



Bergvesenet

Postboks 3021, 7002 Trondheim

Rapportarkivet

Bergvesenet rapport nr BV 551	Intern Journal nr	Internt arkiv nr	Rapport lokalisering Trondheim	Gradering Åpen
Kommer fra ..arkiv Nordlandske	Ekstern rapport nr	Oversendt fra Terra Mining A/S	Fortrolig pga	Fortrolig fra dato:
Tittel Bindalsprosjektet: Geomodeller og forslag til rutiner ved videre undersøkelser.				
Forfatter Tore Vrålstad		Dato 12/05 1986	Bedrift Norsk Hydro A/S	
Kommune Bindal	Fylke Nordland	Bergdistrikt Nordlandske	1: 50 000 kartblad 18252	1: 250 000 kartblad
Fagområde Geologi	Dokument type		Forekomster Kolsvik	
Råstofftype Malm/metall	Emneord Au			
Sammendrag Rapporten/ notatet inneholder ingen nye opplysninger om Kolsvik forekomsten men er en modellering av mulige prosesser for lokalisering av Au. Den tar opp sentrale spørsmål som borhullstetthet, "nugget"effekt og prøvestørrelse. Det foreslås rutiner for kartlegging og prøvetaking på stuff og det skisseres en teknisk løsning for prøvetaking av borkaks.				

BINDALSPROSJEKTET

Geomodeller og forslag til rutiner
ved videre undersøkelser

1. INNLEDNING

2. GEOMODELL

- 2.1 Geohistorisk utvikling
- 2.2 Geoscenario
- 2.3 Mineraliseringens geometri
- 2.4 Mineralogi
- 2.5 Konklusjon

3. PRØVETAKING

- 3.1 Generelt
 - 3.2 Evaluering av forekomst og reserveberegning ved
diamantboring
 - 3.2.1 Diamantboring
 - 3.2.2 Loggerrutiner
 - 3.3 Prøvetaging under drift, "Grade Controll"
 - 3.3.1 På stuff
 - 3.3.2 Av salve
 - 3.3.3 Av kaks fra produksjonsboring
-

4. MIN MENING

R A P P O R T

1. INNLEDNING

Denne rapport bygger på tidligere arbeide i forbindelse med A/S Sulfidmalm's undersøkelser i feltet, sammenholdt med egne "befaringer" på forekomster høsten 1985. Jeg har altså selv utført lite direkte studier eller kartlegging. Videre er grunnlaget studiebesøk ved flere operative gruver og prosjekter av lignende type i utlandet.

Rapporten er svar på spørsmål fra Terra Mining formet i brev av 27.1.86. Den er et konsentrat av en del av vår kunnskap om Kolsvik-forekomsten - og om aspekter ved slike forekomster generelt. Dessuten inneholder den endel konkrete forslag til driftsrutiner.

2. GEO MODELL

2.1 Geo-historisk utvikling

Den geo-historiske utvikling som har relevans for
./.
Kolsvik-forekomsten er fremstilt i vedlagte skjema.
(Fig. I).

I sen/post-orogen tid oppsto i Kolsvik-området et system av sirkulerende løsninger over en varmekilde (sannsynligvis en granitt). Disse løsningene utviklet en kjemi som gjorde den i stand til å løse opp og å transportere gull.

På ett tidspunkt ble dette "hydrotermale system" punktert av et sprekkesystem ovenifra dannet ved tensjon i jordskorpen. De hydrotermale løsningene ble drenert opp i dette sprekkesystem og de oppløste komponenter avsatt ved de aktuelle P-t forhold for utfelling.

Dermed vil de hydrotermale avsetningene - her kvarts, arsenkis og gull (++) - være lokalisert i et subvertikalt tensjonssprekkesystem. Dette vil på grunn av det lokale inhomogene bergartsmiljø på detaljnivå være styrt og formet av sidebergartenes kompetanse og strukturelle forhold (ex skifrichet).

- 2.2 Den fysiske følge av denne tolkning er fremstilt i vedlagte "Geo-scenario" (Fig. 2). På fig. 2 er "Geo-situasjonen" ved de forskjellige kjente lokaliteter i Kolsvik lagt inn.

Generelt

- Scenariet gjelder prisnapielt både i vertikalt og horisontalt plan.
- I store trekk følger mineraliseringen (Q, Asp, Au) et subvertikalt og subkontinuerlig sprekkesystem.
- Sprekkesystemet har forskjellig mønstre og utvikling avhengig av:
 1. Kompetansen til sidebergartene - og
 2. homogeniteten til sidebergartene.

En homogen og kompetent granitt vil gi størst åpninger og størst sannsynlighet for god malm. En duktil kalk vil "sige igjen" og ikke gi åpninger og mineralisering.

