



PROSJEKT RØSTVANGEN

Tverrfjellet, januar 1991

FOLLDAL VERK A.S

FORORD.

Hensikten med dette arbeidet har vært å vurdere mulighetene for drift av Vakkerlien Ni-Cu-forekomst på Kvikne. Oppgaver av denne type har ikke vært vanlige i Follidal Verk og for de fleste av oss var dette en ny, interessant erfaring. Med håp om at dette kan være et første skritt mot en ny gruve, vil vi takke alle som har gitt oss en hjelpende hånd i arbeidet.

Yngve A. L.
Første Skrivemåte
Bodil Alteren
Riste Lunde

INN H O L D

1. Sammen drag
2. Innledning
3. Lokalisering
4. Investeringer, sammen drag
5. Driftskostnader, sammen drag
6. Inntektsprognoser, økonomiske vurderinger.
7. Miljøspørsmål
8. Forslag til videre arbeider

Bilag.

- Kartmateriale, - oversikt

1. Geologi, malmreserver
 - A. Geologi
 - B. Malmreserver
2. Gruvedrift
 - A. MIKA a/s
 - B. Egne vurderinger
3. Oppredning
 - A. Oppredningsforsøk
 - B. Verdi av konsentrater
 - C. Produksjonskvantum
 - D. Investeringskostnader
 - E. Driftskostnader
 - F. Vannforbruk
 - G. Elektrisk kraft
 - H. Flytskjema
4. Bygninger etc.
 - A. Bygninger, veier, dam etc. A.R. Reinertsen
 - B. Diverse anleggskostnader
 - C. Driftskostnader

PROSJEKT RØSTVANGEN.

Sammendrag og konklusjon.

Drift av Vakkerlien nikkel/kobberforekomst på Kvikne i Tynset kommune er vurdert. Med basis i gitte prognoser for Ni i årene 1991 - 1995 og beregningene som er lagt til grunn her, kan prosjektet være lønnsomt, men marginene er små og man må kunne utnytte en periode med høye Ni-priser. Driftstiden er i underkant av 3 år men det finnes flere muligheter for å forlenge denne.

Forekomsten antas å ha en total reserve på ca. 370.000 tonn med 0,96 % Ni og 0,36 % Cu inkl. 20 - 25 % gråberginnblanding. Forutsatt statlig støtte kan gammel malmtipp ved Røstvangen kjøres gjennom verket. To små nikkelforekomster i Kvikne kan gi tilleggsmalm men disse må undersøkes videre. Utover dette ligger Sivillvängen Zn/Cu-forekomst ca. 40 km fra Røstvangen, denne er delvis undersøkt og det er påvist ca. 260.000 tonn med 4,7 % Zn og 0,6 % Cu.

Driftskostnadene er beregnet til kr. 211,45 pr. tonn ved en årsproduksjon på 150.000 tonn og kr. 230,60 pr. tonn ved 120.000 tonn pr. år. Differansen skyldes i det alt vesentlige reduserte enhetskostnader i oppredningsanlegget ved økt produksjon.

Investeringene utgjør for det ene alternativ 18,0 mill.kr. eks. undersøkelser og planlegging. Dette er basert på at det alt vesentlige av utstyr kan flyttes fra Tverrfjellet uten at det er satt noen kjøpspris på dette utstyret. Et annet alternativ med kjøp av et nytt, mobilt anlegg fra Finland gir en sammenlignbar investeringssum på ca. 60,0 mill.kr.

Det vil være nødvendig å se nærmere på om det er mulig å redusere investeringene i et nytt anlegg noe, f.eks. ved å ta bygningsdelen i egen regi. Det dyreste alternativet kan ikke i noe tilfelle avskrives over 3 år og man vil i tilfelle måtte øke malmreservene i området eller finne andre forekomster som anlegget kan flyttes til. Vi har ikke grunnlag for å ta stilling til disse mulighetene i dag og har derfor basert våre beregninger på det laveste investeringsalternativ.

Gunstig starttidspunkt synes å være 1994, men her er for enkelthets skyld antatt start 01.01.93.

INNLEDNING.

Ideen om "small scale mining" og mobilt oppredningsverk er relativt ny i Folldal Verk sammenheng. I forbindelse med behandling av prospekteringsprogram for 1990 ble endel små forekomster foreslått undersøkt. Dette gjaldt aktuelle satelittmalmer for Tverrfjellet men også Kvikne- og Røros-området med tanke på selvstendig drift. En foreløpig vurdering av Vakkerlien Ni/Cu-forekomst ble presentert for Folldal Verk's ledelse og direktørene Vätilä og Kerola fra Outokumpu Mining Services på et møte på Tverrfjellet den 27. juni 1990.

Den første reaksjonen var positiv og det ble oppnevnt en gruppe som skulle gjøre en mere grundig teknisk/økonomisk vurdering av Vakkerlien-forekomsten.

Denne gruppen ble oppnevnt i slutten av august og bestod av Bodil Alteren, Faste Strømmevold, Risto Juhava og Ivar Killi. Alle er mer eller mindre involvert i den daglige drift på Tverrfjellet og dette har skapt endel problemer med fullføring av arbeidet. Målsetningen var å fremlegge en rapport innen utgangen av 1990.

Som et ledd i arbeidet har de fleste i gruppen vært på en tur i Finland for å se på Outokumpu's drift av smågruver.

Det er anskaffet en PC, plotter og tilhørende programvare for å kunne utføre malmberegninger, kartproduksjon etc. Opplæring i bruk av "Minenet" er fullført og anlegget er nå i drift.

LOKALISERING.

Vakkerlien-forekomsten ligger ca. 830 m.o.h. 5 km vest for RV-3 syd for Yset i Tynset kommune. I forbindelse med kraftutbygging i Innerdalen er det bygget en god anleggsvei og en kraftlinje rett over forekomsten. Avstanden langs vei fra Vakkerlien til Røstvangen er ca. 25 km.

Valg av Røstvangen for plassering av oppredningsverk har flere årsaker, de viktigste er:

1. Røstvangen gruver som var i drift frem til 1924 hadde oppredningsverk her. Området er derfor sterkt berørt av tidligere drift i form av tipper, avgangsmasser etc.
2. Det finnes et naturlig basseng som med relativt enkle midler kan brukes som avgangsdeponi.
3. Tippene i området representerer en betydelig forurensning, dersom et oppredningsverk plasseres her vil man kunne opprede disse og deponere avgangen på en forsvarlig måte.
4. Veier og elektrisk kraft kan utbedres eller føres frem til lave kostnader.

Avstanden langs vei til jernbane på Tynset er ca. 25 km. og til havn i Trondheim er det 150 km.

SAMMENDRAG INVESTERINGER.

Kostnadene er basert på dagens prisnivå. Det er innhentet pristilbud på noen delkostnader der vi ikke har tilgang til disse på annen måte. Følgende sammenstilling gir oversikt over beregnede investeringer ut fra forutsatt mating til verk 120.000 - 150.000 tonn. Alternative løsninger er beregnet for aktuelle valg.

1. Bygninger, veier, avgangsdam.

Adkomstvei og bru	kr.	1.786.000,-
Oppredningsbygning	"	2.250.000,-
Knuseanlegg (bygning) og silo	"	520.000,-
Brakkeleir	"	2.195.600,-
Kontor	"	257.400,-
Vannforsyning og avløp	"	2.025.000,-
Avgangsdam	"	175.000,-
Uforutsett 10 %	"	920.000,-

Sum beregnet A. R. Reinertsen	kr.	10.129.000,-
-------------------------------	-----	--------------

Krafttilførsel m/trafoer	"	850.000,-
Avgangsledning og pontinger	"	200.000,-
Grovknuseanlegg (antatt brukt)	"	3.000.000,-

Oppredningsanlegg.

Dette inkluderer flyttekostnader fra Tverrfjellet, montering av utstyr og elektrisk montasje.

Det er noe uklart hva som kan brukes av brukt utstyr, men vi har antatt at det vesentlige kan benyttes

kr.	3.760.000,-
-----	-------------

Totalt	kr.	17.939.000,-
--------	-----	--------------

Investeringer i gruveområdet bæres av entreprenør

Totalt investeringsbeløp 1990-kroner	kr.	18.000.000,-
--------------------------------------	-----	--------------

SAMMENDRAG DRIFTSKOSTNADER.

Driftskostnadene er beregnet som årskostnader og kostnad pr. tonn basert på årsproduksjon 120.000 - 150.000 tonn.

1. Drift av anlegg og serviceavdelinger.

Bygninger, avgangsdeponering	kr.	1.100.000,-
Administrasjon	"	2.200.000,-
Spisemesse/forlegning	"	400.000,-
Kontrollprogram, miljø	"	200.000,-
Innkjøpte tjenester	"	350.000,-

Driftskostnader pr. år	kr.	4.250.000,-

2. Driftskostnader oppredningsanlegg.

Lønn inkl. sosiale kostnader	kr.	4.050.000,-
Kjemikalier og kuler	"	1.964.800,-
Materiell etc.	"	1.490.200,-
Elektrisk kraft	"	2.523.000,-

Ved 120.000 tonn pr. år	kr.	10.028.000,-

Ved 150.000 tonn pr. år	kr.	10.892.000,-

3. Driftskostnader gruve og transport.

Følger rapport fra MIKA A/S inkl. transport til Røstvangen, vei-vedlikehold, rehabilitering av området.

Årskostnad 120.000 tonn/år	kr.	13.800.000,-
Årskostnad 150.000 tonn/år	"	17.260.000,-

Grovknuseanlegg v/120.000 tonn/år	kr.	720.000,-
Grovknuseanlegg v/150.000 tonn/år	"	900.000,-

Kontroll av malmgrenser, diamantboring, gruvemåling

v/120.000 tonn/år	kr.	1.635.000,-
v/150.000 tonn/år	kr.	1.875.000,-

Utgiftene innen gruppe 1 dekker et nokså vidt spekter og usikkerheten blir derfor relativt stor, $\pm 20\%$ ansees som sannsynlig.

Kostnadsgruppe 2, oppredning antas å være godt dokumentert og ligger innenfor en margin på $\pm 10\%$. Gruppe 3 brytning og transport er basert på MIKA's kalkyler og det ligger her en mulig reduksjon på inntil 20% .

Årskostnader:	120.000 tonn	150.000 tonn:
Bygninger etc.	4.250.000,-	4.250.000,-
Oppredning	10.028.000,-	10.892.000,-
Gruvedrift	16.155.000,-	20.025.000,-
	-----	-----
Driftskostnader pr. år	30.433.000,-	35.167.000,-
	-----	-----
Kostnad kr/tonn	253,60	234,45
	-----	-----

Ut fra ovenfor nevnte usikkerheter kan laveste kostnad pr. tonn beregnes til 194,78 og 211,25 kr/tonn for henholdsvis 150.000 og 120.000 tonn pr. år. Tilsvarende høyeste kostnader blir 247,45 og 269,02 kr. pr. tonn.

Vi velger å bruke postene 1 og 2 som faste og reduserer 3 med 20% . Dette gir en kostnad pr. tonn kr. 230,60 ved 120.000 tonn pr. år og kr. 211,45 pr. tonn med 150.000 tonn.

INNTEKTSPROGNOSER - ØKONOMISKE VURDERINGER.

Som grunnlag for beregning av investeringsbeløp, netto malmverdier og driftskostnader er benyttet:

Outokumpu's nominalpriser for Ni og Cu i årene 1992 - 1995.

Smeltelønn i henhold til standard-kontrakt Outokumpu med antatt kostnadsstigning 5 % pr. år.

Kostnadsnivå 1991 med tillegg for stigning 5 % pr. år.

15 % rente. Anlegget avskrives over 3 år.

Det er ikke tatt hensyn til at man kan oppnå betydelige statlige tilskudd både i investerings- og oppstartingsfasen. Konsentratmengder og gehalter i henhold til de oppredningsforsøk og beregninger som er utført.

Prisprognosene for Ni i perioden 1992 - 1995 viser en stigning på 5 % fra 1992 - 1993, 20 % fra 1993 - 1994 og 7 % fra 1994 - 1995. Når det gjelder Cu har dette liten innvirkning på malmverdien men også her har man en årlig stigning på 5 - 9 % i perioden. Ut fra de oppgitte priser og en antatt 5 % årlig økning i smeltekostnadene er netto malmverdier beregnet, se tabell 1. Utvikling i konsentratverdiene er vist i fig. 1.

Tabell 2 gir en oversikt over beregnede investeringskostnader fram til 1992, driftskostnader i tiden 1993 - 1995 og samlede salgsinntekter. Renter av en driftskapital på 10,0 mill. kr. er medtatt. Det fremgår av dette at:

	Alt. 1: 1000 kr.	Alt. 2: 1000 kr.
Salgsinntekter	97.788	108.184
Driftskostnader	<u>87.788</u>	<u>87.788</u>
Driftsmargin	10.000	20.396
Kapitalkostnad	<u>11.050</u>	<u>11.050</u>
Resultat før avskrivninger	- 950	+ 9.346
	-----	-----

Avskrivningsbeløpet er 27,8 mill. kr. Alternativ 1 gir negativ internrente mens alternativ 2 gir internrente = 0 ved å avskrive 1/3 av investeringsbeløpet.

Salgsinntektene bestemmes ved forhandlinger og vi har i alternativ 1 brukt standard kontraktforslag fra Outokumpu. Alternativ 2 er beregnet ut fra betalbart metallinnhold i konsentrat med fradrag for fraktkostnad. Vi vil her kunne produsere et høyverdig konsentrat og mulighetene for å oppnå priser ut over standardkontrakten burde være tilstede.

Ovenstående oppstilling viser at driftskostnadene vil kunne dekkes men at det ikke er dekning for hele avskrivningsbeløpet selv etter alternativ 2.

Prognosene for Ni-pris i årene 1992-1995 viser en kraftig prisøkning i 1994, dersom starttidspunktet forskyves til 1994 vil driftsmarginen øke til 16,6 mill.kr. i alternativ 1 og ca. 27,0 mill.kr. for alternativ 2. Dette betyr at en oppstart i 1994 vil kunne dekke drifts- og kapitalkostnader fullt ut og at det også er mulig å avskrive 60 % eller mere av investeringen i løpet av 3 driftsår.

En økning av nikkelpriisen på ca. 20 % i 1993 vil ha tilnærmet samme effekt som start i 1994.

En økning i malmreservene som betyr drift over flere år vil naturligvis være av stor betydning for å kunne avskrive anlegget over driftstiden. Det samme kan oppnås ved å sette en restverdi på anlegget etter at driften er avsluttet.

Ut i fra dette synes det som om man kan oppnå økonomisk lønnsom drift over en 3-årsperiode - men forutsetningen er at man kan utnytte prisendringer, dvs. at man starter driften i en periode med stigende Ni-priser.

VERDI AV KOBBER-NIKKEL BULKONSENTRAT, RØSTVANGEN

(Falsomhets betraktninger)

Forutsetninger:

1. Produksjon som angitt i "Produksjonskvantum, Røstvangen".
2. Betaling for konsentrat beregnes etter notat kalt "Our non-binding indication for purchasing terms for bulk concentrates" av Antti Koski-Lommi, Outokumpu datert 10.12.90.
3. Prognosepriser fra Outokumpu gitt i desember 1990.
4. Variasjoner i punkt 1 - 3 ovenfor.

Data for:	Variable		Netto konsentratverdi i mill. NKR		
	Ni	Cu	1993	1994	1995
Nikkel og kobbergehalt (%) i konsentratet:	8.00	3.00	19,148	33,731	10,526
	10.00	3.50	23,541	40,008	12,486
	12.00	4.50	26,778	44,642	13,934
	14.00	5.00	28,825	47,567	14,847
	16.00	5.50	30,361	49,761	15,532
	17.00	6.00	31,102	50,822	15,864
	18.00	6.25	31,563	51,467	16,064
Utvinning av nikkel, samt avhengig endret	72.00		27,963	45,710	14,246
utvinning av kobber i konsentratet	76.00		29,533	48,266	15,055
	80.00		31,102	50,822	15,864
	84.00		32,671	53,379	16,673
	88.00		34,241	55,935	17,482
Endring i % i nikkel og kobbergehalter	-20.00	-20.00	24,824	40,598	12,628
i rasalmen	-10.00	-10.00	27,963	45,710	14,246
	0.00	0.00	31,102	50,822	15,864
	10.00	10.00	34,241	55,935	17,482
	20.00	20.00	37,380	61,047	19,099
	30.00	30.00			
	40.00	40.00			
	50.00	50.00	46,796	76,334	23,953
Endring i % i nikkelprisen	-50.00		9,820	17,568	5,328
	-40.00				
	-30.00				
	-20.00		22,589	37,521	11,649
	-10.00		26,845	44,172	13,756
	0.00		31,102	50,822	15,864
	10.00		35,358	57,473	17,971
	20.00		39,615	64,124	20,078
	30.00				
	40.00				
	50.00		52,384	84,077	26,399
	60.00				
	70.00				
	80.00				
	90.00				
	100.00		73,667	117,331	36,935
Endring i % i kobberprisen		-50.00	28,997	47,855	14,936
		0.00	31,102	50,822	15,864
		50.00	33,207	53,790	16,791

TABELL 2:

PROSJEKT RØSTVANGEN

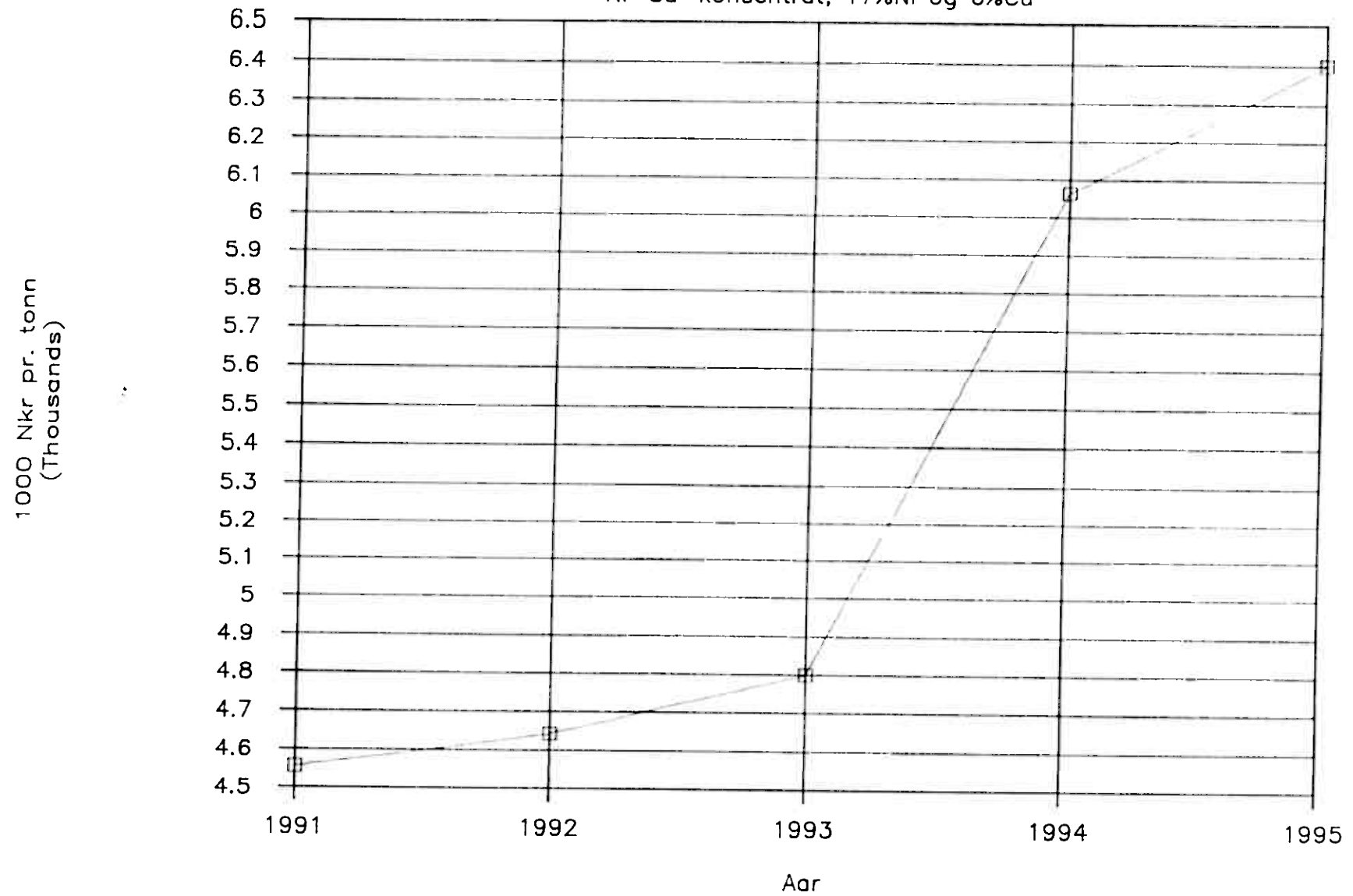
Alle tall i 1.000 kr.

	1991	1992	1993	1994	1995	Totalt:
Detaljboring	2.000					
Feasibility studie	500					
Planlegging	500					
Detaljboring for drift		2.000				
Utbygging i henhold til plan		18.000				
Renter i byggetiden		1.500				
Prosjektadministrasjon		2.000				
Prisstigning		1.307				
Avskrivningsbeløp		27.807				
Driftsutgifter			35.268	36.019	16.501	87.788
Salgsinntekter, alt. 1			31.102	50.822	15.864	97.788
Salgsinntekter, alt. 2			35.380	55.285	17.519	108.184
Renter på investeringer og driftskapital			5.050	3.750	2.250	11.050
Avskrivninger			9.270	9.270	9.267	27.807

1) Salgsinntekter alt. 2 er beregnet ut fra en netto salgsinntekt like 65 % av betalbart metallinnhold i konsentrat. Fraktkostnader er trukket fra.

