be followed, progressively thinning westwards. The middle greenstone, in contrast, passes westwards into a series of thin, en echelon lenses trending obliquely to the inner greenstone and major thrust. It is probable that these lenses are tectonic in character and they are interpreted as a series of imbricate minor thrusts underlying the inner greenstone. West of Gåsvannet, the middle greenstone is again represented by a single thin greenstone layer.

Several occurrences of sulphide impregnation associated with carbonate horizons and one occurrence of massive sulphide, are known at Borvasselv, in the imbricated greenstone layers to the east of Gåsvannet. The sulphides are associated with lithologies similar to those found in the Joma massive sulphide deposit (carbonate and chlorite schist). They also lie to the west of the main deposit, the predicted direction for the location of the missing portion of the sulphide body, and are separated from the main deposit by a series of thrusts. They therefore represent the best candidate for the section of the Joma massive sulphide deposit which was separated from the main body by thrusting at the base of the middle greenstone.

LITHOLOGY OF THE WALL ROCKS

The hosting greenstones of the Røyrvik Group metavolcanites show a variety of textures and structures. Although these rocks have undergone a strong pervasive metamorphic recrystallisation and penetrative foliation, remnants of pillows, pillow-breccias and hyaloclastites occur, indicating deposition in a submarine environment. A detailed investigation of the three greenstone units of the area indicates that the lower and middle greenstones (Orklumpen and Joma, respectively) originally belonged to the same volcanite complex, which has been repeated by isoclinal folding and thrusting.

The Joma deposit itself occurs within the middle greenstone, at the interface between two local volcanite units. The older, pre-ore volcanites, in the structural hangingwall, comprise a sequence of massive flows and high level intrusions (Group A), enveloped in a pillow lava and pillow-breccia sequence (Group B). The younger volcanites (in the structural footwall) consist of a thinner pillow lava and pillow breccia unit (Group C₁) which grades, both stratigraphically upwards and laterally into a sequence of well-layered to laminated volcanoclastic rocks (Group C₂). The layered pyroclastic rocks contain minor layers of grey and dark grey graphitic phyllites and carbonates, grading upwards into layered quartz rich rocks and graphitic phyllites ('ribbon cherts').

The greenstones show a metabasaltic (spilitic) composition with mixed MORB-WPB affinities. A significant difference between the pre- and post-ore lavas is, however, apparent. For example, the post-ore lavas show distinctly lower contents of TiO₂ and Zr at similar Cr contents relative to the pre-ore lavas. Thus the former show a N-MORB and the latter an E-MORB or WPB affinity. The Røyrvik Group metavolcanites appear to have formed in an oceanic, near continent, probably off-axis setting.

The pre-ore metavolcanites in the vicinity of the ore horizon are uniform, moderate to pale green coloured and schistose. They have, however, undergone extensive chemical and mineralogical changes due to the intense, pervasive, hydrothermal alteration. Original volcanic textures and structures have been partially or completely destroyed during extensive albitization, chloritization, sericitization and sulphidization. Chemical changes have involved a dramatic decrease in both Ca, Mg and to a lesser extent K, a considerable increase in Fe, Na, S and minor increases in Al.

A detailed study of the mineralogical and chemical variations in the host rocks at Joma has distinguished six lithologies within the pre-ore volcanites. They show zonal patterns in both their mineral and elemental distributions which are typical of intense hydrothermal alteration patterns found within 'feeder zones' forming the rootzone to volcanogenic massive sulphide deposits. The pre-ore host-rock lithologies are, in order of increasing degree of alteration, B₁ to B₆. In addition the individual units may be divided into subunits (e.g. B_{6a-d}).

- | | |
|------------------|--|
| B ₁ - | Undifferentiated massive and pillowed greenstones. |
| B ₂ - | Albite-bearing sericite schists. |
| B ₃ - | Albite-bearing chlorite schists. |
| B ₄ - | Chlorite-actinolite schists. |
| B ₅ - | Albitites. |
| B ₆ - | Chlorite schists. |

Marginally to the ore body and stratigraphically upwards in the original sulphide-silicate pile, the chlorite schists become more Mg rich and distinctly pyrite- and carbonate-bearing in the form of disseminations and individual layers. This is enriched in Zn and contrasts with the Cu enriched chlorite schist stratigraphically below.

Compared to the host metabasalts, both the albitite and chlorite schist show significant chemical variations. Mg has apparently been depleted from the albitite while the chlorite schist shows a significant enrichment in this element. Na is enriched in the albitite and depleted in the chlorite schists; Ca is depleted and Fe is enriched in both these units. These significant chemical variations can be interpreted as indicating a hydrothermal alteration origin for the albitite and the deposition of the chlorite schist, in part, as Fe-Mg-Cu rich syn-depositional layers of tuffaceous (?) bottom mud. The Ca leached from the lavas below could have been held in solution and later deposited as extensive, concordant carbonate layers within the Zn rich pyritic ore in the upper parts of the sulphide stratigraphy.

ORE TYPES AT JOMA

The following ore minerals have been recognized in Joma. Major minerals; pyrite, pyrrhotite, chalcopryrite, sphalerite and magnetite. Minor and trace minerals; cubanite, tetrahedrite, mackinawite, vallerite, galena, arsenopyrite, cobaltite, ilmenite, rutile, native Au, electrum and amalgam.