Selv om det er et rommelig sammenheng mellom fin-kornete granittganger og mineralisering, behøver det ikke å være genetisk sammenheng.

- På grunn av hyppig veksling av bergarter med forskjellig homogenitet i Kolsvik-området kan en forvente en subkontinuerlig og uregelmessig mineralisert sone. Sprang av sonen på flere meters størrelse både lateralt og til siden må forventes.

NB! Senere bevegelse i Kolsvik-strukturen (den som følger - og er årsak til dalen) har komplisert forholdet nær denne.

Spesielt

- F:
Kompetent gneis kombinert med subvertikal struktur (forkastning) gir stor åpning og god mineralisering.
- BH 4 og 5:
Disse har "punkttert sonen" i kalkstein og heller ikke påvist mineralisering.
- Nebba:
Store og mindre granittganger. Flere av disse, evt. grensesoner er mineralisert. Kan forvente relativt stor uregelmessighet i mineralisering.
- Clondyke:
Stor granitt dyke, velutviklet sone, rik mineralisering.
- Boliden: - Stollen:
Her, i homogen granitt opptrer et sett velutviklede "fieder spalten" med mineralisering i en bredde på opp til 40 m til siden for hovedsonen (Clondyke). Dette flat-liggende spaltesystemet - delvis med stockwerk - ble dannet med nedadrettet tendens for østlige blokk.

Slike malmtyper: Stocwerk/fiederspaltten m.m. i
homogene bergarter gir lav gehalt, men stor tonnasje
og er av betydning i en del gruver (bl.a. Dome).

I Boliden-området synes imidlertid ikke gehalten å ha
kommet opp i interessant gehalt bortsett fra de ytter-
ste par metre.

- B-området:
Her opptrer kombinasjon av mindre granittganger og
bergartsgrenser (tror jeg!?).

2.3 MINERALISERINGENS GEOMETRI

Det er viktig å skille mellom mulig økonomisk sone og
mineralisert sone.

Mineraliseringen (gullføringen) er diffus, uregelmessig,
punktvis og kan være meget bred. Kfr. observasjoner som
Boliden, Ottar, Oppgangen, etc.

Den mulige økonomiske sone er mye mer konsistent, men
smal. Den vil sjelden være på 5 m, det vanlige vil være 1
til 3 m. Den vil helt sikkert være diskontinuerlig,
parallele soner kan opptre. Videre vil den være
kjennetegnet ved høyt kvarts og arsenkisinnhold $\pm$ VG.

På optimale steder kan "ore shots" eller "chimneys" opp-
tre. Det er subvertikale, langstrakte malmlegemer med høy
gehalt dannet der store mengder løsninger ble drenert.

I mange gruver er slike rike, men relativt små malmlegemer
helt avgjørende for gruen's økonomi.

2.4 MINERALOGI

Malmens hovedmineralogi er kvarts, arsenkis og gull. I
tillegg kommer scheelite, pyritt og omvandlingsprodukter.

Det har vært to mineraliserende faser med gull. (Fig. 3)

Fase I består av relativt mye kvarts med gullholdig arsenkis. (finfordelt gull). Fase II består av vesentlig mindre mengde kvarst og fritt og grovere gull (delvis som VG) avsatt i årer og sprekker i fase I.

Fig. 3 fremstiller gulletts kornstørrelsesfordeling, slik jeg tror den er, totalt og for de to fasene.

Her er også lagt inn kurve fra kumulativ Au-innhold knyttet til de forskjellige kornstørrelser. Denne illustrerer tydelig det helt dominerende innslag de store gullkorn har for det totale gullinnholdet. Dette, sammen med disse korns tilfeldige opptreden er grunnlaget for "Nugget Effekten".

Det synes som om Fase 2 geometrisk nokså nøye følger Fase I. Kanskje har Asp. (eller sulfider generelt) vært en nødvendig katalysator for Au-utfelling.?

Vi har sikkert en bimodal fordeling av gullet.

Bare Fase I avsetning gir gull-gehalt som korrelerer med As. Denne type alene blir neppe økonomisk før Asp-innholdet er min. 4-6% (Anslag).

Det viktigste for økonomi i Kolsvik er intensiviteten av Fase II. Denne fase finnes muligens (?) bare i sulfidførende partier (+ Fase I + med Asp), men gullinnholdet korrelerer ikke med Asp-innholdet.

Omvandling

Jeg har ikke fått noe fruktbart ut av å se på omvandlingen, og går derfor ikke nøyere inn på det.

Omvandling - relatert til gullavsetningen - er imidlertid tilstede. Kloritisering og kvarts-serisitt-dannelse (fsp. destruktiv) dominerer og bør logges.

NB! Hold den senere omvandling som er tilknyttet Kolsvik-strukturen (Kalkspatt, Prehnitt, leire, Hematitt) unna Au-problematikken.