NETTO KONSENTRATVERDIER

Ni-Cu-konsentrat, 17%Ni og 6%Cu

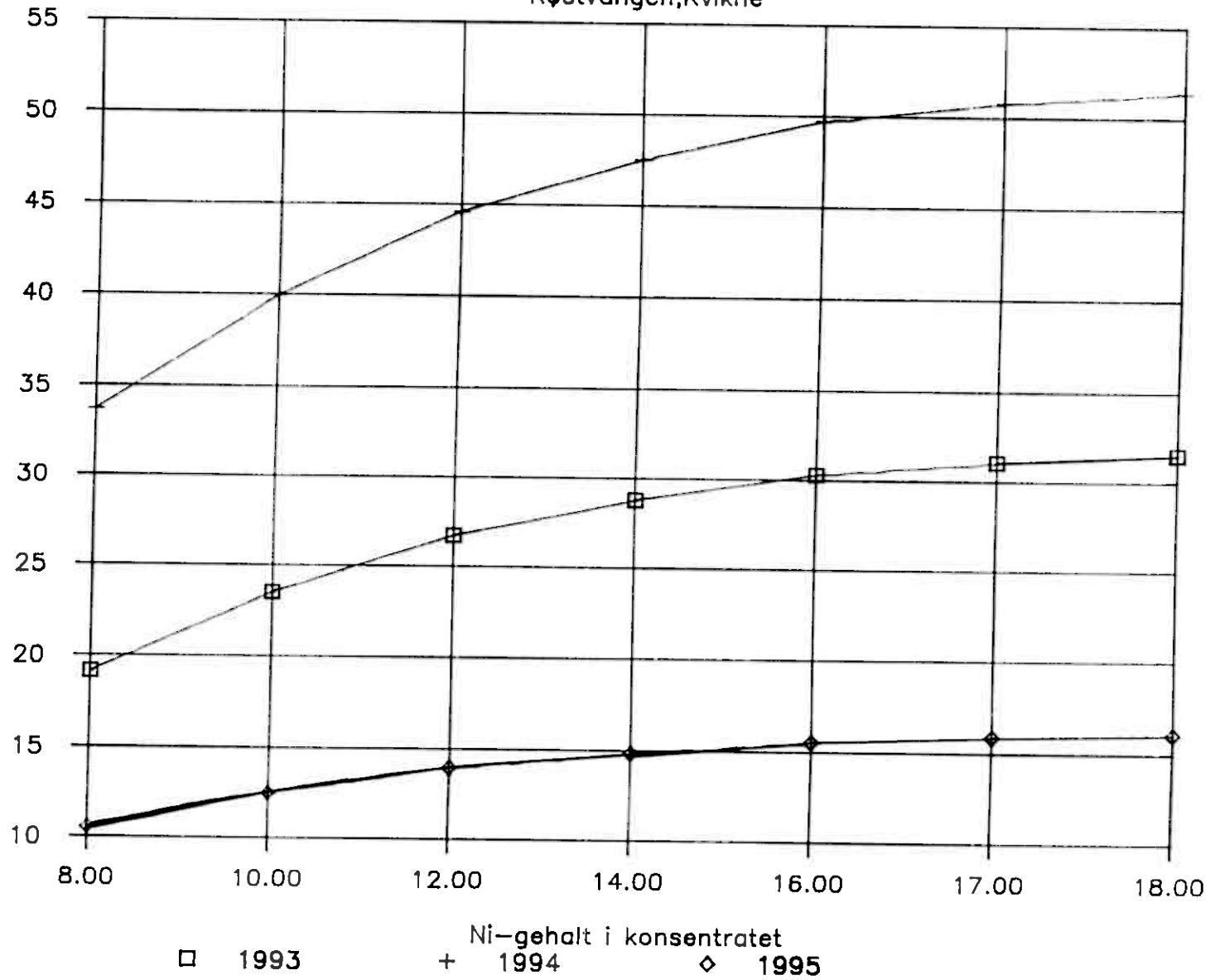


FIGUR 1

NETTO KONSENTRATVERDIER

Røstvangen, Kvikne

Netto kons. verdier M.NKr
(Thousands)

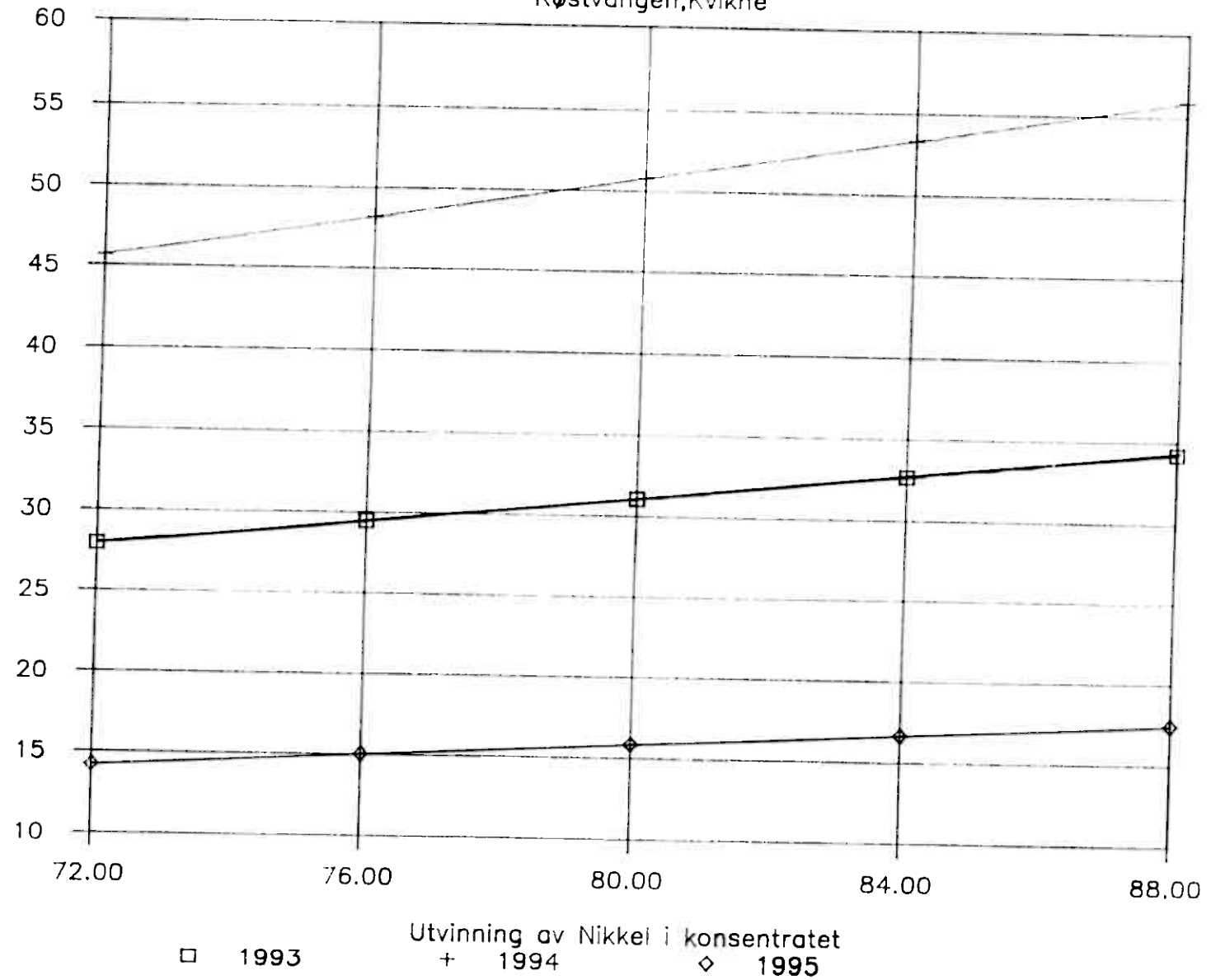


FIGUR 2

NETTO KONSENTRATVERDIER

Røstvangen, Kvikne

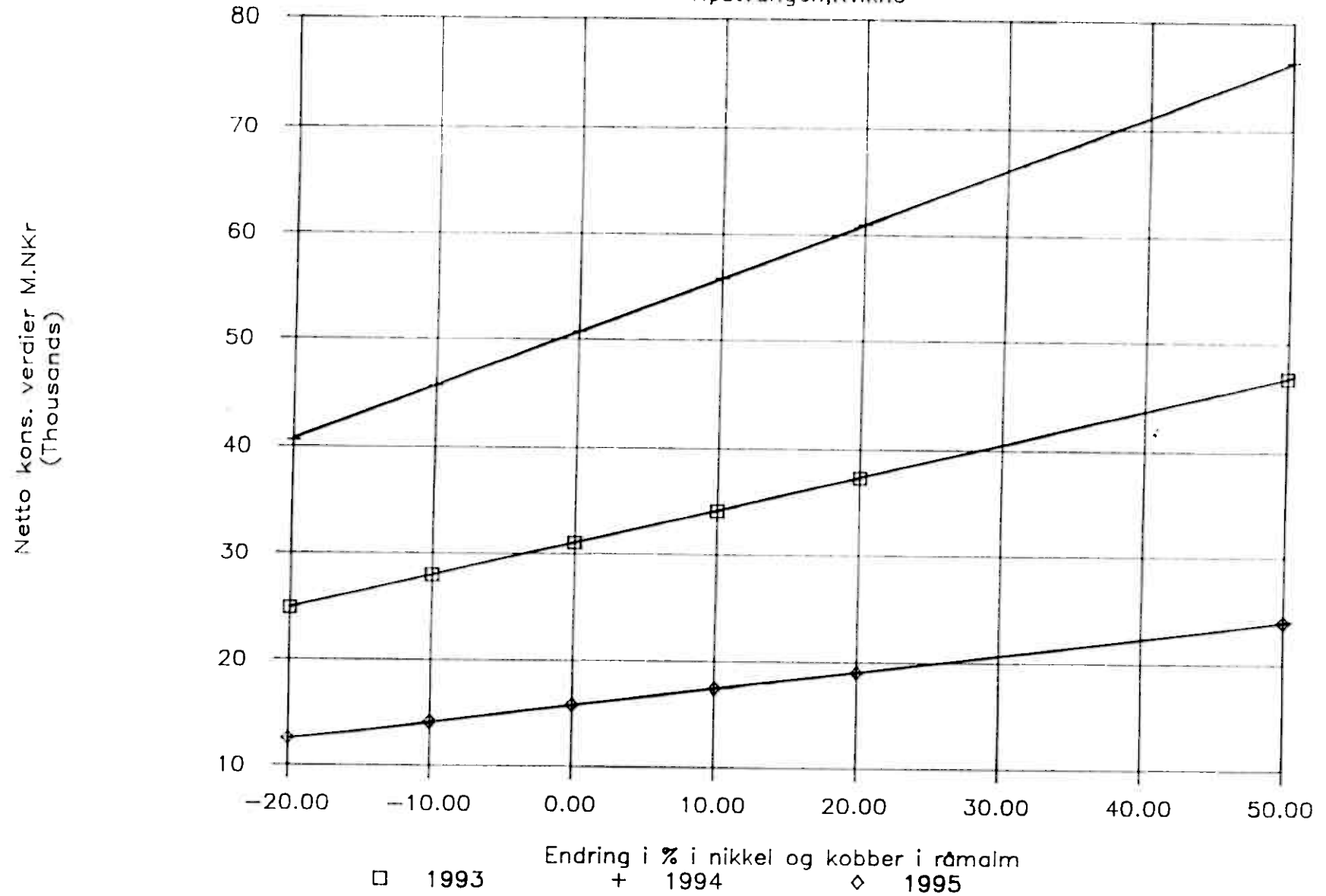
Netto kons. verdier M.NKr
(Thousands)



FIGUR 3

NETTO KONSENTRATVERDIER

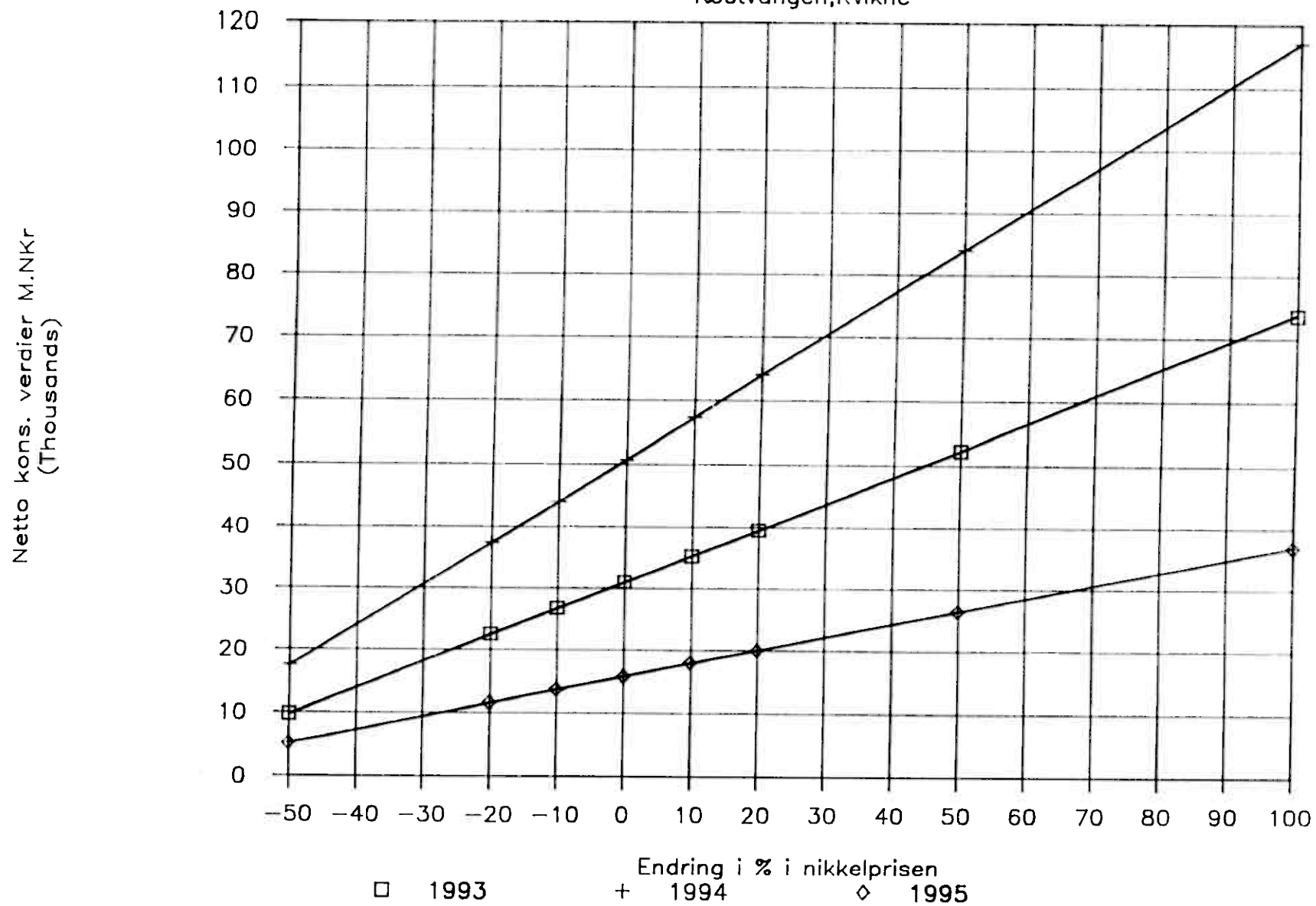
Røstvangen, Kvikne



FIGUR 4

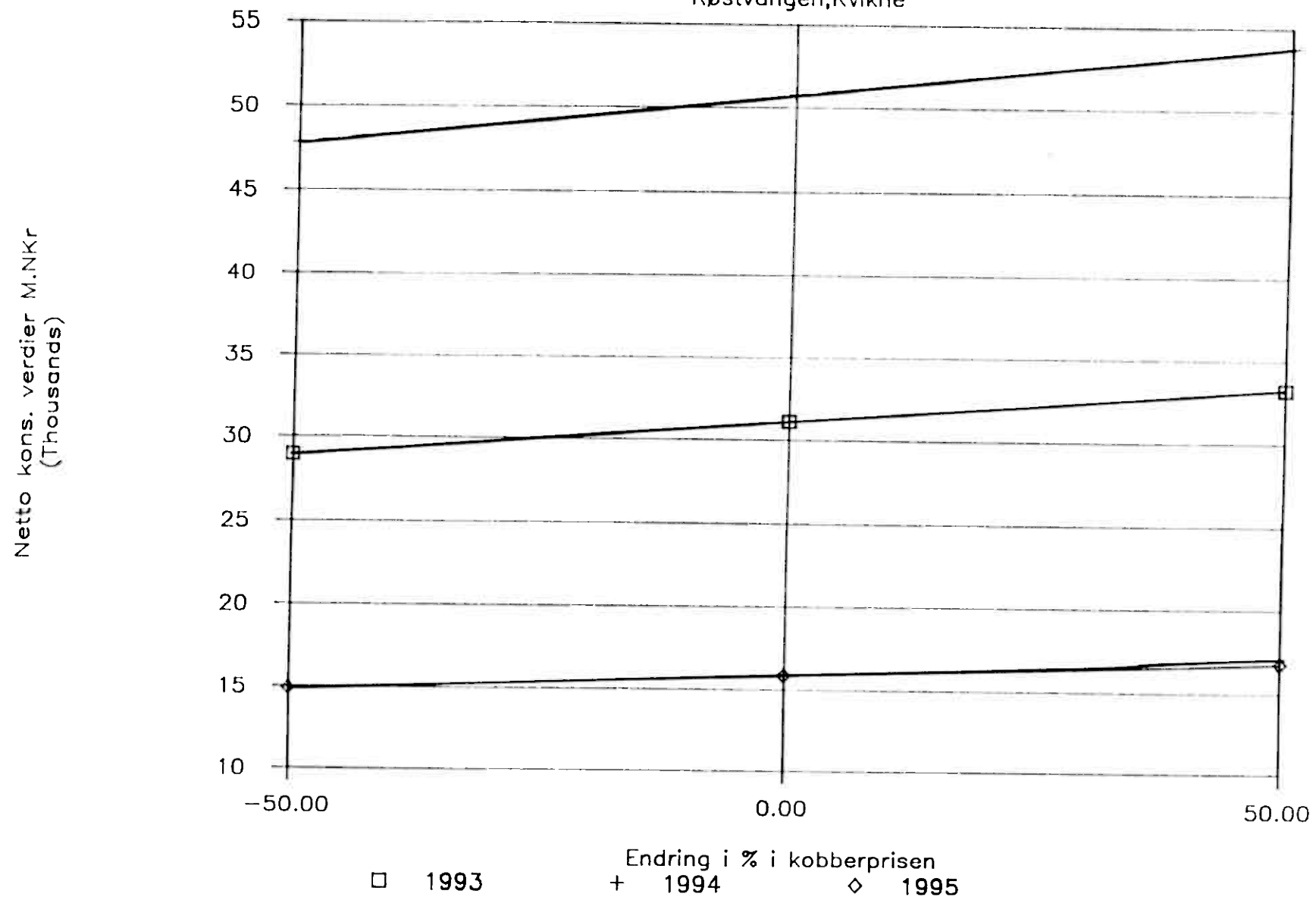
NETTO KONSENTRATVERDIER

Røstvangen, Kvikne



NETTO KONSENTRATVERDIER

Røstvangen, Kvikne



FIGUR 6

MILJØ.

Det er to hovedproblemer som må løses på miljør siden. Det ene er deponering av avgangsmasse ved Røstvangen og det andre er avrenning og rehabilitering av gruveområdet på Vakkerlien.

Kartlegging av forurensningssituasjonen ved Røstvangen er tidligere utført av NIVA. Prøvetaking av avrenning fra gruveområdet på Midthø og ved oppredningsanlegget viser at ca. 2/3 av tungmetalltilførselen til Stubsjøen kommer fra tippene ved Røstvangen. Dette innebærer at man er interessert i å gjøre noe her for å redusere forurensningen og Bergvesenet/NIVA har sist sommer prøvetatt tippene med tanke på dette.

Den tidligere slamdammen til anlegget på Røstvangen kan meget enkelt utbedres, og brukes for deponering av avgang fra malmen på Vakkerlien og tippene ved Røstvangen. Avgangsdeponi under vann antas å bli akseptert av SFT som en permanent løsning.

Prøvetaking av overflate- og grunnvann nedenfor slamdammen ble gjort av NIVA sist høst, dette for å få bedre oversikt over dreneringsmønsteret fra dammen og å skaffe grunnlagsmateriale for en eventuell konsekvensanalyse.

I en driftsfase vil man måtte ha et vanlig kontrollopplegg med ukentlig og månedlig prøvetaking.

Ved Vakkerlien må man i driftstiden ha et opplegg for slamfelling og eventuelt kalking av pumpevann fra gruva. Dette skjer rent praktisk ved at man bygger en liten dam og har et automatisk opplegg for pH-målinger og kalktilførsel. Et absolutt krav fra SFT antas å være fullstendig vannfylling av gruva etter at driften er slutt, dette vil meget enkelt kunne gjennomføres.

Hele dagbruddet må fylles med gråbergmasser og overdekkes ved å legge tilbake opprinnelig overdekke. Denne løsningen gir en god løsning rent utseendemessig men kan skape problemer med utlaking av tungmetaller i den del av massene som ligger over vannivået. Det vil derfor være nødvendig med en viss sortering av gråbergmassene i driftstiden slik at sulfidholdig sideberg kan legges under et fremtidig vannspeil.

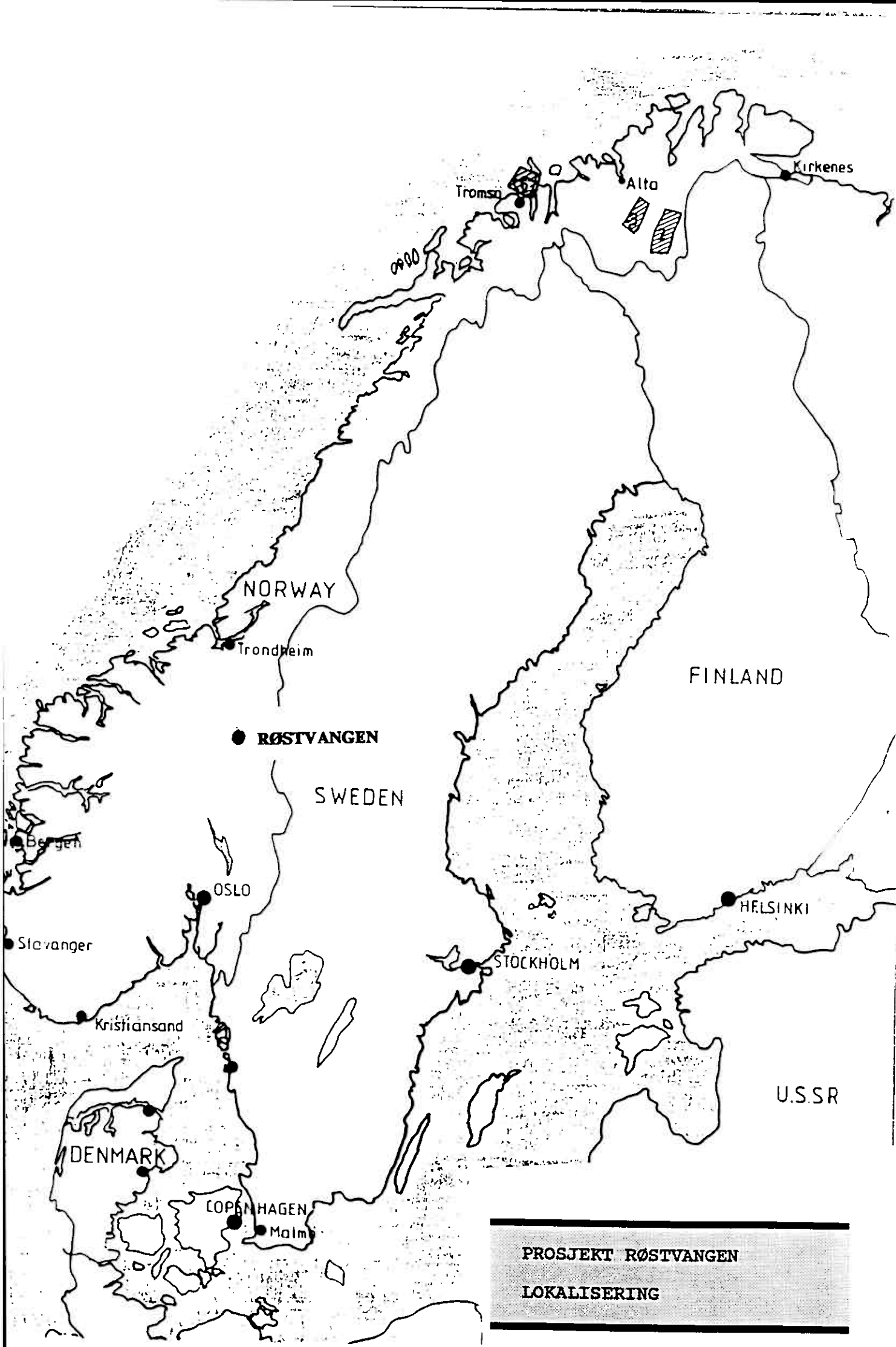
Forøvrig må man også ved gruva regne med et kontrollopplegg med jevnlig prøvetaking. Nåsituasjonen er kartlagt ved prøvetaking utført av NIVA sist høst.

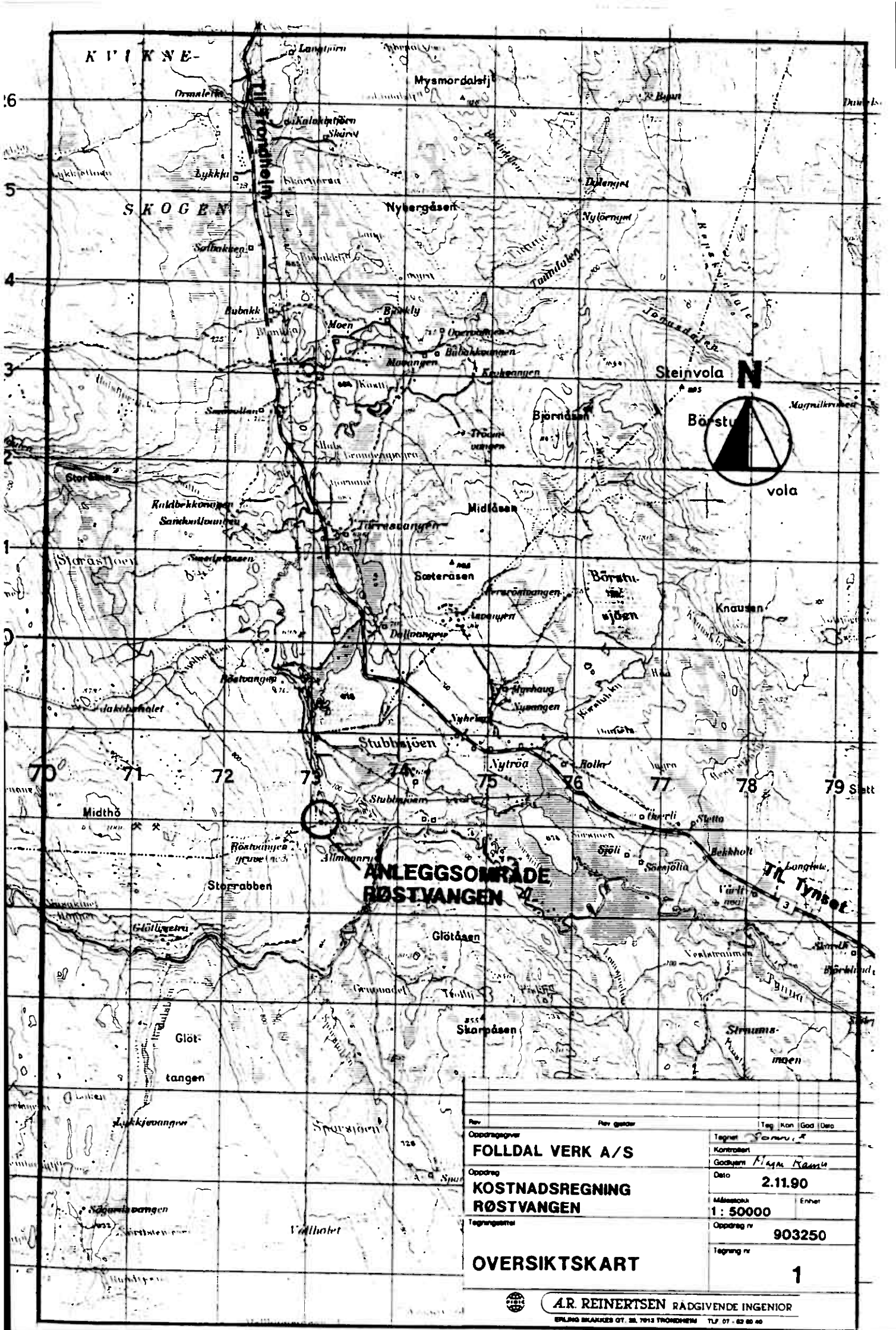
FORSLAG TIL VIDERE ARBEIDER I 1991.