The ore at Joma has been subdivided into four main massive, and two disseminated, ore types, based on the textural, mineralogical and chemical characteristics. The four major ore types are:

Type I: Fine grained grained to flinty pyritic ore. Contents of both Cu and Zn are moderate.

Type II: Fine to medium grained pyrite-pyrrhotite-chalcopryrite ore.

Carries layers of disseminated amphibole and of amphibole schist, chlorite schist, magnetite ore and dark, recrystallised chert. Usually Cu rich.

Type III: Chalcopryrite-pyrrhotite breccia ore.

Typically carries fragments (clasts) of chlorite schist, carbonate, magnetite ore and fine grained pyrite ore (Type I). Durchbewegt. Cu rich.

Type IV: Medium to coarse grained pyritic ore.

Contains carbonate and chlorite as both matrix and as individual layers. Generally rich in Zn and devoid of Cu.

The two main disseminated ore-types are 1) dark, Fe rich chlorite schists containing disseminations and layers rich in chalcopryrite and pyrrhotite, 2) pale albite-white mica schists, rich in pyrite-quartz-calcite veins and disseminations, often rich in Zn and minor Pb.

Cu, Zn and specific gravity analyses of the massive ores have been shown to be valuable in distinguishing the above mentioned types. When these analyses are plotted in a triangular diagram as

$\frac{\text{Cu sample}}{\text{Cu average}}$, $\frac{\text{Zn sample}}{\text{Zn average}}$, and $\frac{\text{specific gravity sample}}{\text{specific gravity average}}$

the data points of the different ore types define distinct areas or clusters. The Cu-rich ore facies (ore types II and III) are confined to the western and southern parts of the ore zone and the thicker Zn-bearing pyritic ore facies (type IV) to the northeast and eastern parts.

The fine grained, flinty, pyritic ore facies (type I) appears roughly to separate the two main ore facies, the Cu- and the Zn rich ores.

Concerning the genesis of the chalcopryrite-pyrrhotite breccia ore, Olsen (1980) suggested the presence of a primary FeS phase which originally was, or has since recrystallized to, pyrrhotite. The competency contrasts between the silicate- and the sulphide-layering and the presence of large quantities of both chalcopryrite and pyrrhotite in these layers has probably been the governing factor in the formation of these tectonic breccia ores. Pyrrhotite and chalcopryrite, and for that matter also sphalerite, are minerals which, due to their internal structures (lattice planes along which gliding can occur), are readily mobilized and redistributed by tectonic shearing movements associated with the 'durchbewegung' phenomena.

Chalcopyrite, pyrrhotite, quartz-calcite and to lesser degrees sphalerite, chlorite, albitite and epidote are also typically mobilized along D₃ 'piercement' structures and late cross-cutting fracture fillings, adjacent to the Cu rich massive sulphide ores at Joma.

ORIGINAL STRATIGRAPHY

A palinspastic reconstruction based on the distribution of ore types and mineralization in relation to host rock lithologies and hydrothermal alteration, including the recognition of a 'feeder zone', has led to the establishment of the following succession surrounding the ore body:

- Top 1) Pale, epidote- and calcite-bearing post-ore greenstones and minor magnetite-bearing, dark recrystallized chert and limestone.
- 2) Massive, generally pyritic ore with interlayers and lenses of limestone and chlorite schist. The following ore types can be recognized, probably in a vertical sequence (top to bottom):
 - a) medium to coarse grained pyritic ore (Type IV),
 - b) fine grained to flinty pyritic ore (Type I),
 - c) fine to medium grained, Cu rich pyrite-pyrrhotite chalcopyrite ore (Type II).
- 3) Cu rich, pyrrhotite-chalcopyrite breccia ore (Type III).
- 4) Dark, Fe chlorite schists (B₆) rich in disseminations and layers of chalcopyrite-pyrrhotite.
- 5) Feeder zone lithologies (B₁-B₅, see p. 8).
- Base 6) Moderate green, chloritic greenstones with epidote knots and pyrrhotite disseminations; minor pyrite veining.

FORMATION OF THE ORE BODY

Considerable evidence has accumulated to indicate that all the lithologies described above, except for some of the chalcopyrite-pyrrhotite breccia ores, were formed prior to D_1 - D_2 and are, therefore, probably syn-depositional in origin. The sequence of events appears to have been:

- 1) Formation of a feeder-zone with associated hydrothermal alteration phenomena, including depletion of Mg and Ca and formation of pyrite-bearing albitites and pale albite-white mica-chlorite-actinolite schists. The feeder-zone forms the roots to the massive ores and the channels through which the metal-bearing fluids have ascended on their way to the sea floor.
- 2) Deposition of chemical sediments (tuffaceous muds?) immediately overlying and adjacent to the feeder zone.
- 3) Deposition of massive Fe-sulphides at the sea water-pillow lava interface immediately above and adjacent to the feeder zone. The sulphide ores grade from an early Cu rich layer, represented by the present layered Cu rich sulphide-, silicate- and magnetite rich ore, into a more Zn rich and Cu poor, pyritic top layer. The occurrence of carbonate and chlorite schist layers within the upper levels of the massive pyritic ore shows that the deposition of sulphides was not continuous.
- 4) Relative positions and bulk chemistries of these layers were maintained during the subsequent deformation and metamorphism except for the tectonic origin of the chalcopyrite-pyrrhotite breccia ores and minor chalcopyrite-pyrrhotite concentrations in later veins and fracture filled mobilizations.

UNIT-NTH, Trondheim, 30.5.86

F.M. VOKES
For Styringsgruppen