2.5 Konklusjon

Potensiell økonomisk sone:

- Er relativt kvarts-, arsenkis rik og vil være omgitt av stor, diffus, uregelmessig mineralisert halo.
- Vil være smal og diskontinuerlig, og særdeles være velutviklet i kompetente bergarter eller i/langs subvertikale strukturer.
- Kan stedvis "bule ut" til ekstra rike partier som f.eks. bare utgjør 10-20% av malmens volum, men har dominerende/avgjørende rolle i gruvens økonomi.
- En slik "ore shot" vil være rik på Q, Asp og holde VG.
- Duktile bergarter, f.eks. kalk vil effektivt "klippe av" sonen.

3. PRØVETAKING

3.1 Generelt

Kolsvik-mineraliseringen tilhører den malmtypen som er aller vanskeligst å prøveta - også blant gullmalmer.

Problemene er så store mange steder at frasen "you got to mine it first" er en realitet. Og ved igangværende gruver

er kjente malmreserver meget små, og vel så meget basert på erfaring som på facts.

Dette skyldes - vesentlig - "nugget effekten". Dette er et matematisk begrep og en fysisk realitet som baserer seg på at gehalten i en prøve har ingen - eller liten - utsagnskraft for gehalten i nærliggende prøver.

"Nugget effekten" minimaliseres ved å ta store prøver, men ofte må en opp i upraktiske størrelser. Dessuten kan selve prøvetakingen bli høyst problematisk - særlig når man har med gull å gjøre - enten fordi den uvergelig vil bli selektiv, eller fordi en automatisk taper eller vinner gull ved den fysiske håndtering.

Tidligere virket også NE for fullt under prøvebehandlingen, splitting og analyseunntak, men det synes som om senere års rutiner langt på vei har overvunnet dette for mindre prøvestørrelser.

Det har lenge vært kjent at den nevnte "effekt" oftest fører til underestimering av forekomster. Ved besøk i "gull-områder" og samtaler med kollegaer med erfaring fra slike prosjekter, har jeg forsøkt å få frem mere kvalitative uttrykk for feilestimeringen. Det har bare i liten grad lyktes.

Jeg skiller i det følgende mellom to situasjoner

- Evaluering av forekomst, og reserveberegninger
- Prøvetaking under drift, d.v.s. "Grade Control"

3.2 EVALUERING AV FOREKOMST OG RESERVEBEREGNING VED DIAMANTBORING

Undersøkelse av forekomst-typer som Kolsvik skjer med diamantboring (i motsetning til mere masseformige dagbrudssforekomster hvor en benytter kaksboring).

I Abitibi-området (Canada) regnes erfaringsmessig som tommelfingelregel at en forekomst vil ha et netto-utbytte som er ca. 25% høyere enn kalkulert verdi fra diamantboring. Men variasjonene er store.

Generelt regnes at lavhaltige partier gir for lave verdier, mens særlig rike partier kan gi for høye estimer. Derfor brukes "Cut Values", d.v.s. at alle analyseverdier over f.eks. 30 g, kuttes ned til 30 g ved beregning av gjennomsnitt.

I "Norseman" i VA gir bare ca. 1/3 av borehullene som skjærer sonen gull i det hele tatt, og diamantbøringsresultatene er ikke brukbare til malmestimer og reserveforsyninger. I den nærliggende "Mt. Charlotte" gir diamantboringen derimot godt grunnlag for reserveberegninger p.g.a. statistisk fordeling av gullet.

Et av de få kjente - og publiserte - eksempler på forholdet mellom DDH-beregnet gehalt/tonasje og produsert gehalt/tonasje er fra Dome Mine i Ontario. Artikkelen vedlegges som en del av denne rapport (Vedlegg 1).

For type I malms vedkommende - som er den type som ligner mest på Kolsvik-typen ser en at

- bare ca. 1/3 av hullene registrerer økonomisk gehalt
- DDH indikert økonomisk tonasje er ca. 1/3 av reelt øk. tonasje
- DDH gehalt (cut) må multipliseres med en faktor på fra 2 til 3 for å få development gehalt (fig 4 og tab.2).

En skal legge merke til at borehullstettheten er meget stor.

Nå er nok malmtypen I i Dome Mine en malm med utpreget "nugget effect" men ikke mere enn at jeg har møtt flere kollegaer som kjenner seg igjen.

For å illustrere prinsippet for hvordan utpreget "nugget effekt" virker, har jeg laget et skjema, fig. 4, som viser forholdet mellom prøvestørrelse og den spredning i gehalt en kan få.

Skjemaet forutsetter analyse av hele prøven evt. ideell homogenisering. Enhver prøvebehandling som splitting etc., vil føre til større spredning i analyseverdiene, d.v.s. en åpning av kurvene mot høyre.