Det videre arbeide kan inndeles i tre deler.

1. Detaljert undersøkelse av hele malmen med oppboring av alle profiler, profilavstand 50 m. Dette betyr ca. 2.000 m diamant- eller slamboring. Arbeidet bør starte snarest og være avsluttet juni/juli 1991. Gir grunnlag for endelig malmberegning.
2. Kontakt med grunneiere, kommunale- og fylkeskommunale instanser. Staten ved Bergvesenet og SFT orienteres om planene. Her bør også diskuteres mulighetene for å få økonomisk støtte for fjerning av tippmasser Røstvangen.
3. Gjennomføre konsekvensanalyse og forberede søknad om utslippstillatelse. Etter at diamantboringen er fullført skal en ny lønnsomhetsvurdering utføres, dersom denne bekrefter tidligere vurdering starter arbeidet med detaljplanlegging. Her inngår også endelige oppredningsforsøk. Avsluttes i løpet av 1991.

Parallelt med arbeidet i Vakkerlien og på Røstvangen fortsetter undersøkelsen i nærområdet forøvrig med tanke på å øke malmreservene. Her er spesielt boringene ved Sivillvangen av betydning men også videre arbeide i Kaltberget og Olkar kan gi økning i malmgrunnlaget.





Rev	Rev gælder	Teg	Kan	God	Oslo
Oppdragsgiver		Tegnet			
FOLLDAL VERK A/S		Kontrollert			
Oppdrag		Godkjent			
KOSTNADSREGNING		Dato			
RØSTVANGEN		2.11.90			
Tegningens nr		Målestokk			
1		1: 50000			
Tegning nr		Oppdrag nr			
1		903250			

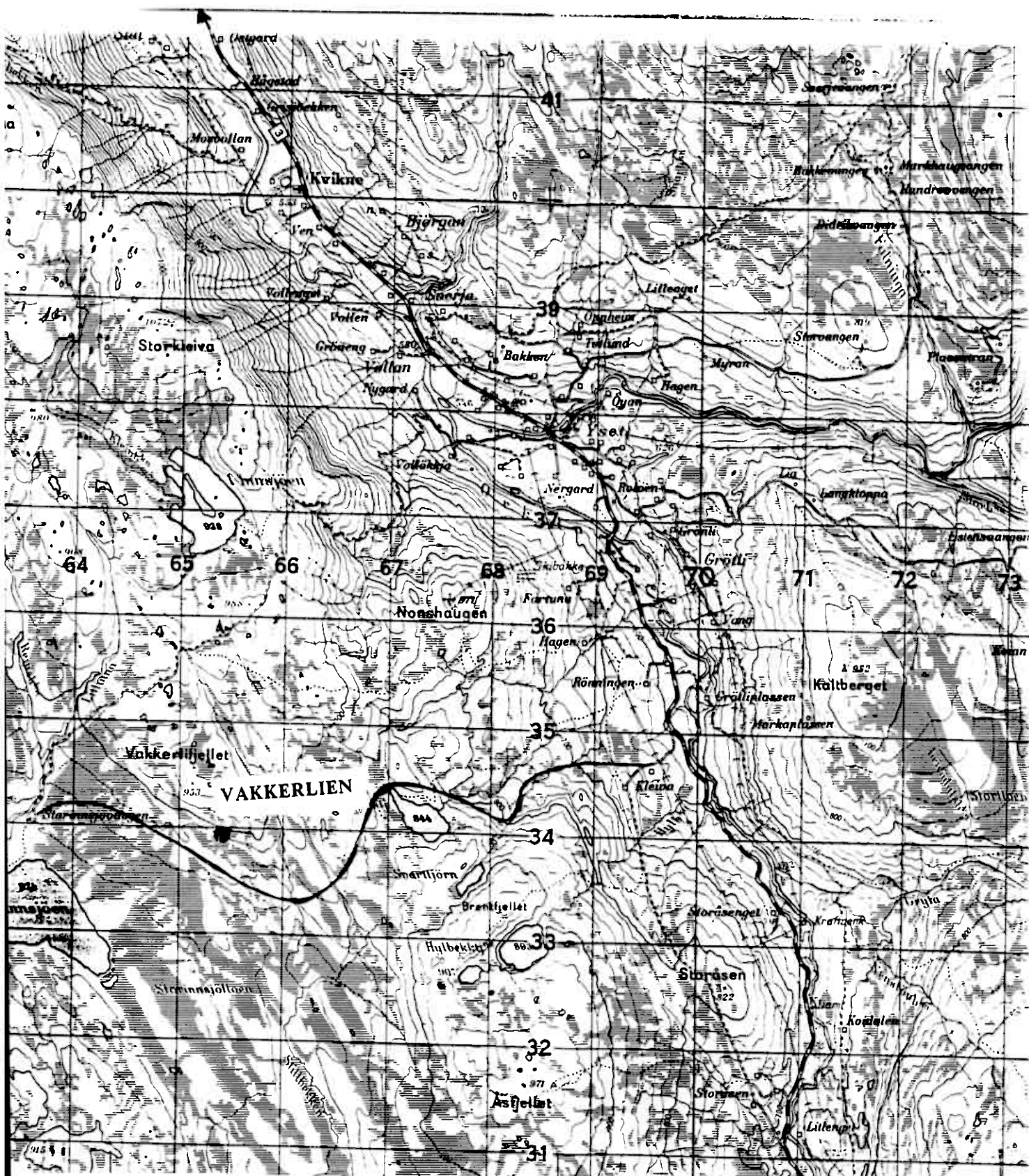
OVERSIKTSKART



A.R. REINERTSEN RÅDGIVENDE INGENIØR

BRUNNEN 07. 28. 7013 TRONDHEIM TLF. 07 - 62 80 40

TIL TRONDHEIM



TIL RØSTVANGEN

**VAKKERLIEN
OVERSIKTSKART
CA. VEITRACE**

M = 1 : 50.000

BILAG 1 A - 1 B

BILAG 1 A

VAKKERLIEN NI-FOREKOMST.

GEOLOGI:

Forekomsten ble funnet ved hjelp av en rapportert kisblotning av A/S Sulfidmalm i 1975.

Geofysiske målinger og diamantboring bragte frem en mineralisert sone som er ca. 1.250 m lang.

Denne består av en avlang mineralisert linse innenfor en lang kropp av meta-gabbro. Gabbroen, samt en annen gabbro ved siden av har lengderetningen parallelt med regional lineasjon og stuper meget slakt mot øst. Mineraliseringen blir antakelig kuttet av en forkastning like SØ for profil 11.300. Mulig fortsettelse SØ for denne forkastning er ikke blitt funnet med spredt boring i området.

Begge gabbroer varierer sonevis i sammensetning fra meta-gabbro til meta-ultrabasit. De mafiske legemene er omgitt av glimmerskifer som stedvis blir intrudert av ganger og uregelmessige intrusjoner av trondhemitt.

Sulfidmineralisasjonen er konsentrert i midten av gabbroen. Den består av magnetkis, pentlanditt og kobberkis samt litt pyritt. Gersdorfitt og violarit treffes som aksessoriske malmmineraler. Pentlanditten forekommer hovedsakelig som selvstendige korn.

Mineraliseringen varierer fra massive kisårer til finere årer og videre til impregnasjonsmineralisering.

Setter man malmgrensen etter cut-off verdien 0,4 % Ni varierer malmlinsen fra 1 til 6 m i tykkelse og 15 til 45 meter i bredde. Fallet varierer fra 0 til ca. 20° N. Det er mulig at linsen deler seg i to mot vest.

Figurene 1 og 2 viser et geologisk kart rundt Vakkerlien-forekomsten samt et tverrsnitt over malmsonen. Figurene 3 - 8 viser malmtverrsnitt i flere profiler.

BILAG 1 B

MALMRESERVER.

SAMMENDRAG.

De totale malmreserver, med cut-off 0,4 % Ni, er anslått til:

Renmalm in situ	310.193 t - 1,20 % Ni - 0,44 % Cu
Råmalm, brytbar	362.650 t - 1,01, % Ni - 0,37 % Cu

Brytningen er planlagt delvis som dagbrudd og delvis som underjordisk drift.

Gråberginnblanding med svakt mineralisert tilblandingsssten - 0,2 % Ni, 0,05 % Cu - er beregnet til 20 % i dagbruddsdrift og 25 % i underjordsdrift. Malmtap er beregnet til 5 % for begge driftstyper.

GEOLOGISKE RESERVER.

Malmberegningen er basert på Ni- og Cu- analyser fra en rapport BV-R 2000 fra Bergvesenet levert av A/S Sulfidmalm. Rapporten er skrevet i 1976 etter en omfattende diamantborprogram foretatt av samme selskap.

Det finnes litt avvikende analyseresultater fra samme bormateriale i A/S Prospekterings arkiver. Årsaken til de to ulike analyseresultater har vi ikke kunnet få klarhet i inntil nå.

Malmberegningen er utført med konvensjonelt dataprogram i Minenet.

Egenvektene for hver analysert prøve er beregnet i fra en regressjonslinje, som er konstruert mellom Ni % og en serie målte egenvekter. I selve malmberegningen er det brukt gjennomsnittseigenvekter for hvert enkelt polygon også når det gjelder veiing av gehalter. Enkeltanalyser er ikke veiet med egenvekt da Minenet-programmet enda ikke har en slik veiningsmulighet. Dette har sannsynligvis ført til litt lavere gehalter enn man ellers hadde fått.

I in situ reserveberegninger er det brukt to cut-off verdier: 0,4 % Ni og 0,6 % Ni.

Sikkerhetsgraden av reserveanslag er variabel i de ulike deler av forekomsten, på grunn av ujevn dekking av diamantboring. Som regel er forekomsten boret med 50 m profilavstand men i de østligste deler delvis med 100 m avstand.

Selv om 50 m profilavstand burde halveres for å oppnå en sikker nok reserveanslag, er den vestlige tettere borede delen klassifisert som påvist malm på grunn av meget regelmessig løp av oppboret malm. Resten av forekomsten er klassifisert som sannsynlig og delvis mulig.

Malmtolkningen i de mulige reserver er gjort slik at det burde kunne avdekkes noe tilleggsreserver ved ytterlig diamantboring, dvs. malmarealet i de dårlig oppborede profiler er tolket mindre enn i de tettborede naboprofiler, hvor tolkningen er sikrere.

Det er en ting til som kan ha noen påvirkning på malmreservene. Det har vist seg at det tydelig er noe unøyaktighet med plassering av enkelte borhull i kartet, slik at plasseringen av alle borhullene skal sjekkes.

I det følgende er de beregnede reserver angitt.

Geologiske reserver in situ
Cut-off 0,4 % Ni

	Tonn:	% Ni	% Cu
Påvist	132.710	1,06	0,41
Sannsynlig + mulig	177.483	1,31	0,46
Totalt	310.193	1,20	0,44

Cut off 0,6 % Ni

	Tonn:	% Ni	% Cu
Påvist	89.901	1,33	0,52
Sannsynlig	103.525	1,90	0,64
Totalt	193.426	1,63	0,59

I tabell 1, er blokkvis presentasjon av in situ malmreservene etter borprofiler med cut-off 0,4 % Ni.

BRYTBARE RÅMALMRESERVER.

Her er det antatt at all malm som har en minstemektighet på 1 m kan brytes. Som cut-off er det brukt 0,4 % Ni i renmalmen. Malmtap er beregnet til 5 % og gråberginnblanding til 20 % i planlagt dagbruddsdel (X = 10.200 - X = 10.650), samt til 25 % i den planlagte underjordsdelen av malmen. Som gehalter for gråberg er 0,2 % Ni og 0,05 % Cu brukt.

(X = 10.700 - X = 11.300)

Med disse grunnlagene er brytbare råmalmreserver listet opp som årlig produksjon.

	Tonn:	% Ni:	% Cu:	
1. år	151.289	0,91	0,35	X = 10.200 - X = 10.650, dagbrudd
2. år	147.155	1,21	0,43	X = 11.050 - X = 11.300, underjord
3. år	64.206	0,82	0,26	X = 10.700 - X = 10.950, underjord
Totalt	362.650	1,01	0,37	

IN SITU ORE RESERVE ESTIMATION 19.12.1990

polygons: s_a_n1_0.4_*
 profile: x=10200 - 11300
 codes: 1

profile	intersection length	ni	cu	sg area m2	density	projection range	tons
x=10200	2.00	0.98500	0.17500	3.14735	15	3.147	2430
x=10250	4.00	1.26500	0.28000	3.20060	15	3.201	2423
x=10300	10.00	0.87279	0.19225	3.12601	97	3.126	15213
x=10350	13.40	1.05732	0.26541	3.16110	90	3.158	14251
x=10400	11.00	0.97222	0.41154	3.14492	129	3.142	20272
x=10450	9.20	0.83816	0.22662	3.11942	80	3.119	12474
x=10500	7.80	0.74000	0.38830	3.10075	66	3.098	10168
x=10550	16.00	1.61405	0.67168	3.26699	136	3.265	22235
x=10600	4.00	0.80833	0.75671	3.11374	81	3.113	12590
x=10650	14.10	1.09045	0.36500	3.16740	130	3.166	20653
x=10700	4.00	2.04448	0.56250	3.34886	60	3.341	10042
x=10750	6.00	0.69493	0.12343	3.09218	66	3.091	10261
x=10800	0.00				0	0.000	0
x=10850	4.00	0.58100	0.09375	3.07051	35	3.070	3619
x=10900	1.00	1.42000	0.00000	3.23008	27	3.230	4372
x=10950	11.00	0.64817	0.37255	3.08328	111	3.083	25775
x=11050	14.00	2.05618	0.81622	3.35108	155	3.302	51187
x=11150	7.00	0.95358	0.32222	3.14139	103	3.140	32399
x=11200	4.60	1.47146	0.21821	3.23987	109	3.235	17638
x=11250	8.20	0.80013	0.44643	3.11218	87	3.112	13490
x=11300	4.00	0.88367	0.36689	3.12807	56	3.126	8700
total	155.30	1.20358	0.44188	3.18892	1650	3.1774	310193

IN SITU ORE RESERVE ESTIMATION 19.12.1990

profile: x=10200 - 11300
 codes: 1

limit	tons	ni	cu	sg
ni > 0.60	193426	1.634	0.587	3.271
ni < 0.60	116766	0.491	0.201	3.053
total	310193	1.204	0.442	3.189

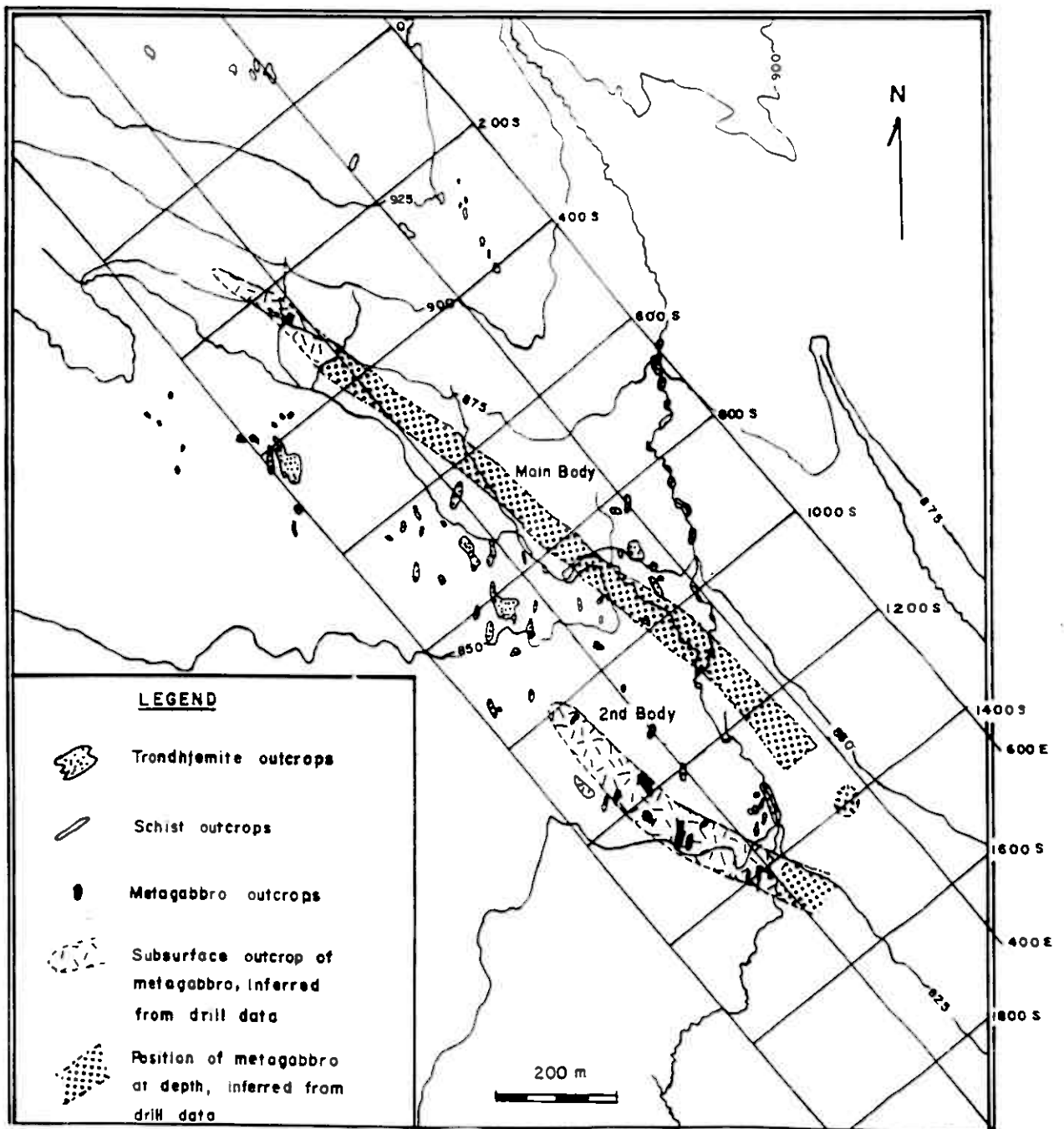


Fig. 1: Geologisk kart rundt Vakkerlienforekomsten etter J.F.H. Thompson, F. Nixon og R. Sivertsen

X=10880
Y=10200
Z=870

Z=870

Z=870

X=10880
Y=10200
Z=870

088014

088014

X=10880
Y=10200
Z=870

CORE HOLE:

	length	start	end
d-11	26.10	0.00	0.00
d-28	26.06	0.00	0.00
d-10	29.18	0.00	0.00
d-28	22.40	0.00	0.00
d-18	40.00	0.00	0.00

TEGNFÖRKLARING:

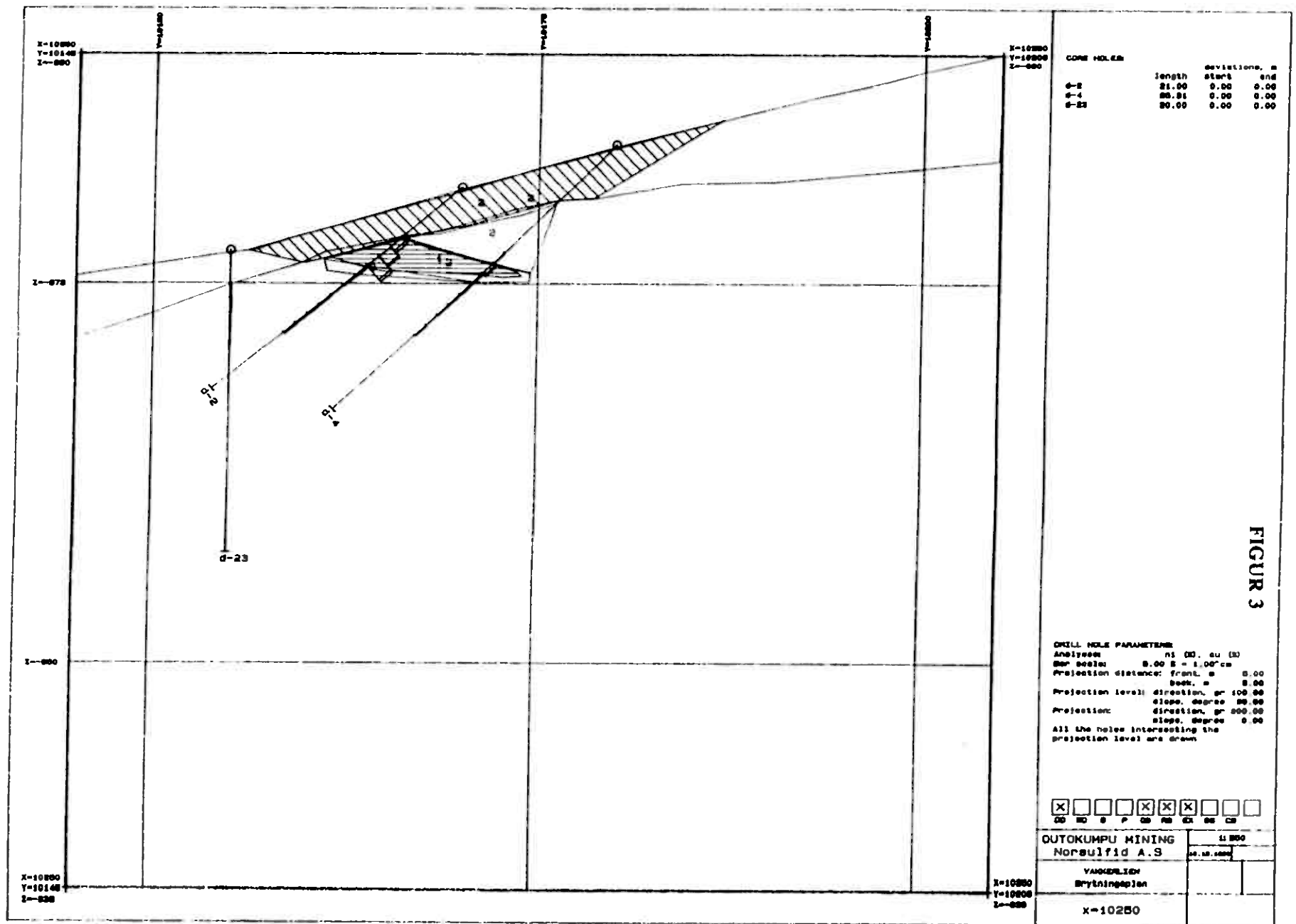
	Lösmasser
	Skifer
	Gabbro
	Malm

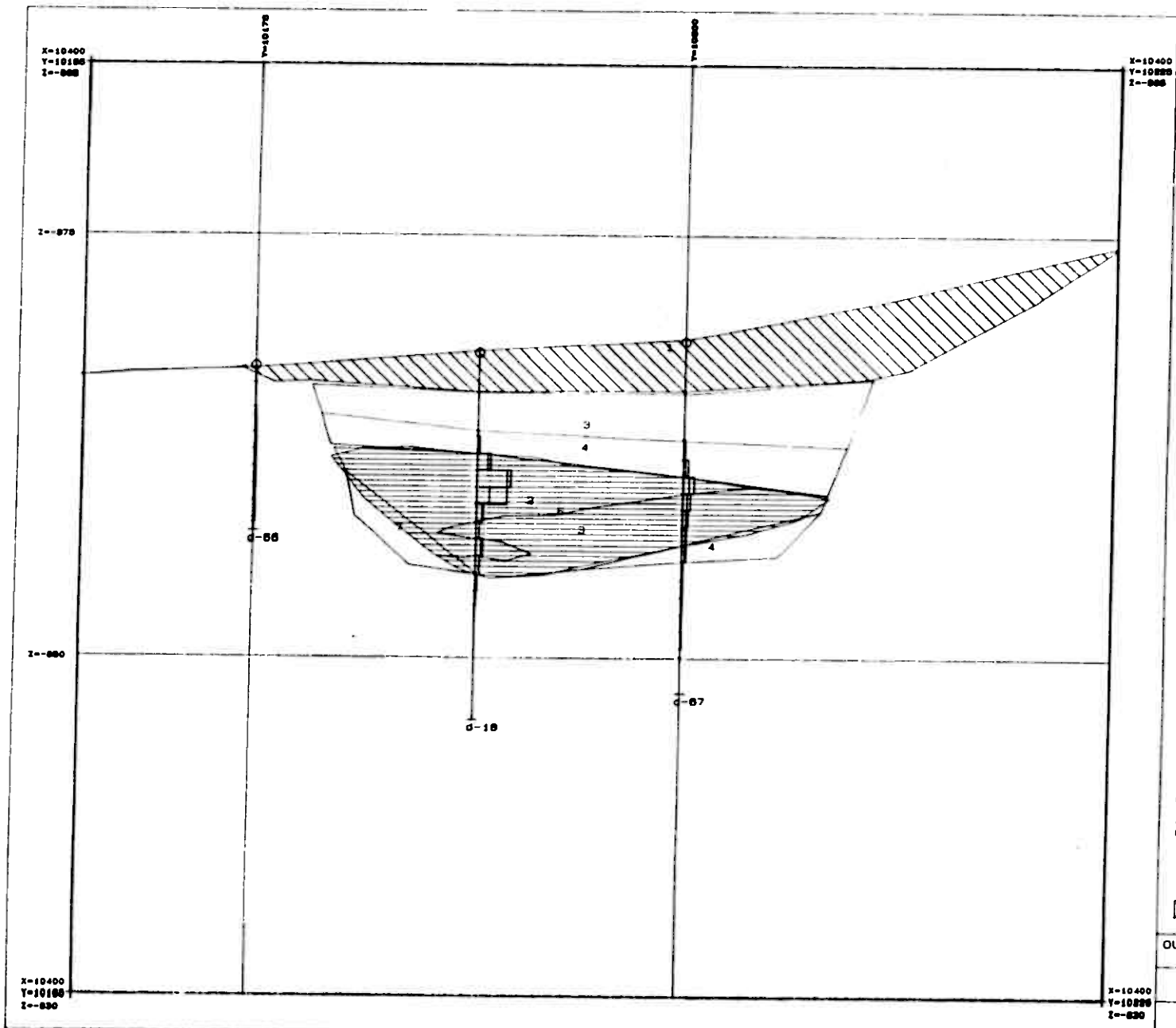
DRILL HOLE PARAMETERS:
 Analysis: ni (N), cu (N)
 Bar scale: 5.00 N = 1.00" ca
 Projection distance: front, m 20.00
 back, m 20.00
 Projection level: direction, gr 100.00
 slope, degree 90.00
 Projection: direction, gr 200.00
 slope, degree 0.00
 All the holes intersecting the
 projection level are drawn

☒ ☐ ☐ ☐ ☒ ☒ ☐ ☐ ☐ ☐

OUTOKUMPU MINING	1:250
Norsulfid A.S.	17.4.1984
VÄNERN	
Geological profile	
x=10550	

FIGUR 2





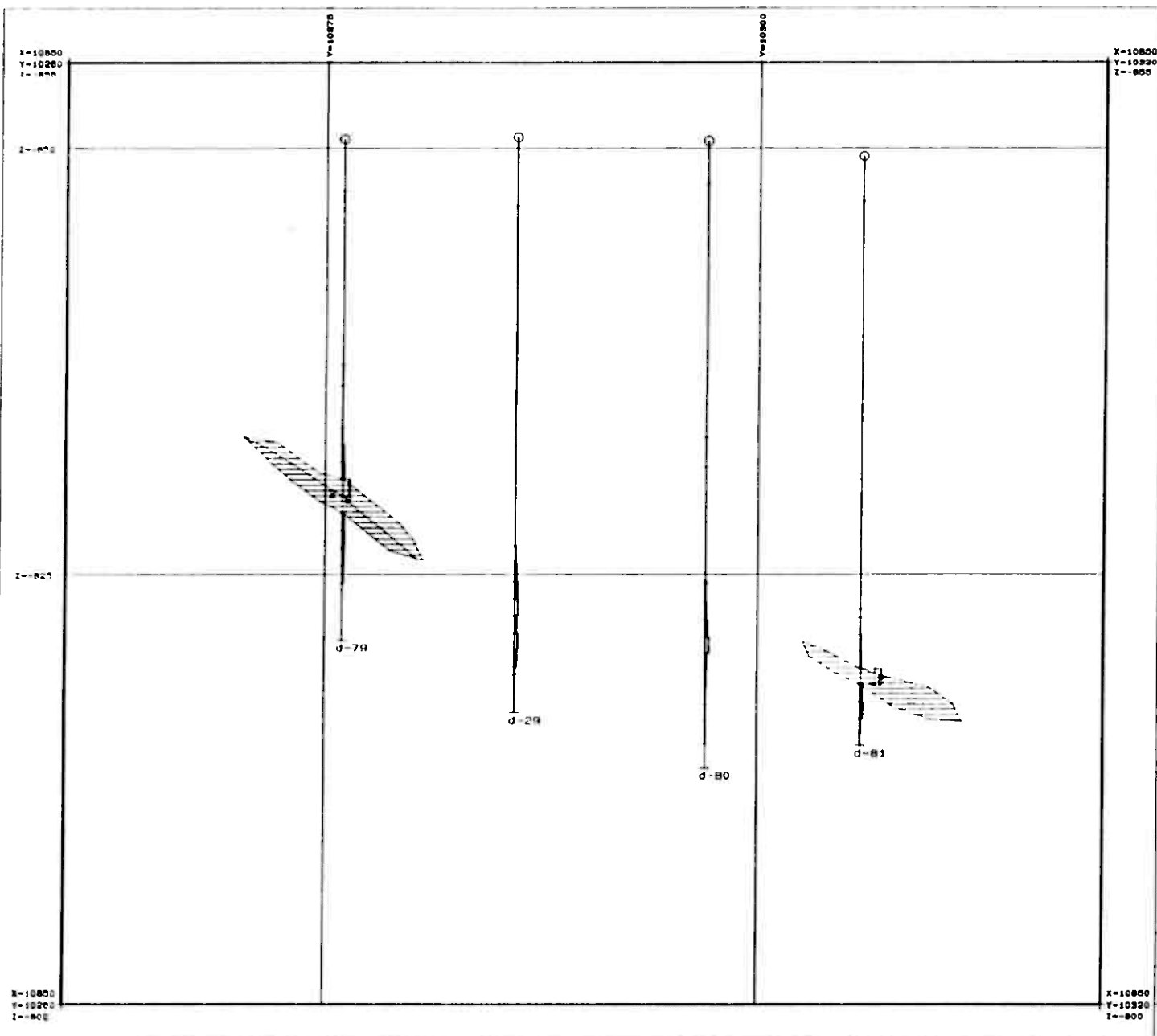
CONCRETE HOLE:

	length	deviations, m
	start	end
C-10	21.00	0.00 0.00
C-67	20.75	0.00 0.00
C-66	9.00	0.00 0.00

FIGUR 4

DRILL HOLE PARAMETERS
 Analysis: ni (S), cu (S)
 Bar Sealer 0.00 S - 1.00 cm
 Projection distance: front, m 5.00
 back, m 5.00
 Projection level: direction, gr 100.00
 slope, degree 80.00
 Projection: direction, gr 200.00
 slope, degree 0.00
 All the holes intersecting the projection level are drawn

☒	☐	☐	☐	☒	☒	☒	☐	☐	☐
DO	SO	S	P	OB	RB	EX	SB	CS	
OUTOKUMPU MINING Norbultid A.S								1:200	
YANKERLSEN Brytningesplan								2]	
X=10400 Y=10800 Z=830								X=10400	



DRILL HOLE PARAMETERS			
Analysis: n1 (%) Cu (%)			
Bar scale: 0.00 1 = 1.00 cm			
Content classes (n1): below 0.4000			
	0.6000	1.0000	
	1.0000	2.0000	
	2.0000	over	
Projection distance: front, m	20.00		
back, m	20.00		
Projection level: direction, gr	100.00		
slope, degree	90.00		
Projection: direction, gr	200.00		
slope, degree	0.00		

All the holes intersecting the projection level are drawn

☒	☐	☐	☐	☒	☐	☐	☐	☐	☐
DD	RD	B	P	OB	HB	EX	GS	CS	

OUTOKUMPU MINING		1:250	
Norsulfid A.S.		10.4.1984	
VAROJELIEN			
Metsäkroopp			
X=10850			
Y=10250			
Z=800			
X=10850			
Y=10250			
Z=800			

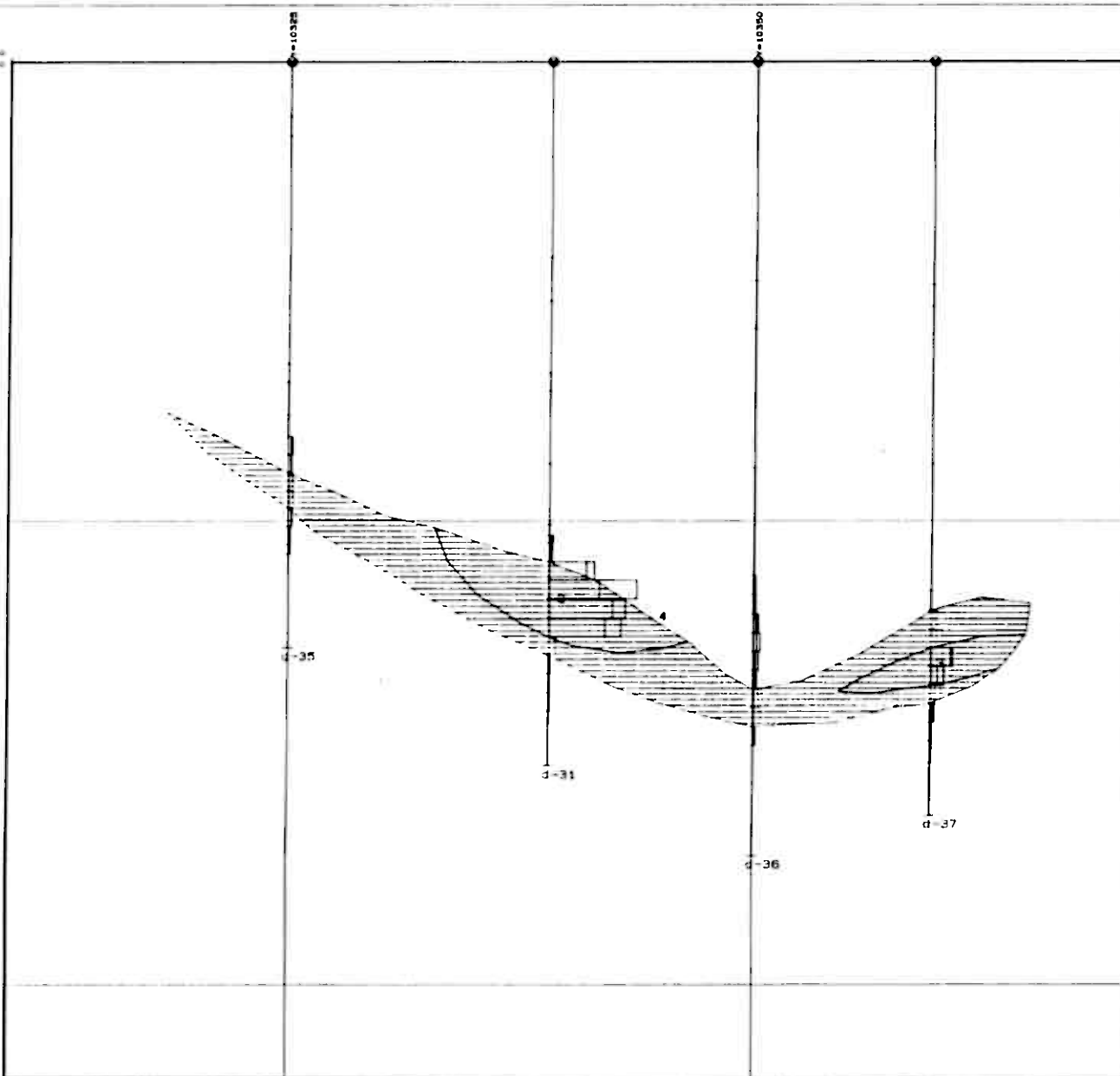
FIGURE 6

X=11050
Y=10370
Z=770

Z=770

Z=770

X=11050
Y=10370
Z=770



X=11050
Y=10370
Z=770

X=11050
Y=10370
Z=770

CORE HOLES

	length	start	end
d-31	53.90	0.00	0.00
d-35	48.80	0.00	0.00
d-36	80.00	0.00	0.00
d-37	80.00	0.00	0.00

DRILL HOLE PARAMETERS

Analysis: m1 (SI), cu (SI)
 Bar scale: 5.00 S - 1.00%
 Content classes (m1): below 0.4000

0.0000 - 1.0000
 1.0000 - 2.0000
 2.0000 - 3.0000

Projection distance: front, m 0.00
 back, m 0.00

Projection level: direction, gr 100.00
 slope, degree 90.00

Projection: direction, gr 100.00
 slope, degree 90.00

All the holes intersecting the
 projection level are shown

☒ ☐ ☐ ☐ ☒ ☐ ☐ ☐ ☐ ☐

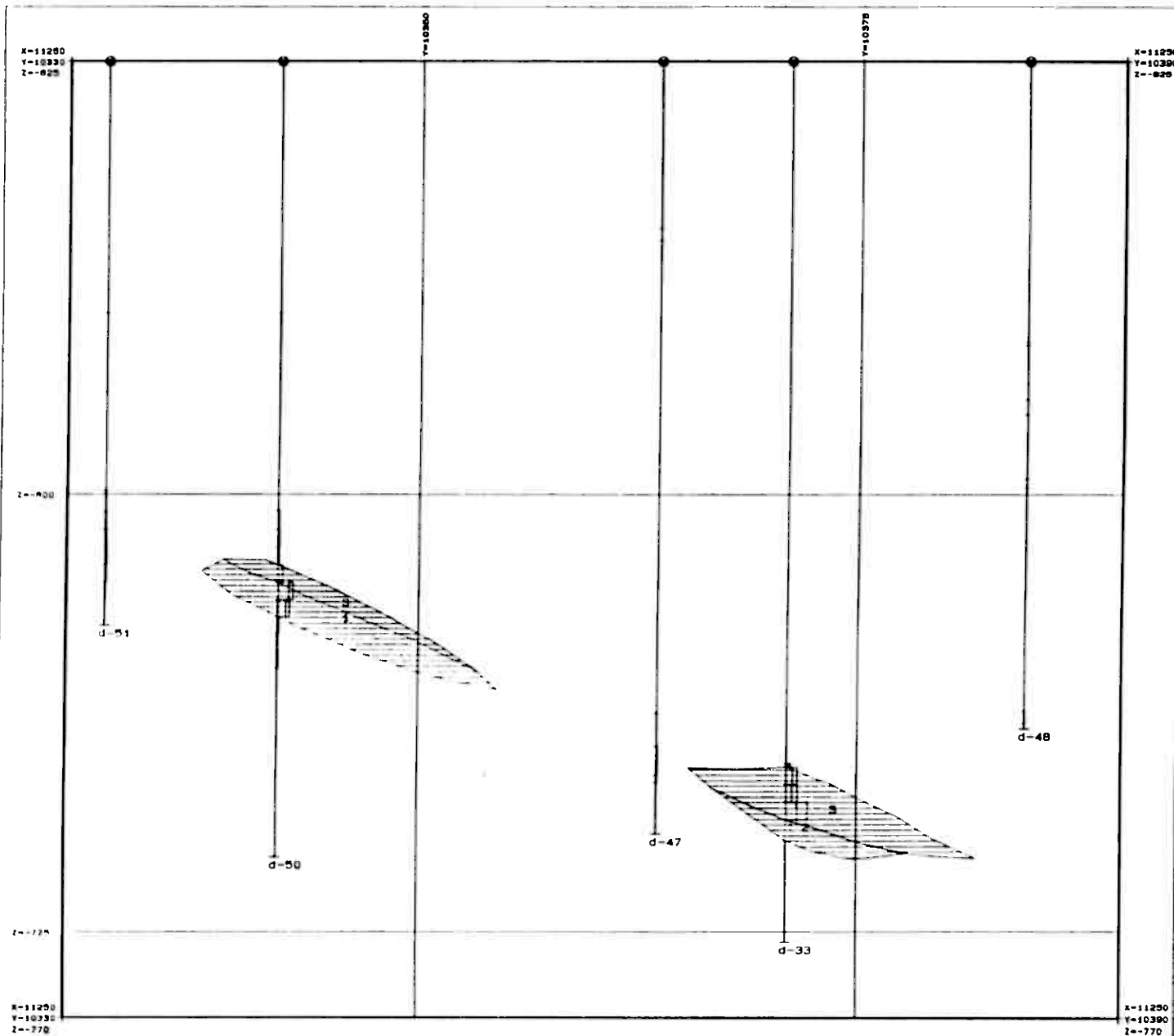
OUTOKUMPU MINING
 Norsulfid A.S.

1:250

VARKENIEN
 Melnikropp

X=11050

FIGUR 7



CORE HOLES:

	length	start	end	deviations, m
d-33	88.00	0.00	0.00	
d-50	80.70	0.00	0.00	
d-47	87.30	0.00	0.00	
d-48	85.40	0.00	0.00	
d-51	41.50	0.00	0.00	

DRILL HOLE PARAMETERS:
 Analyses: ni (N), cu (N)
 Bar scale: 8.00 N = 1.00"cm
 Content classes (ni): below 0.4000
 0.8000 - 1.0000
 1.0000 - 2.0000
 2.0000 - over
 Projection distance: front, m 20.00
 back, m 20.00
 Projection level: direction, or 100.00
 slope, degree 90.00
 Projection: direction, or 200.00
 slope, degree 0.00
 All the holes intersecting the
 projection level are drawn

☒ ☐ ☐ ☐ ☒ ☐ ☐ ☐ ☐ ☐
 CO SO S P OO PB EX OS CB

OUTOKUMPU MINING
 Norssulfid A.S.
 1:250
 VANHELEIN
 Helsinki
 X=11250
 Y=10390
 Z=-770

FIGUR 8

BILAG 2 A - 2 B

SAMMENDRAG

Rapporten vurderer driftsopplegg/drivemåte for utvinning av Vakkerlien-forekomsten basert på en entreprenørmodell i gruva.

Alle løsninger og produksjonsopplegg er basert på at nødvendige tjenester skal være tilgjengelige i entreprenørmarkedet.

Utredningen forutsetter videre en samlet malm-mengde på ca. 340.000 tonn.

Det er ikke gjort vurderinger knyttet til endringer i malm-mengder, men selve gruvedriften er, pga. forekomstens beskaffenhet, ikke svært ømfintlig for variasjon i mengder.

Levert på Røstvangen vil malm fra Vakkerlien i henhold til denne utredningen koste 115 kr/tonn.

I disse tallene ligger det betydelige optimaliseringsmuligheter.

~~Økte~~^{Gjeld} mengder er forutsatt drevet ut over 3 sommersesonger à 8 måneder. Det er ikke lagt opp til vinterdrift.

Miljømessige konsekvenser synes relativt beskjedne.

VAKKERLIEN-FOREKOMSTEN (KVIKNE)

**DRIFTS- OG KOSTNADSVURDERINGER
GRUVEDRIFT**

FORELØBIG!

INNHold

- 1.0 BAKGRUNN**
- 2.0 MALMBEREGNINGER - MASSEBEREGNINGER**
- 3.0 GEOLOGI, BORBARHET/SPRENGBARHET, SIKRINGSVURDERINGER**
- 4.0 DRIFTSOPPLEGG**
- 5.0 PRODUKSJONSMENGDER, TIDPLAN**
- 6.0 RESSURSER, BEMANNING**
- 7.0 MILJØ**
- 8.0 KOSTNADER**

1.0 BAKGRUNN

Vakkerlién er en nikkel/kopperforekomst som ligger ca. 25 km fra de nedlagte gruvene på Røstvangen, Kvikne.

MIKA A/S har, på oppdrag av Folldal Verk A/S (FV), gjort vurderinger av driftsopplegg og kostnader for utvinning av forekomsten.

2.0 MALMBEREGNINGER - MASSEBEREGNINGER

MIKA A/S har ikke gjort vurderinger av malmverdier, men beregnet malm-mengde på bakgrunn av merkede profiler av FV (Vedlegg 1).

Dette har vært nødvendig for å kunne vurdere driftsopplegg/kostnader, ikke for å overprøve angitte mengder (Risto Juhava, juni 1990).

Nødvendig løsmasseavdekning, gråbergmengde og gråberginnblanding i malmen vil være avhengig av drivemetode/driftsopplegg.

For å gjennomføre disse vurderingene er gjort to hovedforutsetninger:

- * Mellom Pel 200S - 680S taes malmen ut med dagbruddsdrift.
- * Mellom 680S - 1250S med underjordsdrift.

Selve malmen er formet som en buktende linse med svært variabelt tverrsnitt og varierende stigningsforhold.

Det er derfor på dette stadiet i prosjektet valgt å forutsette all malm tatt ut med liggerboring (tunnelboreriggen), også i dagbruddet.

Veggene i dagbruddet er forutsatt sprengt 10:1.

Er fjellet dårlig/ustabilt kan dette være noe knapt. Det er derfor i kostnads kalkylen forutsatt en del sikring (bolter) av veggene.

Over kortere strekninger faller malmen brattere enn 1:5,5. Dette gjør det nødvendig, på visse strekninger, å spreng ekstra mengder med gråberg for å få en slakere såle på disse strekningene.

På basis av ovenfor gitte forutsetninger har beregningene gitt følgende hovedtall:

	Løsmasse	Gråberg	Malm	
	fm3	fm3	fm3	tonn
Pel 2005-6805 (over jord)	57.250	148.433	50.399	161.279
Pel 6805-12505		91.471	56.660	181.312
Sum		239.904	107.059	342.591

3.0 GEOLOGI, BORBARHET/SPRENGBARHET, SIKRINGSVURDERINGER

MIKA A/S har ikke hatt anledning til å vurdere fjellforholdene, hverken insitu eller ved hjelp av prøvetaking.

I alle tall og vurderinger har vi derfor funnet det riktig å legge seg "på den sikre siden":

- * dårlig borbarehet/sprengbarehet ?
- * 1 stk. bolt pr. 2,25 m² i tunnelheng
- * 5 cm fiberarmert sprøytebetong på alle flater i tunnel-heng
- * spredt bolting i skjæringer mellom pel 4505 - 6805.

De relativt høye sikringsmengdene må også sees i sammenheng med, ikke en generelt dårlig/svake bergarter (gabbro), at valgte spenn i tunnelen på visse strekninger er forutsatt opp til 18 - 20 m før tverrsnittene deles. Det er i tillegg lagt vekt på at det skal arbeide mennesker med boring, lading osv. under disse hengene.

I en seinere fase i prosjektet bør det ligge et stort potensiale i å redusere forutsatt sikringsmengder.

4.0 DRIFTSOPPLEGG

På dette stadiet har det ikke, ut fra tids- eller kostnadsmessige hensyn vært riktig å forsøke å optimalisere et driftsopplegg.

Det forutsatte driftsopplegget er utformet på bakgrunn av følgende momenter:

- * Maskiner, nødvendig kunnskap etc. skal være tilgjengelig i det tradisjonelle entreprisemarkedet.

- * Det legges ikke opp til vinterdrift i gruva/forekomsten.
- * Opplegget må ivareta kravet til minst mulig gråbergsinnblanding og samtidig gi rom for en mest mulig rasjonell drift.

Ut fra disse forutsetninger/krav og MIKA's generelle driftserfaringer og kunnskap om entreprisemarkedet, er følgende opplegg forutsatt som basis for utredningen:

- * Forekomsten "åpnes" ved at det sprenges en adkomst ned til malmen mellom pel 6505 - 6805 der malmen gjør en "bukling" opp.
- * Mot nord drives dagbruddsdrift, mens det p.g.a. overdekning synes billigst å gå under jord fra ca. pel 6805 og sørover.
- * Bortsett fra selve adkomsten ned til forekomsten (ved pel 6505 - 6805) og et parti mellom 4505 - 6805 foregår all boring/sprengning ved hjelp av tunnelriggen, dvs. liggerboring.