- Skjemaet illustrerer den veldige spredningen en får - særlig med små prøver.
- Forventningsverdien for en prøve vil, p.g.a. at ex. 90% av gullet ligger i noen få korn som en ikke får tak i (kfr. fig 3), notorisk ligge under malmens gehalt; og dermed også gjennomsnittet.
- Videre ser en at de store nuggets - som en i praksis bare treffer i ekstra rike partier - vil gi meningsløst høye gjennomsnitt og derfor må kuttes. Men gode - riktige(?) - regler for "cutting" kan nok være vanskelige å finne. Vanligvis cuttes til 1 oz = 30 g, dog noen steder lavere, ex Dome som cutter til 15 g.

3.2.1 Diamantboring

Tetthet

Ved Dome Mine og ved flere andre gruver bores det med usedvanlig stor tetthet. En senteravstand mellom hullenes punktering av malmsonen på 30 til 50 fot er vanlig rutine (10-15 m). Dette gjenspeiler betydningen av å kartlegge malmens uregelmessighet for å optimalisere driftsopplegget. Det mest kritiske er å unngå å tynne ut gehalten ved å bryte under cut off.

Jeg vil tro at tett diamantboring blir nødvendig i Kolsvik fordi vi kan vente at økonomisk malmsone er flisete og uregelmessig. Men diamantboringens verdi (betydning) for reserveberegninger vil være begrenset.

3.2.2 Loggerutiner

Enten det gjelder prospekteringsboring eller detaljert boring i grube bør en ha en standardisert loggerutine som er tilpasset forekomsten.

Det er viktig at loggen lages slik at både professorer og studenter kan fylle dem ut - etter instruksjon og at de fyller dem ut likt.

- alle viktige parametre skal med, men ingen uviktige
- loggen skal gi kvantitative uttrykk.

Det er selvsagt intet iveien for - sogar ønskelig - at en normal prosalogg føres ved siden av.

Jeg har utarbeidet to skjemaer som er tilpasset Kolsvik (Vedlegg). De bør sannsynligvis justeres etter erfaring.

Skjema 1 er feltskjema. Dette fylles ut ved kjernekasene, meter for meter m.h.t. de viktigste parametre. De mengdemessige forhold angis i skala fra 0 til 3.

- 0 - er fravær av parameteret
- 1 - er observert
- 3 - relativt sett meget
- 2 - når du ikke vet om du skal sette 1 eller 3.

Det er viktig også å logge de geotekniske parametre eg. frakturering og tap

Skjema 2 er kontorskjemaet som gir plass for grafiske fremstillinger av geo-parametere og analyser.

Kjernen kan fotograferes, det er rutiner mange steder, men jeg har inntrykk av at nytten er begrenset.

Splitting

I prospektringsboring bør kjernen splittes. I detaljboring bør hele kjernen analyseres.

3.3. Prøvetaking under drift, "Grade Control"

Hvorfor?

"Grade Control" er den kartlegging, prøvetaking og analyse en kontinuerlig gjør under drift med følgende formål

- Å følge malmen best mulig. Den kan være mer eller mindre usynlig.
- å vite om den massen som er brutt er "økonomisk" eller ikke, dvs. skal den kjøres til verket eller på tipp.
- å informere verket om kvalitet (gehalt) og type av den malm som kommer (f.eks. om den er Asp. rik eller ikke).

I en eller annen form utføres "Grade Control" i alle gullgruber. Noen steder er det nødvendig med meget avanserte og arbeidskrevende rutiner.

3.3.1 På stuff

Jeg har utarbeidet et forslag til stuffrutine for drift i Kolsvik, men anbefaler den modifisert etter erfaring.

Stuff-rutinen består i to operasjoner

1. Kartering av stuff
2. Prøvetaking av stuff

Det er meget viktig å standardisere slike rutiner fra begynnelsen, da får en hurtigst de beste grunnlag for nødvendige forbedringer. Derfor har jeg laget et "stuff-skjema", fig. 5. Fig. 6 er et eksempel på utfyllt skjema.

Det er viktig å operere med to like skjemaer. Ett feltskjema og et pent innført arkivskjema. Begge arkiveres, men på forskjellige steder.

Kartering av stuff

- Gjøres umiddelbart etter at salven er fjernet.
- gjøres rett på felteksemplar av stuffskjema
- bare relevante og tydelige geoparametere kartlegges: Hydro-kvarts, Asp, VG, sidebergtyper, grensere etc. Det er viktig å fremstille den relative mengde av de viktige parametre som q og asp.
- Kommentarer skrives rett på skjemaet.
- Malmsonens laterale forløp tegnes inn i plansnittet (1:400).