Ved å gå inn på midten av forekomsten på denne måten, kan vekseldrift oppnås nesten hele tiden.

Det er på dette stadiet ikke gjort vurderinger med hensyn på driftsopplegg ut fra malmverdier osv.

Det forutsatte driftsopplegg er utelukkende valgt ut fra et kostnads-synspunkt.

Alle beregninger er basert på at malmen slutter ved pel ca. 1250S.

Det er ikke gjort forsøk på å optimalisere den mengden gråberg som må kjøres opp av gruva og hvilken mengde som kan bæres og legges direkte bak stuff.

Alle driftstall osv. er basert på følgende hovedutstyr:

- * CAT 980 C som hovedlastemaskin
- * 30 T gravemaskin til rensk og lasting
- * 2 stk. 14 m³ biler
- * 3-boms tunnelrigg

Avhengig av malmkroppens utforming er tverrsnittene forutsatt oppdelt i opp til 4 - 5 salver.

Dette for å begrense gråbergsinnblandingen.

5.0 PRODUKSJONSMENGDER - TIDPLAN

Forutsatt samlet malmmengde på 343.000 tonn og med en fordeling tilnærmet lik den som er gitt i Vedlegg 1, synes det riktig å ta ut malmen på 3 sesonger à 8 måneder, basert på to-skifts drift (67 timer/uke).

Dette er delvis også med henblikk på oppredningsprosessen.

I gruva gir dette en gjennomsnittskapasitet på:

$$\frac{346.963 \text{ fm}^3}{7 \times 4 \times 67 \times 3} = 62 \text{ fm}^3/\text{time}, \text{ forutsatt fellesferie.}$$

Kapasiteten er lav og bør gi rom for optimalisering.

På grunn av den lave kapasiteten vil så som lønnskostnader her til en viss grad bli mer tidsavhengige enn produksjonsavhengige.

Nødvendig kapasitet på boreriggen vil tilsvarende bli:

$$\frac{331.873 \text{ bm}}{7 \times 4 \times 67 \times 3} = 60 \text{ bm/time}$$

(Mulig kapasitet på riggen ligger med tilsvarende opplegg på 130 - 160 bm/time.

Når det likevel er lagt såpass lave kapasiteter til grunn er det for på dette stadiet å være sikker på å ivareta kravene til nøyaktig uttak av malmen (liten gråbergsinnblanding) En reduksjon av forutsatt gråbergsinnblanding fra 20 til 15 % vil kunne utgjøre 3 - 4 mill kr.

6.0 RESSURSER, BEMANNING

Selve gruva/malmen kan langt på vei betraktes som en hvilket som helst tunnel-/masseforflytningsjobb.

Det er derfor lagt opp til en svært enkel rigg i dagen, dvs. med hensyn til brakker, verksted osv.

Hele riggen vil i str. orden dreie seg om 3 - 4 brakker, 8 - 10 containere og en liten rubb-hall.

I tillegg til 1 stk. formann og 1 stk.

stikningsingeniør/malmgeolog/anleggsleder er det forutsatt "egen" bemanning på 7 ansatte i gruva.

I tillegg kommer 2 - 3 lastere (980 C og gravemaskin) og 3 - 4 sjåførere på lastebilene.

7.0 MILJØ

I tillegg til "vanlige" plage av selve anleggsdriften (støv, støy etc.), bør det her rettes oppmerksomhet mot pumpevannet fra gruva og evt. forurensning fra tipper.

Det er i kostnadsoverslaget avsatt tilsammen kr 2.000.000,- til rensing/tiltak.

Det vil bl.a. være svært viktig hvor og hvordan tippene plasseres.

I tillegg må det bestrebes å kjøre minst mulig gråberg ut av gruva. Etter at all malm er tatt ut bør hele dag-bruddet fylles igjen slik at selve naturinngrepet bare kan sees i form av en arrondert tipp.

8.0 KOSTNADER

I tillegg til forutsetninger gitt i kap. 1 - 7 er kalkylen basert på følgende:

- * Tallene inkluderer alle nødvendige kostnader for å få malmen ned til Røstvangen, bortsett fra kostnader til evt. kjøp av grunn og "overhead-kostnader" som utbygger måtte ha.
- * Det er ikke lagt inn penger til videre malm-boringer/undersøkelser.

De angitte tallene bør gi rom for optimaliserings-gevinster på i str. orden 10 - 25 %.

1.	Tilrigging, drift rigg 15 % av 1 - 7	kr	3.221.000
2.	Boring, lading, skyting - materialer	"	3.947.000
3.	Lønn egne timelønnte 7 x 4 x 35 x 3 x 7 x 235	"	4.836.000
4.	Leier, drift maskiner, brakker osv. 268.588 fm ³ x 21 kr/fm ³	"	5.640.000
5.	lasting, rensk CAT 980 C 7 x 4 x 40 x 430 x 3 = 1445' 30 t Gravem. 7 x 4 x 35 x 350 x 3 = 1029' "	"	2.475.000
6.	Transport 7 x 4 x 40 x 2,5 x 280 x 3 = 1029' "	"	2.352.000
7.	Bolter - materialer Tunnel 4.950 x 135 = 688' Skjæring (inkl. kran) 1.060 x 450 = 477' "	"	1.145.000
8.	Sprøytebetong 540 fm ³ à 2.000	"	1.020.000

	SUM 1 - 8	kr	24.636.000

9.	Tiltak forurensing, opprydding etc.	"	3.500.000
10.	Transport fra gruva til Røstvangen inkl. utbedring og vedlikehold av veg 25 kr/tonn x 342.589	"	8.565.000

	Sum 1 - 10	kr	36.701.000
	Risiko, uforutsett 5 % av 1 - 10	"	2.699.000

	SUM KOSTNADER	kr	39.400.000
=====			
			<u>ca. 115 kr/tonn</u>

BILAG 2 B

BRYTNING

Da malmen har utgående i vest og stuper slakt mot øst, er det naturlig at den vestlige delen brytes ved dagbruddsdrift.

Den østlige delen som ligger dypere. Malmen er her bredere, og den er muligens delt i to linser. Denne delen kan bare brytes ved underjordsdrift.

Forekomsten er presentert ved et utvalg vertikalprofiler (figurene 3 - 8) under geologidelen, bilag 1 A.

Det er naturlig å starte brytningen i malmens utgående. Denne løsningen gir mange fordeler:

- Produksjonen kan komme igang i den tidligste fase.
- Det gis mulighet til å tilrede underjordsdelen i god tid, og da parallelt med dagbruddsproduksjonen.
- Løsningen gir en naturlig rampe ved ganske enkelt å følge forekomstens fall.
- Samtidig vil det bli plass for gråberg i bakkant av brytningsfronten, og en sparer dermed ekstra håndtering.

Cut-off er satt til 0.4 %Ni.

DAGBRUDDSDRIFT

(Profil x=10200-x=10650)

Dagbruddet åpnes i vest i malmens utgående og føres videre mot øst. Bunnen av bruddet fungerer som transportvei.

Malmen skal brytes med tunnelrigg og horisontal boring.

Det legges stor vekt på selektiv brytning for å unngå gråberginnblanding i størst mulig grad.

Løsmasser og gråberg over malmen må fjernes. Det dreier seg om 64.050 m³ løsmasser og 122.650 m³ gråberg.

Dagbruddet er planlagt gjenfylt med gråberg og løsmasser når driften er slutt.

Vedlagte profiler viser plasseringen av malmen samt planen for dagbruddet og løsmasseavdekkingen.

UNDERJORDSDRIFT

(profil x=10700-x=11300)

Ifølge de utførte undersøkelser varierer forekomstens høyde fra under en meter og opp til 5 meters tykkelse, bredden fra 15 m til 45 m.

Enkelte profiler skjæres av få diamant-borhull. Det ser ut til at de profiler som har de laveste mektighetene, faller sammen med de profilene som er dårligst undersøkt.

Bergmekanisk vurdering

Det skal gjøres en bergmekanisk betraktning angående størrelser på brytningsrom og nødvendig pilarareal.

Største hovedspenningsretning er sannsynligvis i horisontalplanet. Det er lite sannsynlig at disse vil skape noen problemer ved uttak av malm. Dette fordi det blir en meget beskjedent høyde på det uttatte volum.

Horisontalspenningene vil tvert imot være et positivt bidrag i og med at de holder takflata innspent.

Vertikalspenningenes (σ_v) betydning for pilarspenningen (σ_p) må imidlertid vurderes for å avgjøre hvorvidt pilarer bør settes igjen og av hvilken dimensjon.

Vurderingen gjøres med bakgrunn i den såkalte "skattepliktige areal"-metoden.

Fjellets styrke måles i trykkfasthet σ_c og har måleenhet MPa (1 MPa = 10 bar = 100 tonn/m²). Bergmekaniske undersøkelser har ikke vært utført i området. Bergartene som finnes i forbindelse med forekomsten er gabbro, skifer og trondhemitt. Gabbro har normalt en meget høy styrke, skifer og trondhemitt noe lavere. Det kan antas at bergartenes trykkfasthet tilsvarende de laveste verdier som har vært målt på Tverrfjellet. En kan da sette $\sigma_c = 130$ MPa.

Forholdet mellom det totale areal A_t og pilarareal A_p uttrykkes ved:

$$A_p = \sigma_v / \sigma_p \cdot A_t \quad \text{der } \sigma_v = \rho \cdot g \cdot h$$

$$\sigma_v = 2.75 \text{ tonn/m}^3 \cdot 9.81 \text{ m/s}^2 \cdot 50 \text{ m}$$

$$= 1.3 \text{ MPa}$$

Dette gir

$$A_p = 1.3/130 \cdot A_t = 1/100 \cdot A_t$$

Det legges inn en sikkerhetsfaktor på 3 (som er alminnelig). Forholdet blir da

$$A_p = 1/33 \cdot A_t$$

Det vil si at 1/33-del av totalt uttatt flateareal bør stå igjen som pilar. Dette utgjør en så liten andel at en i praksis kan tenke seg all malm tatt ut, når de nødvendige sikringsarbeider er utført.

I de profiler hvor malmen har størst bredde (profilene x=10950-x=11200), kan det likevel være gunstig i første omgang å sette igjen en pilarrekke. Denne kan så røves på et senere tidspunkt.

Området mellom profilene x=10950 og x=11050 har størst flateareal, totalt 3950 m². Det foreslås å sette igjen pilarer med flate 8·10 m², og med 5m brede lastetverrslag imellom. Dette gir et pilarareal på 260 m².

Påkjenning på pilarene blir da:

$$\sigma_p = \sigma_v \cdot A_t / A_p$$

$$\sigma_p = 1.3 \text{ MPa} \cdot 3950 / 260$$

$$\sigma_p = 19.8 \text{ MPa}$$

Dette gir sikkerhetsfaktor 6.6 (σ_c / σ_p), og pilarene er dermed kraftig dimensjonert.

Brytningsmetode

Entreprenørfirmaet MIKA A/S har gjort vurderinger av driftsopplegg og kostnader for utvinning av forekomsten.

Deres betraktninger er basert på bruk av utstyr som er alminnelig tilgjengelig hos de fleste entrepenører. Det benyttes da utstyr som, med bakgrunn i malmkroppens størrelse, må betraktes som stort. Det vil si at det vil være nødvendig å bryte atskillig gråberg.

Den brytningsmetode som her foreslås tar utgangspunkt i "Narrow Vein Mining"-tenkemåte. Det legges da vekt på å følge malmen og å unngå for mye gråbergbrytning. Dette innebærer at utstyret som legges til grunn er av gruvetype.

Det kan antas at malmen i hele lengderetningen har et parti med høyde opp mot noen meter. Forekomstens underjordsdel åpnes med at det i dette partiet legges ei transportort, fra bunnen av dagbruddet og til bunnen av brytbar malm.

Ortas høyde følger malmen. Den bør ikke være mindre enn 4,3 m, dette for at vanlige lastebiler uten problem skal kunne brukes til transport. Bredden på orta bestemmes ut fra hensynet til ventilasjon. Ventilasjonsduk tenkes lagt i et øvre hjørne av orta. Ortbredden settes da lik 5,2 m.

Selve brytningen foregår fra bunnen av malmen og oppover mot åpningen. Produksjonsboringen skjer med samme rigg som ortdriften. Denne riggen er forutsatt å kunne drive profiler store nok for transportorta. Samtidig skal den kunne drive på høyder ned mot to meter. En 2-boms ortrigg som oppfyller disse kravene kan skaffes. Ortriggen strosser inn mot transportorta, utover til malmens ytterkanter.

De store hengflatene som oppstår ved brytningen må sikres med bolting og fjellband, evt. også noe sprøytebetong.

I de områder hvor spennvidden blir spesielt stor vil det også være riktig å sikre ved å sette igjen pilarer.

Sikringen utføres for å forhindre nedfall av løsblokker og løse steiner. Det forventes ingen problemer i bergmekanisk henseende.

Pilarene som settes igjen er i avsnittet "Bergmekaniske vurderinger" foreslått å være $8 \cdot 10 \text{ m}^2$, med 5 m brede lastetverrslag.

Pilarene kan imidlertid planlegges etter maskinkrav. Dette innebærer at en står fritt til å endre de foreslåtte mål, dersom utstyret som velges krever en annen utforming.

Pilarene kan røves på et senere tidspunkt.

Malmen skal prøves brutt i mektigheter ned til 1 m. I de laveste områdene vil det også bli nødvendig å skyte noe gråberg.

Ved å skyte selektivt vil det i stor grad være mulig å holde malm og gråberg atskilt. Malmberegningene for underjordsdelen tar likevel utgangspunkt i en gråberginnblanding på 25%.

Opplastingen skal kunne skje i lave høyder, d.v.s. høyder ned mot 2 m. Samtidig skal det tippes i vanlige lastebiler.

Det er funnet at en Wagner ST 3,5 B last- og bær-maskin vil egne seg til formålet.

Brytningen blir da prinsipielt meget enkel. En følger malmen og unngår i stor grad gråberg. All malmen strosses fra transportorta og utover til malmens ytterkant. Den lastes direkte på lastebiler og transporteres til Røstvangen.

Brytningskostnader

Kostnader er ikke beregnet for den foreslåtte brytningsmetode.

Kunnskapen om malmen er foreløpig noe diffus, og det har ikke vært funnet hensiktsmessig å utarbeide detaljerte planer som grunnlag for kostnadsberegning.

"Narrow Vein Mining" innebærer gruvedrift etter relativt nye metoder, og vi har derfor ingen erfaringskostnader å gjøre overslag ut fra.

MIKA A/S har gjort en vurdering av forekomsten med forslag til driftsopplegg. Basert på sine erfaringstall har de også utført kostnadsberegninger, hvor de har anslått gruvekostnadene til 115 kr/tonn.

I Vakkerli-prosjektets totale kostnadsoverslag er MIKA's erfaringskostnader lagt til grunn.

BILAG 3 A - 3 H

OPPREDNINGSFORSØK.

Det ble i 1975 utført laboratorieforsøk med malmen fra Vakkerlien for Sulfidmalm A/S. Forsøkene ble utført ved Lakefield Research of Canada Limited og Oppredningslaboratoriet ved NTH.

Resultatene fra disse forsøkene sammenfaller godt, til tross for at forsøkene er utført på forskjellige måter. Derfor er disse resultatene lagt til grunn for beregningene i denne rapporten.

Videre har man startet med nye forsøk på Tverrfjellet, men disse er ikke kommet langt nok enda, til å bli tatt med her.

I N T R O D U C T I O N

In a meeting at Lakefield on August 28th, 1975, Mr. J.M. Mortimer of Falconbridge Nickel Mines Limited requested that a flotation test on each of two samples from the Vakkerlien Project, Central Norway, should be carried out to investigate the recoveries of copper and nickel. The concentrate from these tests were to be assayed for precious metals, cobalt, iron and sulphur.

Later a series of core samples, SG1 to SG5, were received at Lakefield for specific gravity, Cu, Ni and S determinations.

LAKEFIELD RESEARCH OF CANADA LIMITED



A.G. Scobie, P. Eng.,
Manager



K.W. Sarbutt,
Project Metallurgist

Investigation by: D.R. Shaw

S U M M A R Y

1. Head Sample Assays

Sample A	-	0.41 % Cu,		0.41 % Cu*
		1.12 % Ni,		1.14 % Ni*
 Sample B	 -	0.23 % Cu,		0.22 % Cu*
		0.59 % Ni,		0.56 % Ni*

*head sample assay as calculated from test results.

2. Flotation Tests

One flotation test was performed on each sample to investigate the recovery of a copper-nickel concentrate.

The 2000 gram test charge was ground for 30 minutes in the laboratory ball mill (power consumption 9.3 kwh/ton) with soda ash, and a rougher concentrate was recovered with additions of Z-11. Further scavenger concentrates were then removed with additions of Z-6 and CuSO_4 . The rougher concentrate was cleaned three times at pH 10 with further additions of Na_2CO_3 .

The results of these tests are summarized in Table No. 1.

Table No. 1 - Flotation Results

Test No.	Sample	Scavenger Tailing % -200 mesh	Product	Weight %	Assays, %		% Dist.	
					Cu	Ni	Cu	Ni
1	A	80.0	3rd Cl. Conc.	5.07	7.62	17.7	93.3	79.0
			Rougher Conc.	13.83	2.88	7.39	96.1	89.9
			Scavenger Conc.	8.20	0.048	1.18	1.0	8.5
			Scavenger Tail.	77.97	0.016	0.024	2.9	1.6
2	B	77.9	3rd Cl. Conc.	2.52	8.00	17.4	90.8	78.3
			Rougher Conc.	11.62	1.79	4.32	93.9	89.6
			Scavenger Conc.	13.52	0.040	0.30	2.4	7.3
			Scavenger Tail.	74.86	0.011	0.023	3.7	3.1

Summary - Continued

2. Flotation Tests - Continued

Both samples responded well to the flotation procedure used and a high-grade concentrate with good recovery was obtained. Additional recovery could be achieved by extending the rougher flotation time and by the use of CuSO_4 .

Small additions of CMC were used in the rougher flotation on Sample B to depress talc.

3. Concentrate Analyses

The 3rd cleaner concentrates from Tests 1 and 2 assayed:

		<u>Test No. 1</u>	<u>Test No. 2</u>
Copper	(Cu)	7.62 %	8.00 %
Nickel	(Ni)	17.7 %	17.4 %
Iron	(Fe)	30.8 %	32.9 %
Cobalt	(Co)	0.41 %	0.40 %
Sulphur	(S)	29.8 %	31.7 %
Platinum	(Pt)	0.014 oz/ton	0.023 oz/ton
Palladium	(Pd)	0.031 oz/ton	0.027 oz/ton
Rhodium	(Rh)	0.002 oz/ton	< 0.002 oz/ton
Gold	(Au)	0.010 oz/ton	0.007 oz/ton
Silver	(Ag)	0.43 oz/ton	0.43 oz/ton

Summary - Continued

4. Core Samples

Sample Number	Specific Gravity	Assays, %		
		Cu	Ni	S
SG-1	3.52	0.45	4.54	16.7
SG-2	3.31	0.39	2.60	12.4
SG-3	3.03	0.21	1.32	5.30
SG-4	3.03	0.096	0.53	2.06
SG-5	2.97	0.15	0.37	1.20

The specific gravities were determined with the Beckman air-comparison pycnometer Model 930.

SAMPLE PREPARATION

Two pails each containing approximately 40 pounds of crushed drill core rejects were received at Lakefield on August 28th, 1975 and given our Reference No. 7520769. The samples were identified as Sample A and Sample B.

Each sample was roll-crushed to minus 10 mesh. One-quarter was riffled out and riffled into 2 kg charges for testwork.

Five drill core samples identified as SG1 to SG5 were received at Lakefield on September 16th, 1975, and given our Reference No. 7520798. The samples were crushed, pulverized and submitted for specific gravity, Cu, Ni and S determinations.

DETAILS OF TESTS

Test No. 1

Purpose: To investigate the recovery of copper and nickel from ore Sample A.

Procedure: Grind and float a rougher and scavenger concentrates. Clean the rougher concentrate 3 times.

Feed: 2000 grams minus 10 mesh ore Sample A.

Grind: 30 minutes at 60 percent solids in the laboratory ball mill.

Conditions:

Stage	Reagents Added, pounds per ton						Time, minutes		pH
	Na ₂ CO ₃	CuSO ₄	CMC-6CTL	Z-11	Z-6	DF-250	Cond.	Froth	
Grind	4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
Rougher	-	-	-	0.05	-	0.06	1	4	10.0
	-	-	-	0.05	-	0.04	1	4	-
Scavenger 1	-	-	-	-	0.05	0.02	1	3	10.0
2	-	0.50	-	-	-	-	2	-	9.6
	-	-	-	-	0.05	0.02	1	4	-
1st Cleaner	-	-	-	-	-	-	1	5	9.8
2nd Cleaner	1.1	-	0.12	-	-	-	2	4	10.2
3rd Cleaner	0.5	-	0.05	-	-	-	1	3	10.2

Stage	Rougher-Scavenger	1st & 2nd Cleaners	3rd Cleaner
Flotation Cell	1000 gram D-1	500 gram D-1	250 gram D-1
Speed rpm	1800	1300	1000
% Solids	33	-	-

Test No. 1 - Continued

Metallurgical Results

Product	Weight %	Assays, %		% Distribution	
		Cu	Ni	Cu	Ni
1. Cleaner Concentrate	5.07	7.62	17.7	93.3	79.0
2. 3rd Cleaner Tailing	0.76	0.41	3.87	0.8	2.6
3. 2nd Cleaner Tailing	2.79	0.21	2.13	1.4	5.2
4. 1st Cleaner Tailing	5.21	0.047	0.68	0.6	3.1
5. Scavenger Conc. No. 1	3.38	0.035	0.90	0.3	2.7
6. Scavenger Conc. No. 2	4.82	0.057	1.37	0.7	5.8
7. Scavenger Tailing	77.97	0.016	0.024	2.9	1.6
Head (Calculated)	100.00	0.41	1.14	100.0	100.0

Calculated Grades and Recoveries

Products 1 and 2	5.83	6.68	15.9	94.1	81.6
Products 1 to 3	8.62	4.59	11.4	95.5	86.8
Products 1 to 4	13.83	2.88	7.39	96.1	89.9
Products 1 to 5	17.21	2.32	6.11	96.4	92.6
Products 1 to 6	22.03	1.82	5.07	97.1	98.4
Products 5 to 7	86.17	0.019	0.13	3.9	10.1
Products 5 and 6	8.20	0.048	1.18	1.0	8.5

Screen Analysis - Scavenger Tailing

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 65	0.2	0.2	99.8
100	2.1	2.3	97.7
150	4.9	7.2	92.8
200	12.8	20.0	80.0
270	15.0	35.0	65.0
400	20.3	55.3	44.7
- 400	44.7	100.0	-
Total	100.0	-	-

Test No. 2

Purpose: To investigate the recovery of copper and nickel from ore sample B.

Procedure: As for Test No. 1, but add CMC to rougher as talc depressant, and float a third scavenger stage.

Feed: 2000 grams minus 10 mesh ore Sample B.

Grind: 30 minutes at 60 percent solids in the laboratory ball mill.

Conditions:

Stage	Reagents Added, pounds per ton						Time, minutes		pH
	Na ₂ CO ₃	CuSO ₄	CMC-6CTL	Z-11	Z-6	DF-250	Cond.	Froth	
Grind	3.0	-	-	-	-	-	-	-	-
Rougher	-	-	-	0.05	-	-	1	-	10.2
	-	.	0.50	-	-	0.10	½	4	-
	-	-	-	0.05	-	-	1	4	-
Scavenger 1	-	-	-	-	0.05	-	-	3	-
	-	0.50	-	-	-	-	2	-	-
	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2	-	-	-	-	0.05	-	1	4	-
	-	-	-	-	0.05	-	1	4	-
	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1st Cleaner	1.0	-	-	-	-	0.02	1	5	10.2
2nd Cleaner	0.5	-	-	-	-	-	1	4	10.2
3rd Cleaner	-	-	-	-	-	-	1	3	10.0

Stage	Rougher-Scavenger	1st Cleaner	2nd & 3rd Cleaners
Flotation Cell	1000 gram D-1	500 gram D-1	250 gram D-1
Speed rpm	1800	1300	1000
% Solids	33	-	-

Test No. 2 - Continued

Metallurgical Results

Product	Weight %	Assays, %		% Distribution	
		Cu	Ni	Cu	Ni
1. Cleaner Concentrate	2.52	8.00	17.4	90.8	78.3
2. 3rd Cleaner Tailing	0.38	0.52	3.54	0.9	2.4
3. 2nd Cleaner Tailing	1.28	0.19	1.62	1.1	3.7
4. 1st Cleaner Tailing	7.44	0.033	0.39	1.1	5.2
5. Scavenger Conc. No. 1	4.70	0.041	0.39	0.9	3.3
6. Scavenger Conc. No. 2	8.82	0.039	0.25	1.5	4.0
7. Scavenger Tailing	74.86	0.011	0.023	3.7	3.1
Head (Calculated)	100.00	0.22	0.56	100.0	100.0

Calculated Grades and Recoveries

Products 1 and 2	2.90	7.02	15.59	91.7	80.7
Products 1 to 3	4.18	4.93	11.31	92.8	84.4
Products 1 to 4	11.62	1.79	4.32	93.9	89.6
Products 5 and 6	13.52	0.040	0.30	2.4	7.3
Products 1 to 6	25.14	0.85	2.16	96.3	96.9

Screen Analysis - Scavenger Tailing

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 65	0.6	0.6	99.4
100	2.4	3.0	97.0
150	5.2	8.2	91.8
200	13.9	22.1	77.9
270	17.4	39.5	60.5
400	19.2	58.7	41.3
- 400	41.3	100.0	-
Total	100.0	-	-

VERDI AV KOBBER-NIKKEL BULKKONSENTRAT, RØSTVANGEN

Forutsetninger:

1. Produksjon som angitt i "Produksjonskvantum, Røstvangen".
2. Betaling for konsentrat beregnes etter notat kalt "Our non-binding indication for purchasing terms for bulk concentrates" av Antti Koski-Lommi, Outokumpu datert 10.12.90.
3. Prognosepriser fra Outokumpu gitt i desember 1990.

Data for:	1990	1991	1992	1993	1994	1995
1. Tonn Råmalm				151289	147155	64206 Tonn
2. Rågodsgehalter				0.91	1.21	0.82 % Ni.
3. Rågodsgehalter				0.35	0.43	0.26 % Cu.
4. Oppkonsentrering av Ni til	17	17	17	17	17	17 % Ni.
5. Nikkelinnhold pr tonn kons				170	170	170 Kg Ni
6. Oppkonsentrering av Cu til				6	6	6 % Cu.
7. Kobberinnhold pr tonn kons				60	60	60 Kg Cu
8. Utvinning av Nikkel				80	80	80 %
9. Utvinning av Kobber				73.41	79.45	89.05 %
10. Fuktighet i konsentrat	8	8	8	8	8	8 %H ₂ O
11. Konsentratmengde				6479	8379	2478 DMT/år
12. Priser Nikkel i FIM		28.70	30.58	32.19	38.89	41.67 FIM
13. Priser Kobber i FIM		8.91	7.24	7.64	8.33	8.80 FIM
14. Kurs FIM/NRK	1.64	1.64	1.64	1.64	1.64	1.64
15. Priser Nikkel i NKR		47.07	50.15	52.79	63.78	68.34 NRK
16. Priser Kobber i NKR		14.61	11.87	12.53	13.66	14.43 NRK
17. Prisstigning	0.00	0.00	5.00	5.00	5.00	5.00 %
18. Behandlingskostnader i FIM	642	642	674	708	744	781 FIM/DMT
19. Behandlingskostnader i FIM	698	698	733	770	808	849 FIM/DMT
20. Behandlingskostnader i NKR	1145	1145	1202	1262	1325	1392 NRK/DMT
21. Raf.kost. for Nikkel i FIM		7.14	7.79	8.39	10.03	10.90 FIM/kg ac.Ni
22. Raf.kost. for Nikkel i NKR		11.71	12.77	13.76	16.45	17.87 NRK/kg ac.Ni
23. Raf.kost. for Kobber i FIM	3.20	3.20	3.36	3.53	3.70	3.89 FIM/kg ac.Cu
24. Raf.kost. for Kobber i NRK	5.25	5.25	5.51	5.79	6.08	6.38 NRK/kg ac.Cu
25. Frakt Røstvangen-Trondheim	163	163	171	180	189	198 NRK/dat kons
26. Tøse og lastekost. i Tr.h.	10.87	10.87	11.41	11.98	12.58	13.21 NRK/dat kons
27. Siloleie Trondheim	260000	260000	273000	286650	300983	316032 NRK/år
28. Siloleie Trondheim				44.24	35.92	127.56 NRK/t kons
29. Frakt Trondheim-Mantyluoto	114	114	120	126	132	139 NRK/t kons
30. Tollavgift i promille	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80 %
31. Fraktforsikr. i promille	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00 %

KONSENTRATVERDI RØSTVANGEN, KVIKNE

32. Betalbart metall - Nikkel:

- A. 92.00 % av analysert Nikkel innhold i konsentratet.
B. 1.40 % (enheter) trekkes ifra analysert Nikkelinnhold i konsentratet.

A gir: 156.40 kg Ni

B gir: 156.00 kg Ni

Den minste verdi av A og B gjelder, d.v.s. 156.00 kg betalbart Nikkel i ett tonn kons.

33. Betalbart metall - Kobber:

- A. 90.00 % av analysert Kobber innhold i konsentratet.
B. 0.80 % (enheter) trekkes ifra analysert Kobberinnhold i konsentratet.

A gir: 54.00 kg Ni

B gir: 52.00 kg Ni

Den minste verdi av A og B gjelder, d.v.s. 52.00 kg betalbart Kobber i ett tonn kons.

KONSENTRATVERDI RØSTVANGEN, KVIKNE

Data for:	1990	1991	1992	1993	1994	1995
34. Metallverdi Nikkel		7343	7824	8235	9950	10661 NRK/t kons
35. Metallverdi Kobber		760	617	652	710	750 NRK/t kons
36. Metallverdi Totalt		8102	8441	8887	10660	11411 NRK/t kons
20. Behandlingskostnader i NKR	1145	1145	1202	1262	1325	1392 NRK/DMT
22. Raf.kost. for Nikkel i NKR		1827	1992	2147	2566	2788 NRK/t kons
24. Raf.kost. for Kobber i NRK	273	273	287	301	316	332 NRK/t kons
37. Raf.kost. Totalt i NRK		2100	2279	2448	2882	3120 NRK/t kons
38. Red. Metallverdi=Vareverdi		4858	4960	5177	6453	6900 NRK/t kons
39. Tollavgift		3.89	3.97	4.14	5.16	5.52 NRK/t kons
40. Fraktforsikringer		9.72	9.92	10.35	12.91	13.80 NRK/t kons
25. Frakt Røstvangen-Trondheim	163	163	171	180	189	198 NRK/t kons
26. Tøse og lastekost. i Tr.h.	10.87	10.87	11.41	11.98	12.58	13.21 NRK/t kons
28. Siloleie Trondheim				44.24	35.92	127.56 NRK/t kons
29. Frakt Trondheim-Mantyluoto	114	114	120	126	132	139 NRK/t kons
41. Netto konsentratverdi		4556	4644	4801	6065	6403 NRK/t kons
42. Netto konsentratverdi				31.102	50.822	15.864 Mill.NKR/Ar

KONSENTRATVERDI RØSTVANGEN, KVIKNE

RAMALM:

Data for:	1990	1991	1992	1993	1994	1995
43. Mengde Nikkel				9.10	12.10	8.20 Kg Ni/t r.a
44. Mengde Kobber				3.50	4.30	2.60 Kg Cu/t r.a
45. Maløverdi Nikkel				480.40	771.73	560.38 NKR/Tonn
46. Maløverdi Kobber				43.85	58.74	37.52 NKR/Tonn
47. Brutto maløverdi totalt				524.26	830.48	597.90 NKR/Tonn
48. Brutto maløverdi totalt				79.314	122.209	38.389 NKR/år

FORHOLDET MELLOM NETTO KONSENTRATVERDI OG BRUTTO MALØVERDI:

Data for:	1990	1991	1992	1993	1994	1995
49. Forholdet				0.39	0.42	0.41
50. Forholdet				39.21	41.59	41.32 %

PRODUKSJONSKVANTUM, RØSTVANGEN 1. ÅR

Forutsetninger:	1. Rågodsgesalter	0.91 % Ni.
	2. Rågodsgesalter	0.35 % Cu.
	3. Oppkesnstrering til :	17 % Ni.
	4. Oppkesnstrering til	6 % Cu.
	5. Utvinning av Nikkel	80 %
	6. Utvinning av Kobber	73.41 %
	7. Driftstimer pr. år	4725 timer

I forhold til forssk som er gjort ved Lakefield Reasearch i Canada tidligere for A/S Sulfidmaln, er dette forsiktige anslag på oppredningsresultatene.

Konsentratmengde: $U = 100 \cdot (K \cdot k) / (P \cdot p)$,der U = Utvinning
K = Konsentratmengde
k = Konsentratgehalt
P = Påmating
p = Pagangsgehalt

d.v.s: $K = (U \cdot P \cdot p) / (k \cdot 100)$ (NB!! For Nikkel)

(Ut fra denne konsentratmengden beregnes utvinningen av kobber etter en valgt kobbergehalt i konsentratet)

MENGE PAGANG OG KONSENTRAT

Påmating		Konsentratmengde	
t/år	t/h	t/år	t/h
100,000	21.16	4,282	0.91
110,000	23.28	4,711	1.00
120,000	25.40	5,139	1.09
130,000	27.51	5,567	1.18
140,000	29.63	5,995	1.27
151,289	32.02	6,479	1.37
160,000	33.86	6,852	1.45
170,000	35.98	7,280	1.54
180,000	38.10	7,708	1.63
190,000	40.21	8,136	1.72
200,000	42.33	8,565	1.81

PRODUKSJONSKVANTUM, RØSTVANGEN

2. ÅR

Forutsetninger:	1. Rågodsgesalter	1.21 % Ni.
	2. Rågodsgesalter	0.43 % Cu.
	3. Oppkonsentrering til :	17 % Ni.
	4. Oppkonsentrering til	6 % Cu.
	5. Utvinning av Nikkel	80 %
	6. Utvinning av Kobber	79.45 %
	7. Driftstimer pr. år	4725 timer

I forhold til forsøk som er gjort ved Lakefield Research i Canada tidligere for A/S Sulfidmal, er dette forsiktige anslag på oppredningsresultatene.

Konsentratmengde:	$U = 100 \frac{(K \cdot k)}{(P \cdot p)}$	, der U = Utvinning
		K = Konsentratmengde
		k = Konsentratgehalt
		P = Påmating
		p = Pågangsgehalt

d.v.s:

$$K = \frac{(U \cdot P \cdot p)}{(k \cdot 100)} \quad (\text{NB!! For Nikkel})$$

(Ut fra denne konsentratmengden beregnes utvinningen av kobber etter en valgt kobbergehalt i konsentratet)

MENGDE PÅGANG OG KONSENTRAT

Påmating		Konsentratmengde	
t/år	t/h	t/år	t/h
100,000	21.16	5,694	1.21
110,000	23.28	6,264	1.33
120,000	25.40	6,833	1.45
130,000	27.51	7,402	1.57
140,000	29.63	7,972	1.69
147,155	31.14	8,379	1.77
160,000	33.86	9,111	1.93
170,000	35.98	9,680	2.05
180,000	38.10	10,249	2.17
190,000	40.21	10,819	2.29
200,000	42.33	11,388	2.41

PRODUKSJONSKVANTUM, RØSTVANGEN

3. ÅR

Forutsetninger:	1. Rågodsgehalter	0.82 % Ni.
-----	2. Rågodsgehalter	0.26 % Cu.
	3. Oppkonsentrering til :	17 % Ni.
	4. Oppkonsentrering til	6 % Cu.
	5. Utvinning av Nikkel	80 %
	6. Utvinning av Kobber	89.05 %
	7. Driftstimer pr. år	4725 timer

I forhold til forsøk som er gjort ved Lakefield Reasearch i Canada tidligere for A/S Sulfidmalm, er dette forsiktige anslag på oppredningsresultatene.

Konsentratmengde: $U = 100 \frac{(K \cdot k)}{(P \cdot p)}$

, der U = Utvinning

K = Konsentratmengde

k = Konsentratgehalt

P = Påmating

p = Pågangsgehalt

d.v.s:

$K = \frac{(U \cdot P \cdot p)}{(k \cdot 100)}$ (NB!! For Nikkel)

(Ut fra denne konsentratmengden beregnes utvinningen av kobber etter en valgt kobbergehalt i konsentratet)

MENGDE PÅGANG OG KONSENTRAT

Påmating		Konsentratmengde	
t/år	t/h	t/år	t/h
64,206	13.59	2,478	0.52
110,000	23.28	4,245	0.90
120,000	25.40	4,631	0.98
130,000	27.51	5,016	1.06
140,000	29.63	5,402	1.14
150,000	31.75	5,788	1.23
160,000	33.86	6,174	1.31
170,000	35.98	6,560	1.39
180,000	38.10	6,946	1.47
190,000	40.21	7,332	1.55
200,000	42.33	7,718	1.63

INVESTERINGER

Forutsetninger:

1. Det tas utgangspunkt i det tenkte flytskjemaet.
2. Det valgte utstyret og motorene har kapasitet nok til de forskjellige tonnasje alternativene (100.000 - 200.000 t).
3. Utsyret tas som brukt utstyr fra Tverrfjellet.
4. Kostnadene regnes f.o.m. man starter å montere utstyret på Røstvangen t.o.m. det står ferdig montert der.
Rivingskostnadene på Tverrfjellet regnes ikke med. Disse belastes driften her, da rivningen må gjøres her uansett når driften her innstilles.
Transportkostnadene av utstyret er IKKE tatt med i enkeltpostene, men tas med som en sekkepост tilslutt.
5. Her tas med investeringene kun for utstyret i oppredningen. Det som har med bygninger oppvarming o.l. tas under investeringer for bygninger.
6. Samme investeringskostnader for tonnasje alternativene f.o.m. 100.000 t.o.m. 200.000 tonn
7. Tallene er basert på anslag fra mekanisk, elektrisk og instrument avdeling på Tverrfjellet.
Og tallene baser seg videre på hva tilsvarende montasjearbeid koster på Tverrfjellet
8. Investeringskostnadene er forenklet sagt: Transportkostnadene av brukt utstyr fra Tverrfjellet til Røstvangen, og monteringskostnadene av det samme utstyret der.

INVESTERINGSKOSTNADER, KVIKKE

Møllekrets.

Utstyr	%	Investering i 1000 kr	Kommentarer
Transportør 1		20	
Transportør 2		20	
Transportør 3		20	
Mølle 3		65	Inkludert 15.000 kr for fundamentering
Mølle 5		65	Inkludert 15.000 kr for fundamentering
Mølle 9		65	Inkludert 15.000 kr for fundamentering
Møllepumpe, P1		10	8"-Vasa horisontalpumpe
(En settes i reserve, P2)		10	
Grovpumper P3 og P4 +(P3A)		12	En settes i reserve
Sykloner, 2stk.		8	
Vekt		5	
Vannmalere		5	
Sum Møllekrets:		305	
El. installasjon til ovenfornevnte utstyr		220	
Vannframsøring	5	15	
Røropplegg	15	46	
% diverse	10	31	
Totalt Møllekrets:		617	

INVESTERINGSKOSTNADER, KVIKNE

Flotasjon.

Mikser 1	10	
Mikser 2	10	
1. Gr.sk.	10	
2. Gr.sk.	10	
Sk.sk.	10	Alle flotasjonsceller er 3 a2 Sala-celler.
1. Rens	10	
2. Rens	10	
3. Rens	10	
Pumper.		
P5, P6, P7 og P8	20	4"-SPV vertikal pumper.
(P5A, P6A, P7A og P8A)	20	(Reserve - pumper)
Prøvetakerpumper		
p1, p2, p3, p4,	20	2"-SPV vertikal pumper.
p5, p6, p7 og p8	20	2"-SPV vertikal pumper.
Mølle 8	50	Inkludert 10.000 kr for fundamentering
Grovpumpe		
P9, P10 og P11 + (P9A)	20	En settes i reserve
Avgangspumpe P14	10	6"-SPV vertikal pumpe.
(En settes i reserve, 15)		
Kompressor	200	De som finnes på Iverfjellet er alt for stor og vil derfor gi et altfor høyt strømforbruk. En ny bør derfor kjøpes, og kostnaden for den anslås til ca. 200.000 kroner. Brukt bør vurderes kjøpt. Det bør også vurderes å anskaffe en i tillegg som står i reserve for å sikre driftsregulariteten.
Reagenspumper	20	10 stk. reagenspumper.
Reagensblandere	50	5 stk. reagenser, 5 stk. blandetanker og 5 stk. doseringstanker.
Avtrekksvifter	3	4 stk. avtrekksvifter.
Analysator med datamaskin	250	
10 stk måling av reagens	100	
6 stk måling av luft	60	
2 stk måling av nivå	20	
Sum Flotasjon:	948	
El. instalasjon til ovenfornevnte utstyr	450	
Vannfråføring	5	47
Røropplegg	15	142
% diverse	10	95
Totalt Flotasjon:	1682	

INVESTERINGSKOSTNADER, KVIKNE

Tårkeri.

Bykioner, 2 stk	8		
Fordelingstank	5		
Lamellfortykket	30		Th 9 eller (eventuelt og) Th 9 fra Iv.fj.
Pumpe, P12 + (P12A)	10		4"-SPV vertikal pumpe, en pumpe settes i reserve.
Filter	50		To komplett filter, inkludert fundament
Vakuumpumpe, VP2	30		2 stk, derav settes en i reserve
Filtratvannpumpe, FP2	4		2 stk, derav settes en i reserve
Transportør 4	20		
Grovpumpe P13 + (13A)	10		En pumpe settes i reserve
Vekt	5		
Tetthetsmåling, 1stk	10		
Nivåregulering, 1stk	10		
Mobile containere, ant	20	200	20 stk 5-tonns mobile containere.
Sua Tårkeri:	392		
El. installasjon til ovenfornevnte utstyr	160		
Vannfrøføring	5	20	
Rørøppligg	15	59	
% diverse	10	39	
Totalt Tårkeri	670		

Laboratorium	350
--------------	-----

Transport av utstyret ovenfor fra Tverrfjellet og til Rastvangen	100
--	-----

SUM	3419
-----	------

% Diverse	10	342
-----------	----	-----

TOTALT OPPREDNINGSVERKET:	3760	NB! For utstyret.
---------------------------	------	-------------------

NB!!

Det er grunn til å understreke at det ligger en betydelig usikkerhet i tallene ovenfor. Dette spesielt fordi vi ikke har noen erfaring med å bygge opp et verk på svært lang tid, her skal det i tillegg bygges opp av gammelt utstyr tatt herfra.

BILAG 3 e

DRIFTSBUDJETT FOR RÅSTVANGEN, KVIKKE

OPPREDDNINGEN

Forutsetninger:

1. Produksjon av ett produkt, Cu - Ni konsentrat i bulk.
2. Ingen omfattede oppredningstekniske undersøkelser med malmen fra Vakkerli foreligger. Men det foreligger resultater fra laboratorieforsøk ved Lakefield Research of Canada Limited og Oppredningslaboratoriet NTH. Begge er fra 1975. Videre er det gjort noen få laboratorieforsøk på Tverrfjellet i 1990. Dette materialet er her brukt.
3. Driftsbudsjettet tar utgangspunkt i:
 - 1990 - priser
 - Priser og kostnader på Tverrfjellet
 - Forbruk på Tverrfjellet
 - Priser og kostnader i Enonkoski kobber-nikkel gruve i Finland.
 - Reagenser som i Enonkoski
 - Forbruk i Enonkoski oppgitt i juli 1990

PANATING: 120000 tonn

KOSTNADEK VED FORSKJELLIGE TONNASJEALTERNATIVER

Kostnader			
Tonn	Totalt	kroner/tonn	Merknader
100,000	9,451,902	94.52	Hvor mye den kan kjøre på et verk som som man skissert her, er vanskelig å si sikkert. Dette vil bl.a. avhenge av:
110,000	9,739,825	88.54	
120,000	10,027,748	83.56	
130,000	10,315,671	79.35	
140,000	10,603,593	75.74	1. Hvor mye malmen er nedkøst før verket. 2. Malens oppredningsegenskaper, og da spesielt maleegenskaper.
150,000	10,891,516	72.61	
160,000	11,179,439	69.87	
170,000	11,467,362	67.46	
180,000	11,755,284	65.31	Men 200.000 tonn/år er mer enn man kan regne med at et slikt verk kan klare.
190,000	12,043,207	63.39	
200,000	12,331,130	61.66	

Merknad:

Det er her i driftkostnadsbudsjettet for oppredningen på Røstvangen ikke tatt med noen diverse post for uforutsett. Dette kan være for dristig. Men en realistisk uforutsett post på f.eks 10%, vil tynge budsjettet betydelig. Driftsbudsjettet ovenfor er dog så detaljert beregnet, at man på det nærværende tidspunkt kan utelate diverse posten. Men det bør senere vurderes om den skal tas med.

BEMANNING - LØNN

Bemannig og lønnskostnader Oppredningsverket

	Ant.	Lønn	Sosiale kostnader %	Total lønnskostnad	kr./t
Leder	1	300,000	35	405,000	3.33
Ingeniør / Foremann	1	220,000	35	297,000	2.48
Laborant	1	180,000	35	243,000	2.07
Analysatorreparatør	1	190,000	35	243,000	2.03
Reparatører	2	210,000	35	567,000	4.77
Skiftbasen	3	200,000	35	810,000	6.75
Operatører	3	200,000	35	810,000	6.75
Sum	12		35	3,375,000	28.17
Mekanisk:					
Mekanikere	0	250,000	35	0	0.00
Elektrisk:					
Elektrikere	1	250,000	35	337,500	2.81
Instrument:					
Instrument-teknikere	1	250,000	35	337,500	2.81
Totalt oppr. Verket:	14			4,050,000	33.75

Merknad:

Serviceavdelinger:

Det er antatt to fast ansatte reparatører i verket. Ved behov for mere mekanisk hjelp, antas disse innleiet. Det samme gjelder for instrument og elektrisk utover de to som er regnet ned ovenfor. Videre antas både de to reparatørene, elektrikeren og instrument teknikeren brukt på gruveanlegget på Vakkerlien når behovet for det er tilstede.

Det er trolig riktig med en elektriker og en instrument-tekniker i hver sin faste stilling på Røstvangen og Vakkerlien tilsammen. Men det bør også vurderes om det er riktig å leie inn disse to personene.

F Y R I N G S O L J E

Bare filtrering er tepit brukt, d.v.s. ingen kostnader til oljer. Men noe olje eller str m kan vere n dvendig til oppvarming.

 VRIG MATRIELL

Verket p  Iverrfjellet har mye mere utstyr enn det som her tenkes p  R stvangen, men kostnadene p  Iverrfjellet kan fordeles p  langt flere tonn. Disse to forhold antas   oppveie hverandra ? Bruker derfor her kostnadene p  Iverrfjellet akkumulert desember 1989 (siste hele  r) og legger p  10%.

El. + instr. materiell

Kostnad akk.des 1989:	1.70 kr/t		
�kning: 10.00 %:	0.17 kr/t		
Budsjett for 1990:	1.87 kr/t	224400 kroner ved	120000 tonn

 vrig Materiell

Kostnad akk.des 1989:	7.35 kr/t		
�kning: 10.00 %:	0.74 kr/t		
Budsjett for 1990:	8.09 kr/t	970200 kroner ved	120000 tonn

Materialtransport

Kostnad akk.des 1989:	2.24 kr/t		
�kning: 10.00 %:	0.22 kr/t		
Budsjett for 1990:	2.46 kr/t	295680 kroner ved	120000 tonn

KJEMIKALIER

	priser (juli 90)		avsnings (%)	pris 1991	forbruk (g/tonn) i Enonkosol	kostnad 1991 kr./t	kostnad 1990 med samme forbruk
NaEX	9.190		0.0	9.19			
CuSO4	5.850		0.0	5.85	200	1.84	1.84
Ca(OH)2 *	0.870 **		0.0	0.87	20	0.12	0.12
-bilfrakt	0.150		0.0	0.15			
-togfrakt	0.000 sum:	1.020	0.0	0.00 sum:	1.02	4.08	4.08
CMC	9.840		0.0	9.84	4000	4.08	4.08
Pineoil	15.400 ***		0.0	15.40	150	1.48	1.48
Flokulant	19.55 ****		0.0	19.55	100	1.54	1.54
-frakt	0.450 sum:	20.00	0.0	0.45 sum:	20.00	0.06	0.06
							9.11
							9.11

1093320 kroner ved 120000 tonn

KULER

Regner med å bruke store kuler (70-90 mm) på primærmøllene (mølle 3 og 5). På sekundær møllen (mølle 9) og demalingsmøllen (mølle 8) antas små kuler (25 mm) brukt. Pris for De-Boluetta-kuler brukes (1990-pris + 5%). Pris for store og små kuler kan tilnærmet settes til det samme.