Prøvetaking av stuff

Når karteringen er ferdig (ca. 10 min) merkes av direkte på stoffen de slisser som skal prøvetas. Om ikke forholdene er meget enkle bør det prøvetas i to horisontale slisser.

- To 15-20 cm høye horisontale slisser merkes av på stoffen med spray
- Disse deles opp i h.h. til geologien, i prøver. Det blir vanlig mellom 6 og 12 prøver pr. stuff. Prøvene merkes - etter et fast system - direkte på stoffen.

- Samme sliss- og prøveavmerking gjøres på stuffskjemaet.
- Prøvene tas med pneumatolyttisk meisel, NB! Solid plastduk på sålen. Prøven (1-5 kg) sopes opp i merkede poser.

NB! Bergartene i Kolsvik tillater ikke at en kan "hugge" pene, fine, jevne slisser som beskrevet i lærebøkene. Det blir egentlig en kontinuerlig Chip-prøvetaking.

- Prøvene sendes hurtig til lab.
- Analyseresultatene påføres stuffskjemaet og gehalten beregnes.

En slik prøvetaking gir godt grunnlag både for å følge malm og å estimere gehalten i brutt masse. På samme måte som ved diamantboring "cuttes" høye verdier.

I flere gruber har jeg observert at partier (seksjoner i slissen) med VG ikke analyseres men "cuttes" - uten analyse til ex. 30 g.

VG behøver ikke
→ 40 g

3.3.2 Prøvetaking av salve

En tradisjonell muck-prøve fås ved at en arbeider har som oppgave å ta ett håndstykke fra hvert vognlass. Disse slås sammen, - og sies å representere salven. Prøver på 10-30 kg er vanlig.

Salveprøve kan tas direkte på salvedyngen før utlasting. Om verdikomponenten er visuelt tydelig - som i Kolsvik - må en objektivisere prøvetakingen f.eks. ved hjelp av nett eller streng med knuter.

Salveprøver kan også tas under eller etter transport, mere eller mindre sofistikert. En skal bare huske på at i malm med fritt gull (ikke nødvendigvis VG) vil en ved hver håndtering selektivt få mere og mere gull i finfraksjonen og dermed øke vanskeligheten med å få representativ prøver.

Salveprøvene bør være store - 10-20 kg.

Jeg vil anbefale at en i Kolsvik tar salveprøver direkte på salvedyngen ved stuff, men at det legges inn et program for eksperimentering.

3.3.3 Prøvetaking av kaks fra produksjonsboring

Ved dagbruddsdrift er det utviklet gode metoder og rutiner for billig og effektiv "grade controll" ved å prøveta kaks fra produksjonsboringen.

Dette er forsøkt, men uten godt resultat ved underjordsdrift vesentlig p.g.a. nødvendig vannspyling.

Det er innlysende at en enkel effektiv metode for uttak av gjennomsnittsprøver av kaks fra en hel salve vil ha stor verdi - ikke bare i gullforekomster.

Problemet er å få tatt en kontinuerlig gjennomsnittsprøve av kaksstrømmen under boring.

Tar vi en vanlig ort på 4x4 m. Denne bores opp med 50 hull à 30 m. Hullene har en diameter på 48 mm.

Boringen av en slik salve gir ca. 730 kg kaks.

Jeg har - på papiret - konstruert et apparat som jeg tror kan virke. Men det må forsøkes i praksis og modifiseres.

Prinsippet er, se fig. 7: Via en gummimansjett rundt borestålet mellom rigg og stuff ledes kaksstrømmen ned på en kon. Rundt kanten av konen står x antall prøvetagere hvorigjennom prøvene ledes ned i et underliggende kar med mindre diameter enn konen. Her samles prøvene i plastduk. Overskytende vann går i overløp. Når salven er boret ferdig dekanteres prøvekarer og plastduken brukes som prøvepose.

Et tap av suspendert materiale ved overløp og dekantering blir i de fleste tilfeller ubetydelig. (MoS_2 , grafitt etc. floterer).

Ved denne design - og uten pumper får en ikke prøvetatt nederste meteren av salven.

Dessuten må en regne med noe tap ved at mansjetten ikke slutter helt til, si 20% (?)

Ved å endre kon-diameter, antall og åpning på prøvetakerne kan en lett få ut en kontinuerlig gjennomsnittsprøve av fornuftig størrelse.

I fall det skulle bli aktuelt å utvikle og markedsføre nevnte prøvetager vil jeg anmode om at man følger norsk lov og Norsk Hydros regler for arbeidstageroppfinnelser.

Forøvrig forbeholder jeg meg retten til å utvikle ideen selv.

4. MIN MENING

På basis av foreliggende informasjonsnivå mente jeg i 1974, 75 og fremdeles at sannsynligheten for at Kolsvikforekomsten er økonomisk, er 50%, men ikke over.

De viktigste elementer for denne mening er

Generelt:

- Antallet god prøvetaking av det jeg mener er den mulige økonomiske sone er meget begrenset. Av alle 30 borehull har bare rundt 10 (?) skåret "sonen" på en sikker og skikkelig måte. "Sonen" er bare blottet i F og i Clondyke. F er bra prøvetatt, mens prøvetakingen i Clondyke vel neppe er representativt over angitt mektighet.

Tatt hensyn til feltets størrelse, nugget effekten og malmens geometriske/gehaltmessige uregelmessighet er dette altfor få observasjoner til fornuftig estimat overhode.

Hvilke enkeltindikasjoner har vi så å holde oss til?

På minus-siden

- Gjennomgående ligger gehaltene lavt i de få borehullene som skjærer "sonen" - meget lavt, om en "cutter" verdiene. Så lavt at en må bruke høy "nugget faktor" for å komme opp i interessante gehalter.
- Jeg tolker forekomst-typen slik at den vil være vanskelig å hankses med, både å undersøke, prognosere og rent driftsteknisk.
- Uansett hva en velger som videre undersøkelsesmetode, vil hvert nytt reelt informasjonsnivå være svært dyrt.

På pluss-siden

- Større prøver fra F, Clondyke og ytre deler av Boliden viser gode gehalter.
- Det foreligger klare indikasjoner på at mineraliseringen er kontinuerlig og har store dimensjoner.
- Ca. 1/3 av borehullene som skjærer sonen viser økonomisk gehalt. Det er ikke ukjent ved flere lignende malmtyper som pt. produserer med økonomi.

Undersøkelser er utført siden jeg forlot prosjektet, okt.85. Jeg har lite kjennskap til volum og resultater av disse. Men de har neppe det omfang at informasjonsnivået er hevet reelt.

Jeg vil anbefale at en erfaren konsulent tas inn for å gi en "second opinion" vedrørende vurdering av forekomsten som økonomisk objekt, samt skissere opplegg for evt. videre undersøkelser.

Jeg vet at T.M. vurderer å avslutte undersøkelsene i Kolsvik. Det er greit at en ikke vil gå løs på et vanskelig og dyrt prosjekt hvor sannsynlighetene for økonomi vurderes så lavt. Men det burde vært gjort for 3 - 4 mill.kroner siden.

Oslo, 14.5.86



T. Vrålstad

GEO-HISTORISK SKJEMA, KOLSVIKOMRÅDET

	DYP.	PRIMÆR LITHO.	TEKTONIKK	HYDROTHERMAL	SUPERGEN
ELDST		GNEIS, AMF., KALK ETC.	PALEOGENSK OROGNESE	METAMORFOSE	
		GRANITT- BATHOLITT	KOLSVIK/TØSEN REG. STRUKTURER		
	2-4 km	BIOTITT-GRANITT INTRUSJONER	TENSJON i KOLSVIK (HALMSTRUKTUREN B-F) LETT BREXIERING	— OMVANDLING — q + ASP + AK i REP. ① — AK i q (VG) ②	
YNGST	1 km		TENSJON i KOLSVIK <u>STRUKTUREN</u> LETT BEVEGELSE NORMAL FORKASTN.	— KLORITT, KALKSPATT HEMATITT, PYRRIT	EROSJON (PALEO-MEZOZ.)
	0 km				EROSJON (TERTIÆR)