Priser:

Kuler: 4272 kroner/tonn

Forbruk, cvi-pebs: 0.00 kg/t

Forbruk, kuler: 1.70 kg/t

(Vurdering, tilsvarende stav- og kuleforbruk totalt (mølle 1, mølle 2 og småmøllene) på Tv.fj.)

Kostnad: 7.26 kr./t

= 871,473 kroner ved 120000 tonn

SUM KJEMIKALIER OG KULER

Kostnad: 16.37 kroner/tonn

1964793 kroner ved 120000 tonn

* Spesifikk vekt for lesket kalk er halvparten av spesifikk vekt for ulesket kalk. M.a.o. forbruket av lesket kalk vil være dobbelt av ulesket kalk.

Forbruket er ukjent i Enonkosol, derfor er forbruket av Ca(OH)2 antatt to ganger et normalt CaO-forbruket ved Tv.fj.

** Pris oppgitt av Hylla Kalkverk.

*** Antatt pris som Dow 250.

**** Antatt pris som Magnafloc 900.

DRIFTBUDSJETTET RÅSTVANGEN 1990

Oppredning

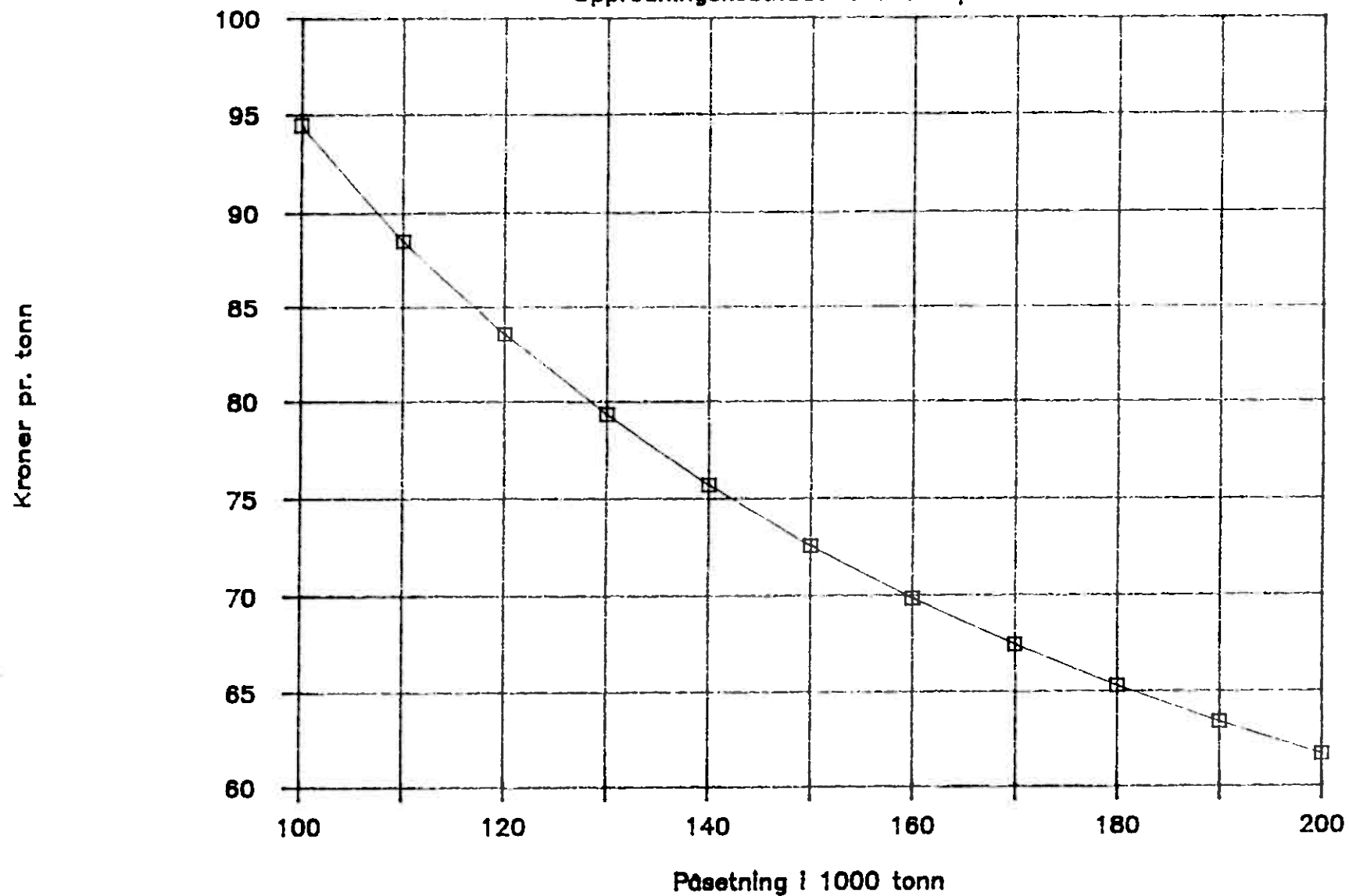
Fåmating: 120.000 tonn
 Bemanning: 14 personer
 3-Skiftsordning 4,725 timer (35 timers uke, 3-skift og 45 driftsuger)

Lønn inkludert sosiale kostnader	4,050,000	"
Kjemikalier og kuler:	1,964,793	"
Materiell forsyning (inkl. transport):	1,490,280	"
Elektrisk kraft:	2,522,675	"
SUM:	10,027,748	kroner

Ved 120000 tonns mæting pr år er kostnaden 83.56 kroner/tonn

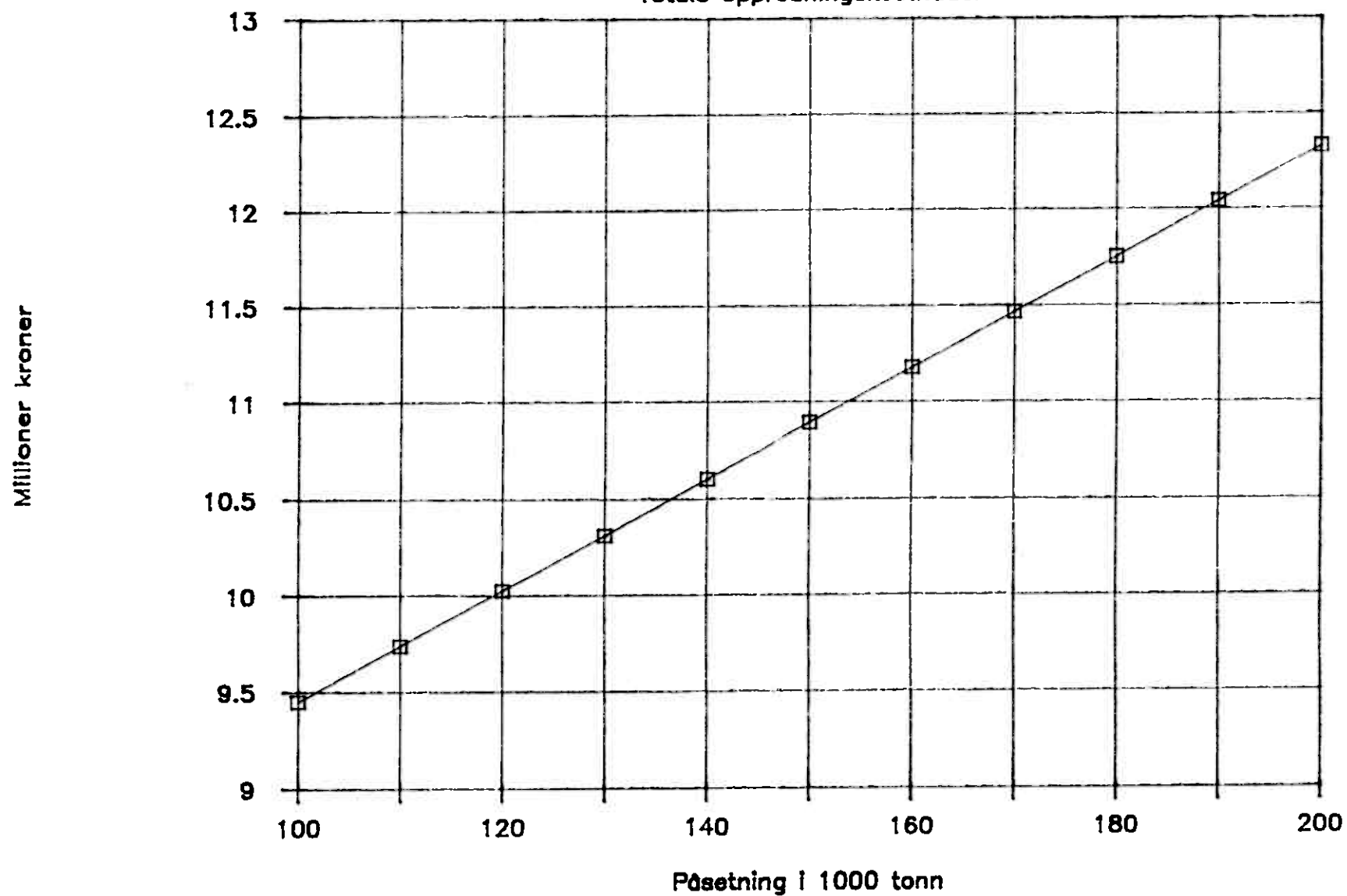
DRIFTSKOSTNADER RØSTVANGEN, KVIKNE

Oppredningskostnader i kroner pr. tonn

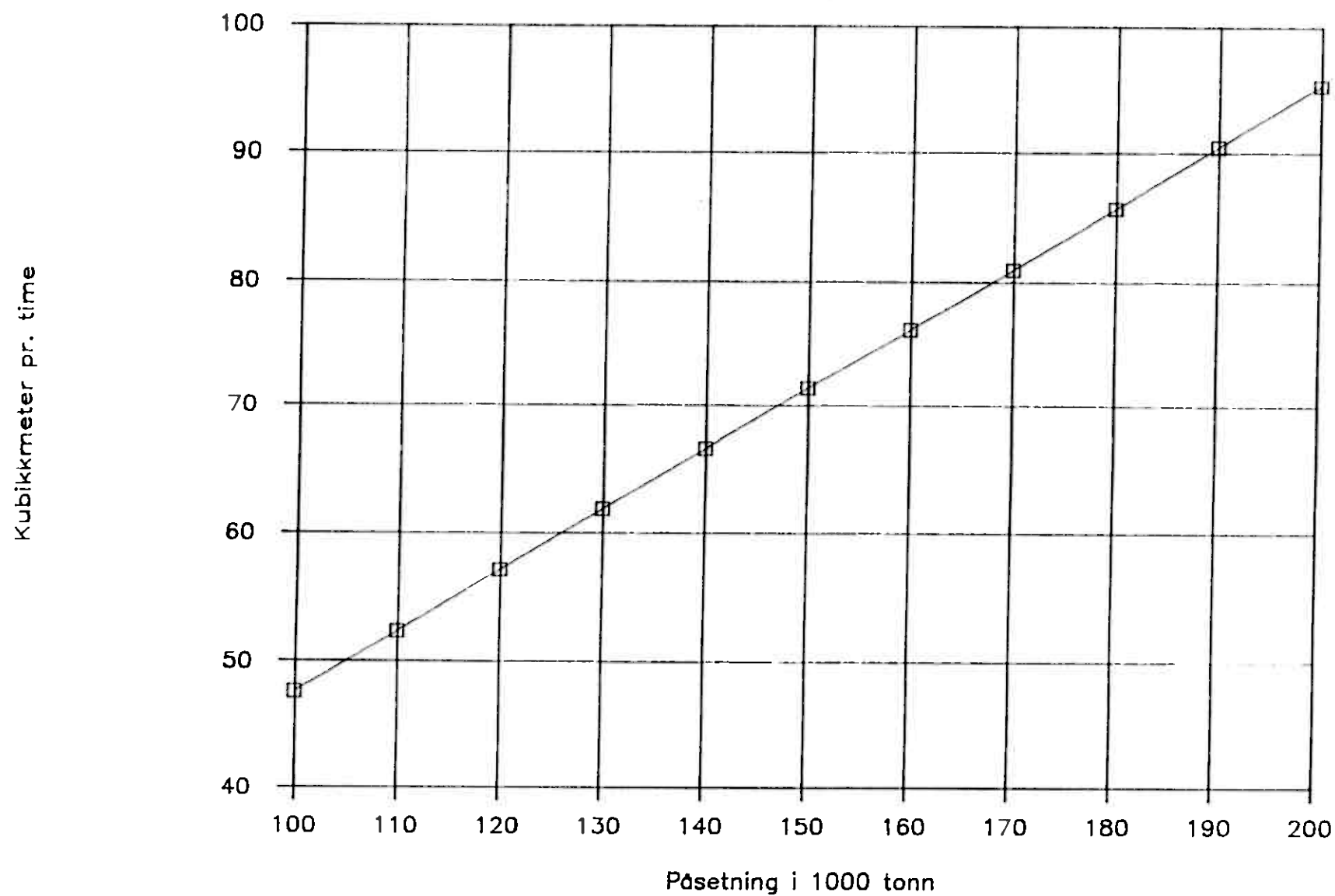


DRIFTSKOSTNADER RØSTVANGEN, KVIKNE

Totale oppredningskostnader

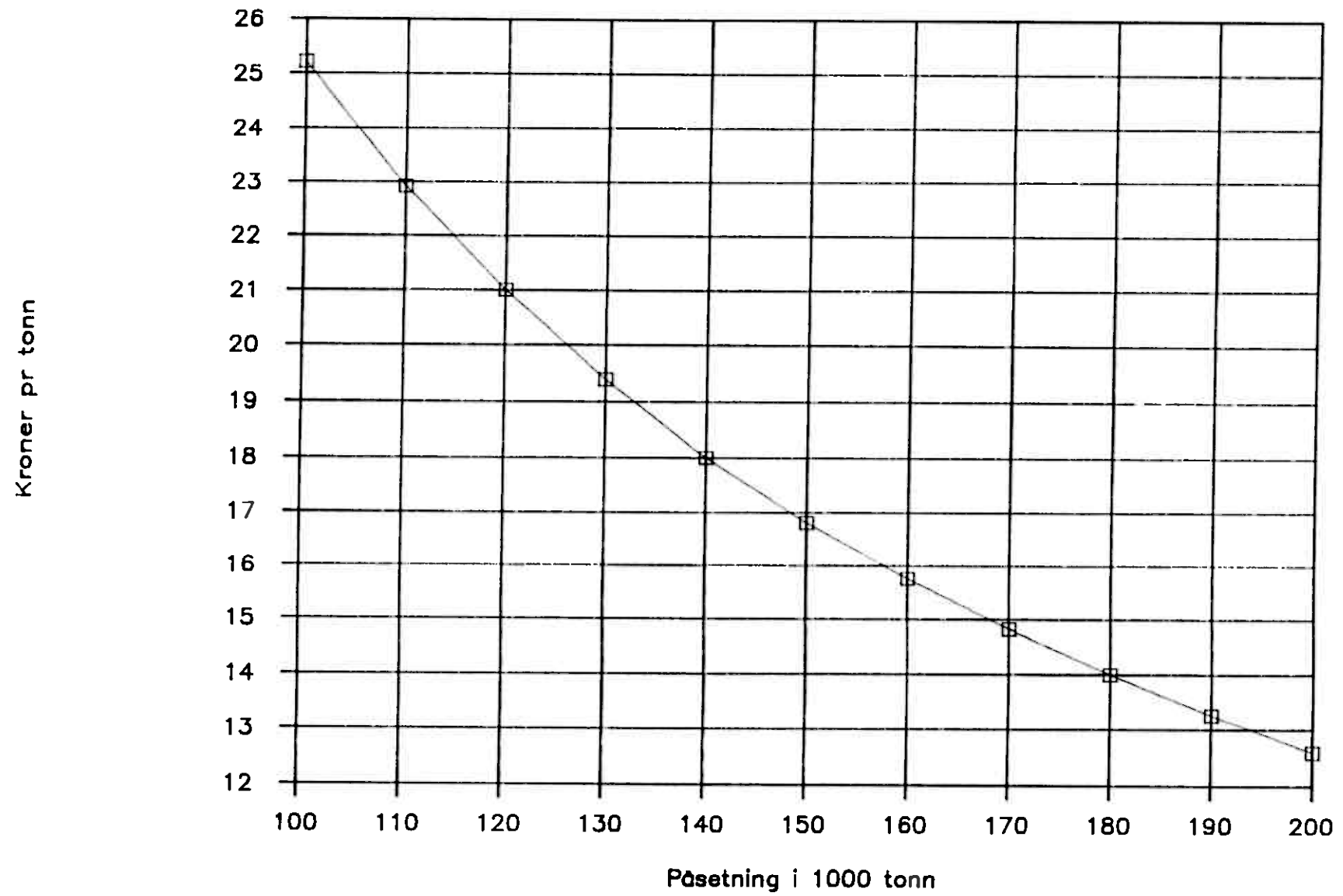


VANNFORBRUK, ROSTVANGEN

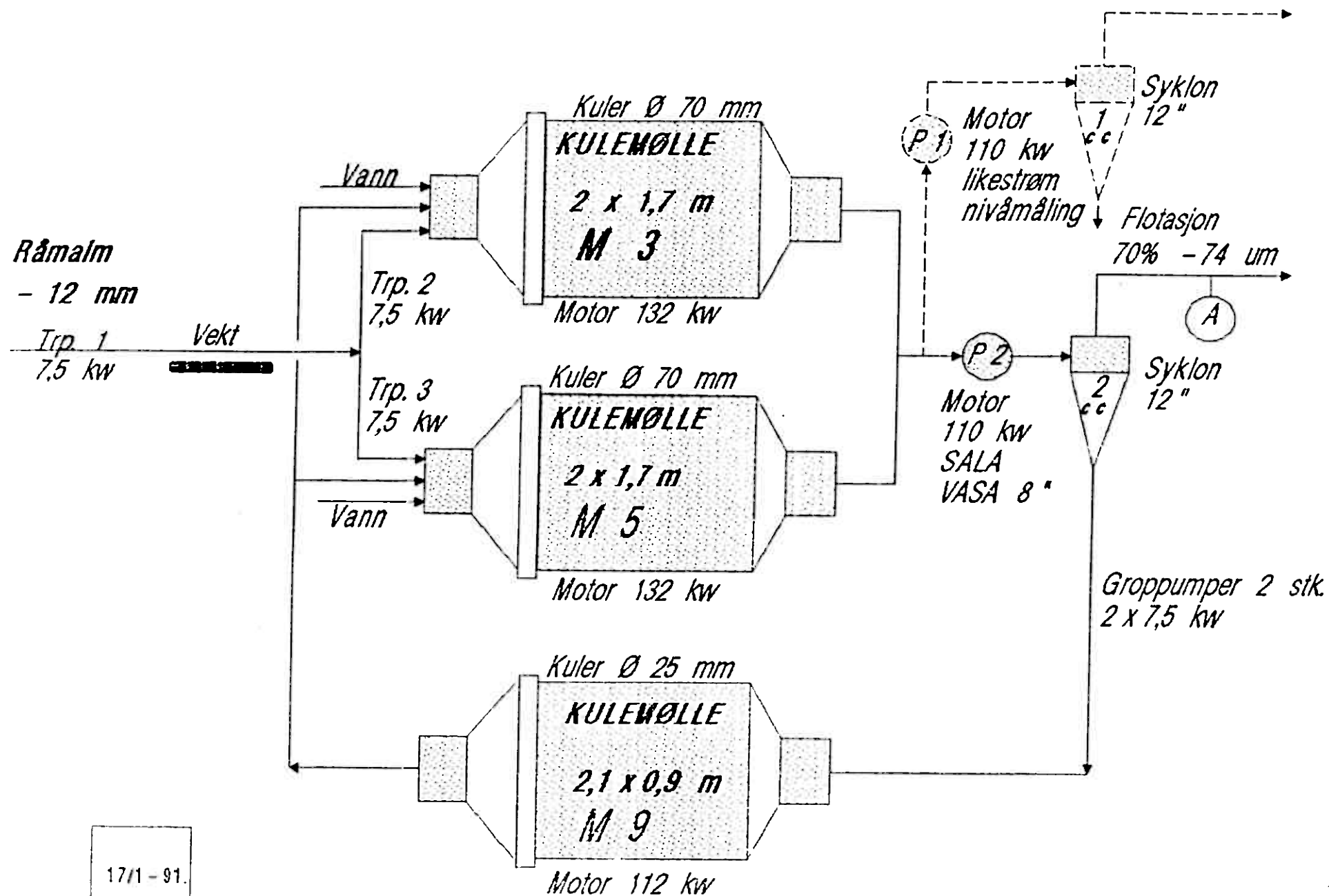


BILAG 3 F

KOSTNADER ELEKTRISK KRAFT, RØSTVANGEN



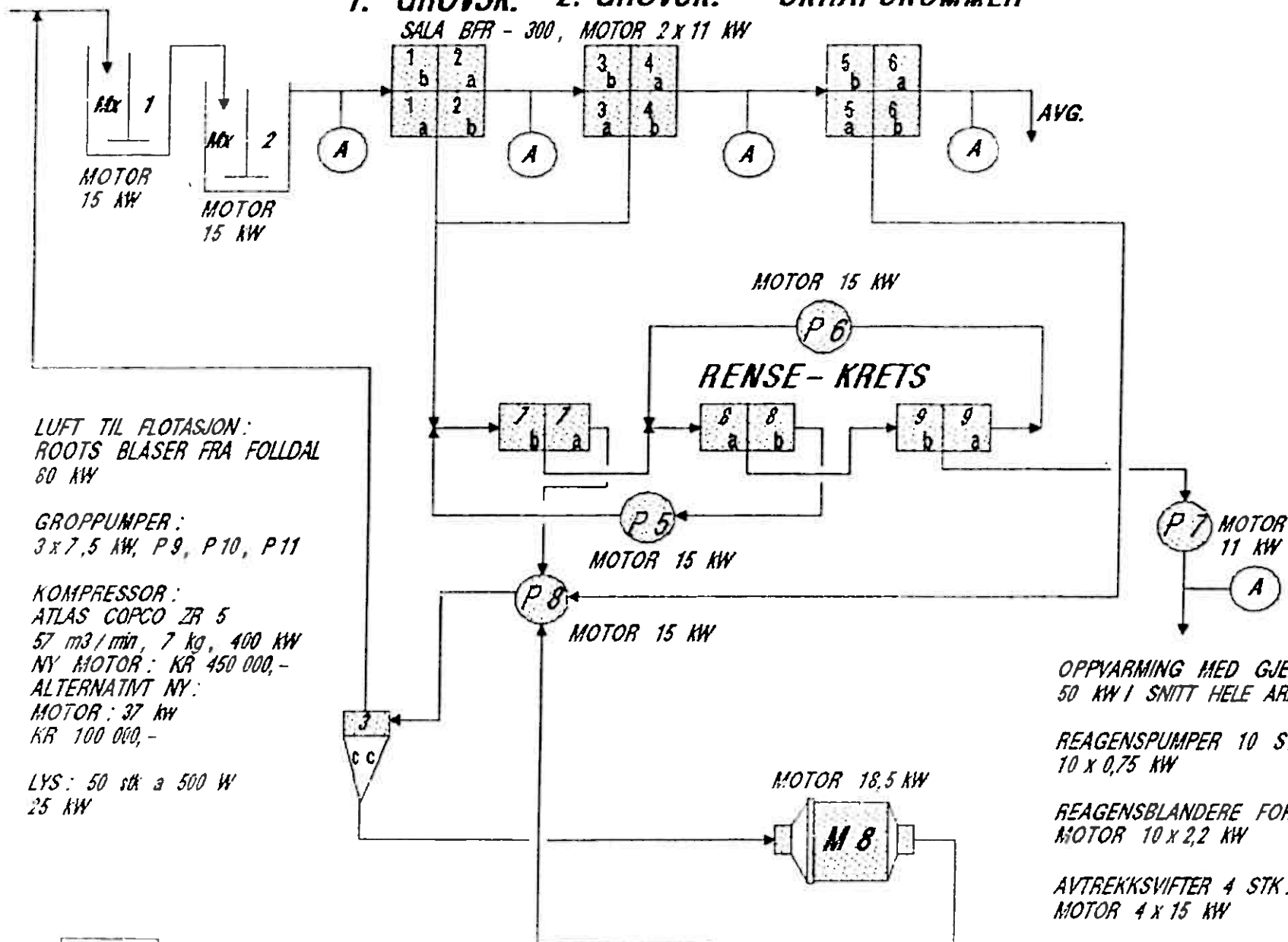
MØLLEKRETS VAKKERLIEN



FLOTASJONSKRETS VAKKERLIEN

1. GROVSK. 2. GROVSK. SKRAPSKUMMER

SALA BFR - 300, MOTOR 2 x 11 kW



LUFT TIL FLOTASJON:
ROOTS BLASER FRA FOLLDAL
60 kW

GROPPUMPER:
3 x 7,5 kW, P 9, P 10, P 11

KOMPRESSOR:
ATLAS COPCO ZR 5
57 m³/min, 7 kg, 400 kW
NY MOTOR: KR 450 000,-
ALTERNATIVT NY:
MOTOR: 37 kW
KR 100 000,-

LYS: 50 stk a 500 W
25 kW

OPPVARMING MED GJENVINNER:
50 kW I SNITT HELE ARET.