KOLSVIK
GEO-SCENARIO

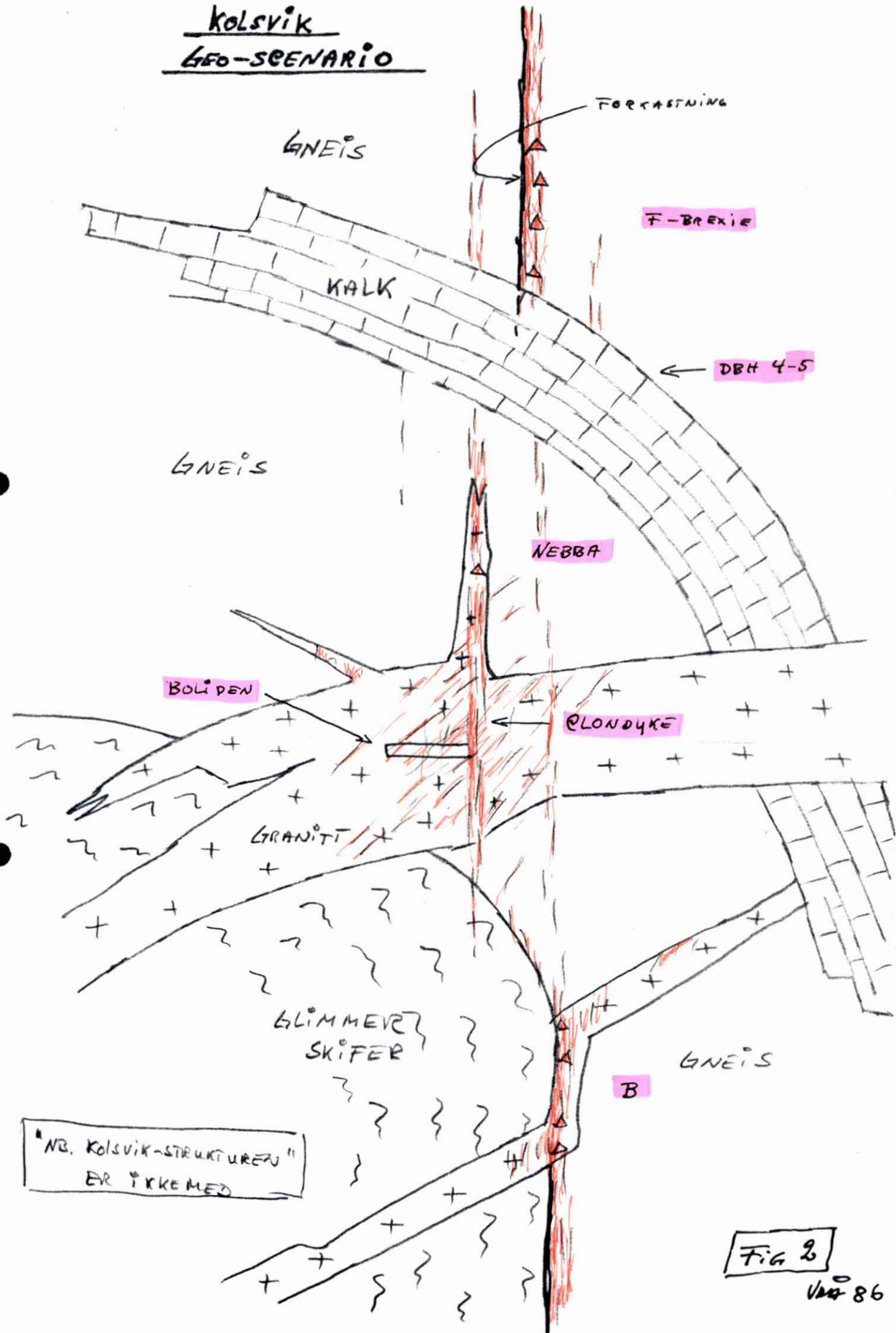
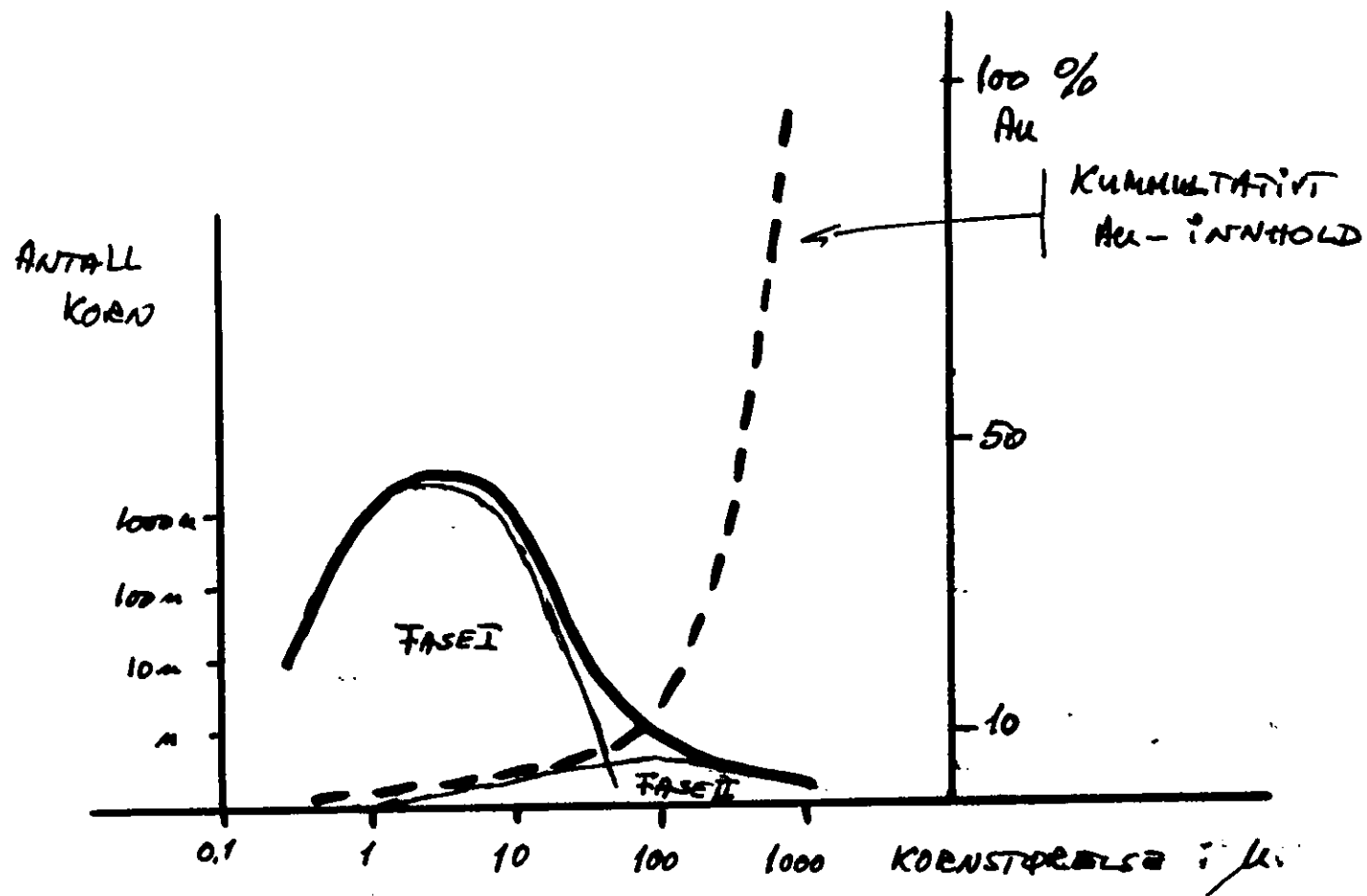