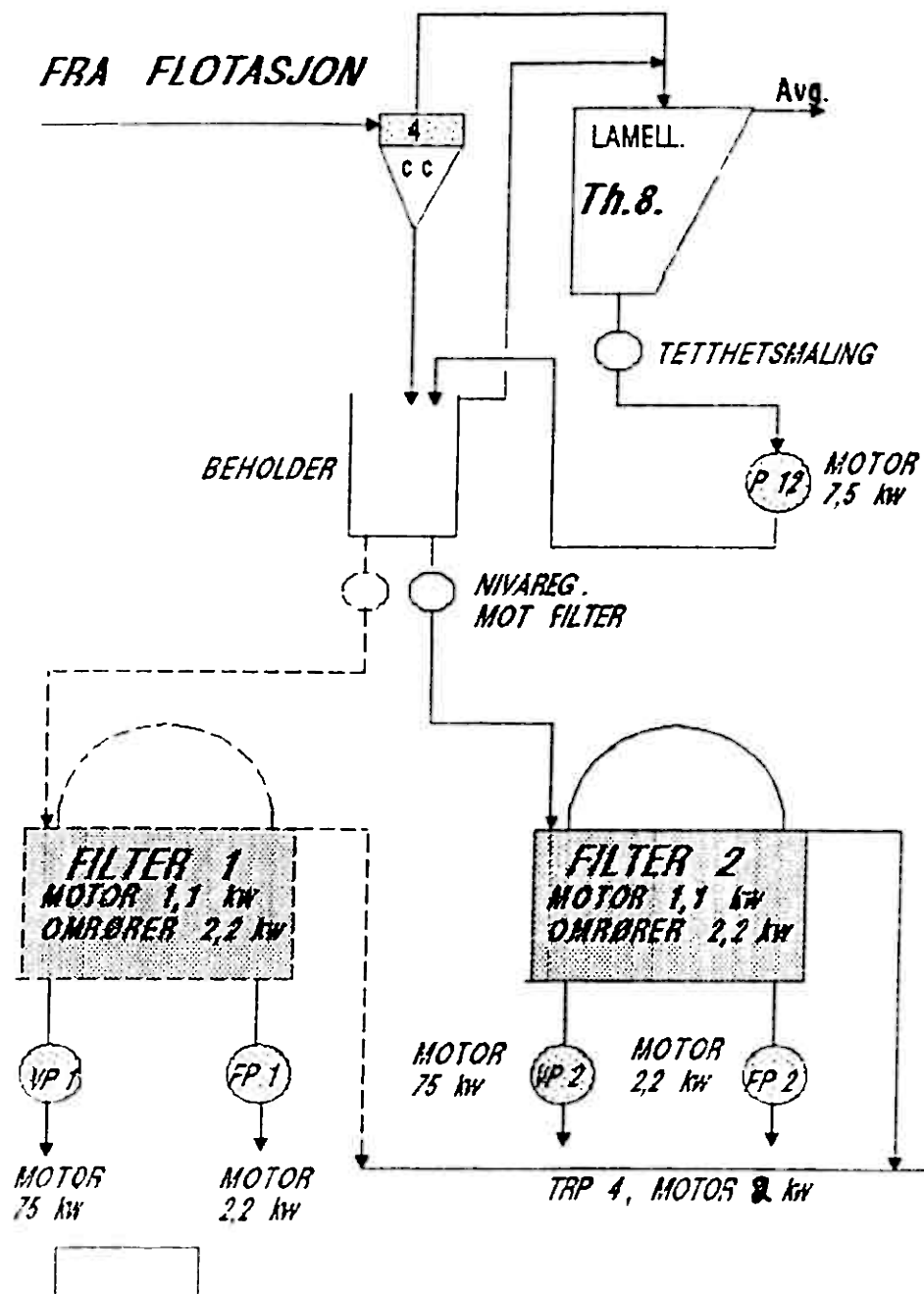
REAGENSPUMPER 10 STK:
10 x 0,75 kW

REAGENSBLANDERE FOR 5 REAGENSER:
MOTOR 10 x 2,2 kW

AVTREKKSVIFTER 4 STK:
MOTOR 4 x 15 kW

6 PKT m/ ANALYSATOR OG PRØVETAKER-
PUMPER SAMT 2 STK RETUR
MOTOR 8 x 1,5 kW

FRA FLOTASJON



TØRKERI VAKKERLIEN

GROPPUMPE :
1 x 7,5 kW, P 13

OPPVARMING :
5 kW / SNITT OVER ÅRET

BILAG 4 A - 4 C

INNHALDSFORTEGNELSE

1.0 INNLEDNING

2.0 SAMMENDRAG KOSTNADER

3.0 BESKRIVELSE AV ANLEGGSELER MED KOSTNADER

VEDLEGG

VEDLEGG NR. 1 : KOSTNADSMODELLER

VEDLEGG NR. 2 : TEGNINGER OG FIGURER

VEDLEGG NR. 3 : FOTOBILAG

1.0 INNLEDNING

Folldal Verk A/S ønsker å utrede kostnader ved å bygge et oppredningsanlegg ved Røstvangen gruve (ref. tegn. nr 1).

A.R. Reinertsen rådgivende ingeniør (ARR) er i den anledning engasjert til å kostnadsregne de tiltak som bedriften selv har foreslått å gjennomføre.

Arbeidet omfatter kostnadsregning av følgende anleggsdeler :

- Adkomstvei fra riksveg 3 til anlegget. Her inngår utbedring av eksisterende veg, bygging av en del ny veg samt ny bru over Tunna.
- Isolert bygg med traverskran for oppredningsanlegg.
- Lagerskur, ikke isolert.
- Kjemikalielab, ~~ikke~~ isolert.
- Fundamenter for knuseanlegg og silo for knust masse.
- Brakkeleir med innkvartering for inntil 20 personer.
- Anleggskontor.
- Vannforsyning.
- Avløp.
- Avgangsdam.

Kostnader er beregnet med en usikkerhet på +/- 10-15 %.

2.0 SAMMENDRAG KOSTNADER

Beregnete kostnader er entreprisekostnader på dagens nivå.

Post 3.01	Adkomstveg og bru	kr. 1.786.000,-
Post 3.02	Oppredningsbygning	kr. 2.250.000,-
Post 3.03	Lagerskur	kr. 438.000,-
Post 3.04	Kjemikalielab	kr. 43.800,-
Post 3.05	Knuseanlegg og silo	kr. 520.000,-
Post 3.06	Brakkeleir	kr. 2.195.600,-
Post 3.07	Kontor	kr. 257.400,-
Post 3.08	Vannforsyning	
Post 3.09	Avløp	kr. 2.025.000,-
Post 3.10	Avgangsdam	kr. 175.000,-
Post 3.11	Uforutsett 10 %	kr. 969.200,-

Sum entreprisekostnad		kr. 10.660.000,-
=====		

3.0 BESKRIVELSE AV ANLEGGSEDELER MED KOSTNADER

- 3.01 Adkomstveg med bru over Tunna
- 3.02 Bygg for oppredningsanlegg
- 3.03 Lagerskur
- 3.04 Kjemikalielab.
- 3.05 Knuseanlegg og silo
- 3.06 Brakkeleir
- 3.07 Kontor
- 3.08 Vannforsyning
- 3.09 Avløp
- 3.10 Avgangsdam

3.01 Adkomstveg (ref. tegn. nr. 2 og 3)

- 3.01.01 Fra riksveg 3 til bru over Tunna, 0 - 1260 m.
Noe grøfting og oppretting samt grusing og planering
- 3.01.02 Fra bru over Tunna til Røstvangen, 1260 - 1660 m
Utvidelse av veg til b=5.0 m, grøfter og gruslag ca. 20 cm.
- 3.01.03 Ny veg forbi Røstvangen, 1660 - 1860 m
- 3.01.04 Fra Røstvangen til anlegget, 1860 - 2800 m
Utbedring av eksisterende veg
- 3.01.05 Ny veg til anlegget på vest for avgangsdammen, 2800 - 3400 m
- 3.01.06 Veger og plasser på anleggsområdet, 4000 m²
- 3.01.07 Veg vest for avgangsdammen, 600 m.
Det anlegges ny veg på de to dammene.
- 3.01.08 Bru over Tunna
Har valgt å bygge ny bru på samme sted som eksisterende bru, og å utnytte de eksisterende landkarene av murt stein. River den gamle brua, fjerner noe stein i topplaget på landkarene og støper fundament for NOB dragere. Støper også et lag med armert betong rundt de murte landkarene. Det benyttes 12 stk. NOB 400 med lengde ca. 8.4 m. Som kjøredekke armert betongplate med snitt tykkelse 15 cm. Det monteres rekkverk med guardrail.

Kostnader (ref. kostnadsmodeller 3.01.02-3.01.05 og 3.01.08)

.01	1260 m veg	RS	126.000,-
.02	400 m veg	a kr. 290,-	116.000,-
.03	200 m veg	a kr. 660,-	132.000,-
.04	940 m veg	a kr. 320,-	300.800,-
.05	600 m veg	a kr. 530,-	318.000,-
.06	Veger og plasser 4000 m ²	a kr. 90,-	360.000,-
.07	600 m veg	a kr. 440,-	264.000,-
.08	Bru over Tunna	RS	169.200,-
Sum post 3.01		kr.	1.786.000,-

3.02 Bygg for oppredningsanlegg (ref. regn. nr 4)

Bygget er regnet fundamentert på fjell. Bærekonstruksjoner i vegger og tak er av stål med rieglar og stålplatekledning. Tak og vegger isoleres.

Gulv av armert betong.

Pris på prosessutstyr innhentes av oppdragsgiver og er ikke inkludert her.

Traverskran med 30 m kranbane og løftekapasitet 5 tonn er inkludert.

Kostnader post 3.02 (ref. kostnadsmodell 3.02.01 og 3.02.02) :

Bygg for oppredningsanlegg	RS	2.250.000,-
----------------------------	----	-------------

3.03 Lagerskur

Det er regnet med grunn fundamentering. Det vil si at dersom bygget fundamenteres på løsmasser, støpes fundamentene på Rockwool isolasjonsplater.

Søyleavstand i yttervegger er 5.0 m.

Veggkledning er 32 profil stålplater med rieglar.

Det er regnet med vindusbunn på langveggene og porter på gavlene. Lageret utføres uisolert.

Taket utføres med fagverksdragere som spenner 15.0 m. Takkledning er stålplater med rieglar.

Gulv av armert betong.

Kostnader post 3.03 (ref. kostnadsmodell 3.03.01) :

300 m ² a kr. 1.460,-	438.000,-
----------------------------------	-----------

3.04 Kjemikalielaboratorium

Bygget utføres som lagerskuret, ~~og uten~~ isolasjon i tak og vegger.

Kostnader post 3.04 :

30 m ² a kr. 1.460,-	43.800,-
---------------------------------	----------

3.05 Knuseanlegg og silo

Knuseanlegget skal bestå av grovknuser, sikteanlegg og finknuser med beltetransportør opp i silo.

Den mekaniske delen av anlegget kostnadsregnes av oppdragsgiver og tas ikke med her.

Maskiner og bygg fundamenteres på fjell.

Bygget utføres uisolert med stål baring og korrugerte stålplater i vegger og tak.

Siloen skal romme 150 m³ knust masse. Den utstyres med hydraulisk manøvrerbar luke og isoleres. Det legges inn varme-

elementer ved luka.

Kostnader post 3.05 (ref. kostnadsmodell 3.05.01) :

Bygg for knuse- og sikteanlegg	RS	240.000,-
Silo	RS	280.000,-
Sum post 3.05		kr. 520.000,-

3.06 Brakkeleir for inntil 20 personer med kokkelag (ref. fig nr 1)

Brakkeleiren består av 26 enheter. I soveromsdelen er det innskutt 4 enheter med dusj, vask og WC. Det vil si et ekstra vaskerom pr. 5 personer.

Nærmest soveleiren er 2 enheter med TV-rom og badstubrakke. Det rigges 3 enheter for lomprom, vaskerom og skap for gangtøy. Videre er det 5 enheter for spiserom, oppholdsrom og kjøkken samt 3 enheter til betjening og lager.

Kostnader post 3.06 :

.01	Levering av 26 enheter	RS	1.843.600,-
.02	Fundament for brakkeleir. Det regnes med grunnmur i betong på tunge isolasjons- matter. Dvs. grunn funda- mentering. 440 m ²	a kr. 450,-	198.000,-
	(Ved å benytte stolperei- som tettes med bordkledning kan det på denne posten spares RS kr. 90.000,-)		
.03	Transport av brakker til byggeplass 26 stk	a kr. 2.000,-	52.000,-
.04	Montasje 26 stk	a kr. 2.000,-	52.000,-
.05	Kjøkkenutstyr	RS	40.000,-
.06	Annet løst utstyr	RS	10.000,-
Sum post 3.06			kr. 2.195.600,-

3.07 Kontor (ref. fig. 2)

Kontoret består av 4 enheter, tilsammen 68 m². Det er valgt en inngangsenhet med 2 stk WC og vaskerom, 2 enheter med resepsjon og 3 kontorer samt et møterom.

Kontoret kan monteres sammen med brakkeleiren, men vi har valgt å plassere det noe adskilt.

Løs innredning i kontorseksjonen er ikke inkludert i kostnaden

Kostnader post 3.06 :

.01	Levering av 4 enheter	RS	210.800,-
.02	Fundament for kontor. Det regnes med grunnmur i betong på tunge isolasjons- matter. Dvs. grunn funda- mentering. 68 m ²	a kr. 450,-	30.600,-
	(Ved å benytte stolpereis som tettes med bordkledning kan det på denne posten spares RS kr. 13.000,-)		
.03	Transport til byggeplass 4 stk	a kr. 2.000,-	8.000,-
.04	Montasje 4 stk	a kr. 2.000,-	8.000,-

Sum post 3.07		kr.	257.400,-
=====			

3.08 Vannforsyning

Vannforsyning skjer fra 5 brønner plassert ca 400 m nord for selve gruva. Kostnadsoverslag viser at bruk av Isovarmrør (Ø 160/200 mm) og grunn grøft er billigst. Denne type rør forutsettes benyttet. Vannet føres via pumper til vannmagasin i gruvestoll. Vannmagasin på ca. 1000 m³. Overløp fra dette magasinet føres til avløpsledning.

3.09 Avløp

Avløp fra flotasjonsanlegg og forlegning føres via slam-avskiller til utslipp i eksisterende dam. Iflg. Fylkesmannens miljøvernavdeling er det ikke krav til fettutskiller fra kjøkken av denne aktuelle størrelsesorden såfremt det ikke installeres muligheter for frityrsteking (gatekjøkkenmat). I vårt overslag har vi derfor ikke tatt med fettutskiller. Overvann (slukvann) fra verksted forutsettes ført via oljeutskiller til avløp i avgangsdammen.

Kostnader post 3.08 og 3.09 (ref. kostnadsmodell 3.08.02 - 3.08.06. Sammendrag i kostnadsmodell 3.08.01)

Vann og avløp	RS	kr. 2.025.000,-
---------------	----	-----------------

3.10 Avgangsdam (ref. tegn nr 4)

Avgangsmassene skal føres til eksisterende avgangsdam. For å få et vannivå på kote +710.0 må det på to steder bygges fyllingsdammer. Dammene bygges opp til kote +711.0. Tette masser tas fra morenerygg inne i damområdet. Massene transporteres med hjullaster og legges ut og komprimeres med

beltemaskin og vibrovals. Skråninger sikres med grovere morenemasser.

Det anrettes et overløp på kote +710.0. Overløpet utføres med kulvertrør og det plastres med stein ved innløp og utløp.

Kostnader post 3.10 (ref. kostnadsmodell 3.10.01) :

.01	Fyllingsdammer	RS	159.000,-
.02	Overløp	RS	16.000,-

Sum post 3.10		kr.	175.000,-
=====			

BILAG 4 B

Bygninger og uteanlegg.

INVESTERINGER.

Konsulentfirmaet A.R. Reinertsen har utført kostnadsberegning for en stor del av dette anlegget, og det vises til deres rapport som følger vedlagt. Deler som kommer i tillegg er følgende:

a. Krafttilførsel.

Ny kraftlinje fra eksisterende 20 kV-linje ved Stubsjøen og frem til anlegget. Denne blir ca. 1.300 m lang og er av Kvikne - Rennebu Kraftlag kostnadsberegnet til kr. 850.000,- inkl. trafoer ved anlegget.

Hovedlinjen ved Stubsjøen er i utgangspunktet stor nok til å forsyne anlegget med 1,8 MW som maksimalbelastning. Normalforbruket bør ligge noe lavere.

b. Avgangsledning og pontonger.

Totalt 400 m ledning og ca. 250 m pontonger. Regner med å legge dobbel ledning. Antar 6" avgangsledning trykkklasse 10 kg.

50 pontonger (brukte fra Hjerkin).

Ledning, pontonger og diverse kr. 200.000,-.

c. Grovknuseanlegg.

Det er innhentet tilbud på nytt Lokomo to-trinns anlegg med nødvendige matere, sikt og transportører. Med komplett elektrisk utrustning er nyprisen kr. 4.2 mill.

Et alternativ vil muligens være å kjøpe brukt knuseanlegg og det foreligger et tilbud på komplett brukt anlegg til en pris av kr. 3.mill.

Usikkerhet i disse tall er størst når det gjelder avgangsdammen. Spørsmålet her er om dammen vil bli tett og beholde vannspeil uten ekstra tetningslag i bunnen. Dette vil måtte undersøkes nærmere. Det ligger ellers innsparings-muligheter i bygningsdelen, spesielt brakkeleir kan reduseres vesentlig.

BILAG 4 C

DRIFTSKOSTNADER.

Driftskostnader for de forskjellige deloperasjonene er beregnet ut fra standardkostnader, erfaringstall fra Tverrfjellet og delvis innhentede priser. Uforutsette tillegg er påplussset med ca. 10 % for hver post. Kostnader er regnet ut for hele år.

Driftskostnader bygninger og avgangsdam.

Drift og vedlikehold (eks.lønn) kr. 50,- x 1.500 m ²	kr.	75.000,-
Energikostnader, eks.oppredning kr. 100,- x 700 ²	"	70.000,-
Energi, vannforsyning	"	75.000,-
Renhold 700 m ² - kr. 150,- x 700 ²	"	195.000,-
Diverse kostnader	"	80.000,-
Lønnskostnader for diverse oppgaver: bygningsettersyn, avgangsdeponering, snørydding, transport etc.		
2 mann 2 x 250.000,-	"	500.000,-
Uforutsett	"	105.000,-

Årskostnader	kr.	1.100.000,-

Driftskostnader administrasjon.

Royalty	kr.	400.000,-
Forsikringer	"	300.000,-
Telefon, kontorutgifter, avgifter, reiser	"	600.000,-
Bedriftslege, velferd etc.	"	200.000,-
Gasjer, 2 personer - 250.000 x 2	"	500.000,-
Uforutsett	"	200.000,-

Årskostnader	kr.	2.200.000,-

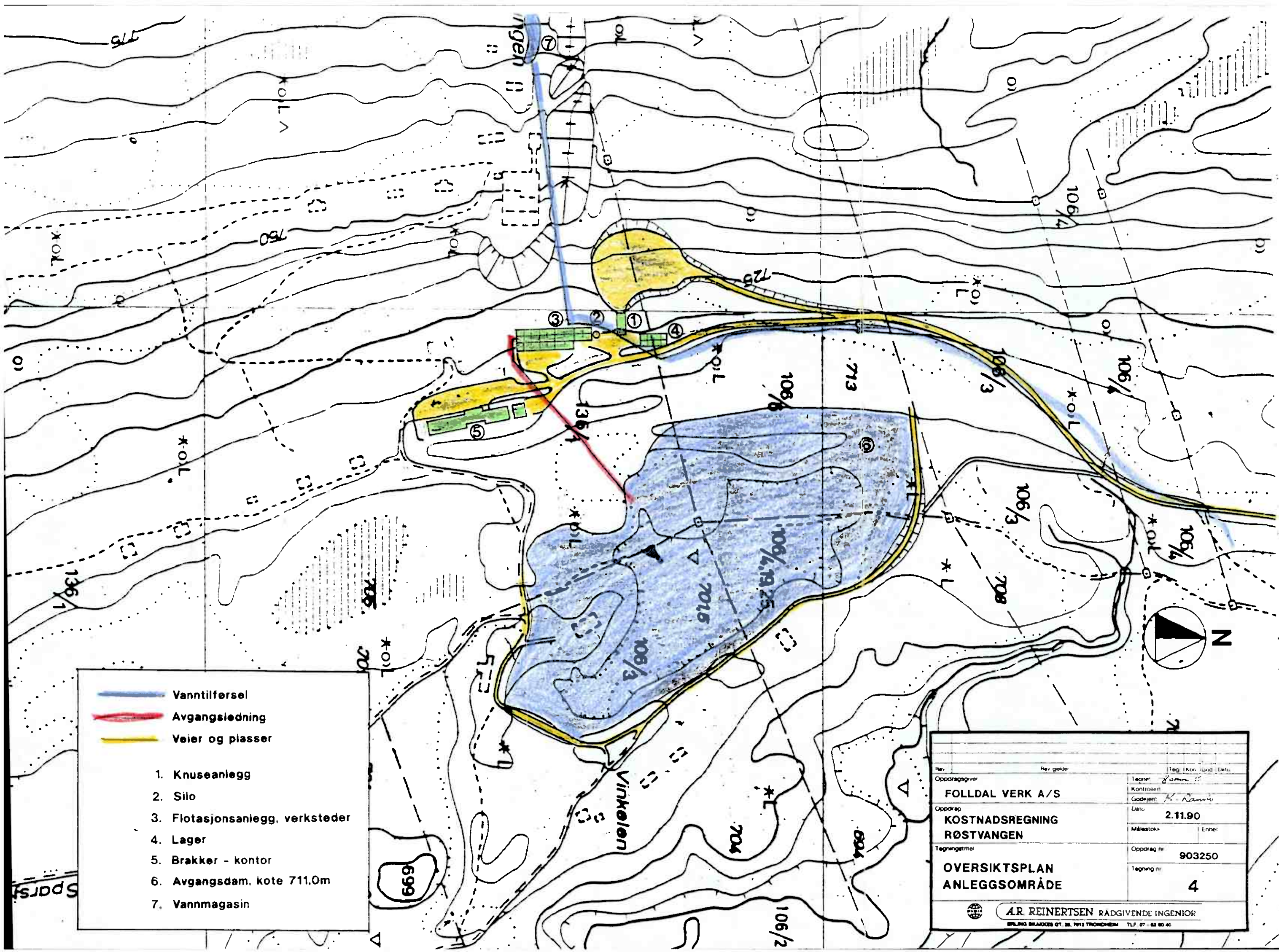
Drift spisemesse/forlegning	kr.	400.000,-

Kontrolltiltak miljø	kr.	200.000,-

Innkjøpte tjenester		
Lønnsavregning, mek. vedlikehold, diverse transporter etc.	kr.	350.000,-

Sammendrag	kr.	4.250.000,-

Det antas at kostnadene for disse oppgavene blir tilnærmet like for de alternative produksjonsmengder.



- Vanntilførsel
- Avgangsledning
- Veier og plasser

1. Knuseanlegg
2. Silo
3. Flotasjonsanlegg, verksteder
4. Lager
5. Brakker - kontor
6. Avgangsdam, kote 711,0m
7. Vannmagasin

Rev.	Rev. gjelder	Teg. (Kor. lund. Dato)
Oppdragsgiver	Tegner: <i>Gunn E.</i>	
FOLLDAL VERK A/S	Kontrollert	
	Godkjent: <i>H. Rasmussen</i>	
Oppdrag	Dato	2.11.90
KOSTNADSREGNING	Målestokk	Enhet
RØSTVANGEN	Oppdrag nr.	903250
Tegningstittel	Tegning nr.	4
OVERSIKTSPLAN ANLEGGSSOMRÅDE		
A.R. REINERTSEN RADGIVENDE INGENIØR		
BPLING BLAASØES GT. 38, 7013 TRONDHEIM TLF. 07 - 82 80 40		