Fig 2

Vår 86



$\rightarrow V_4$

Fig 3

nr. 26.

1000
g/ton

SPREDNING AV ANALYSERESULTATER MOT PRØVESTØRELSE FOR FOREKOMST MED UTPRØGET "NUGGET EFFECT"

VED ANALYSE AV HELE PRØVEN, EVT. IDEELL HOMOGENISERING.

8g

MALKENS GEHALT

"FORVENTNINGSVERDI" VED
MODERATE GEHALTER.

100

10

8

6

4

2

1

0.3

0.2

0.1

1 Kg

10

100

1 ton

10

100

1000

10.000

PRØVESTØRELSE

VARIAS

Fig 4

STUFF - БКЖЕНА.

TERRA MINING A.S.

S T E P:

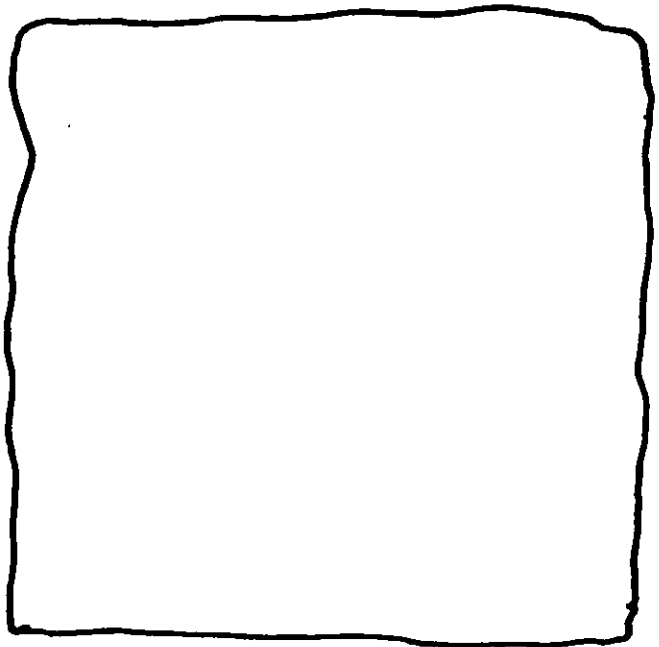
निवृत्ति :

ORT :

DATE: OBS. BY:

PLAN 1:400 (BRISTOL)

STUFF 1:50



Slies-Prover

[illegible]

SALVE/HUCK TROVER

[illegible]

BEREGNET SALVEGENHOLD
"PRODUKTER" GENHOLD

KOMMENT :

Fig 5

7/14/86

STUFF - SKJEMA.

TERRA MINING A.S.

STED: Kolsvik

DATO: 5/4 86 OBS. AV: V.Ø. ...

NIVÅ: 190

ORT: GRUNASTØLL 19m over ELEV.

PLAN 1:400 (BEGYTHOYDE)

STUFF 1:50

FAST P.K.T.

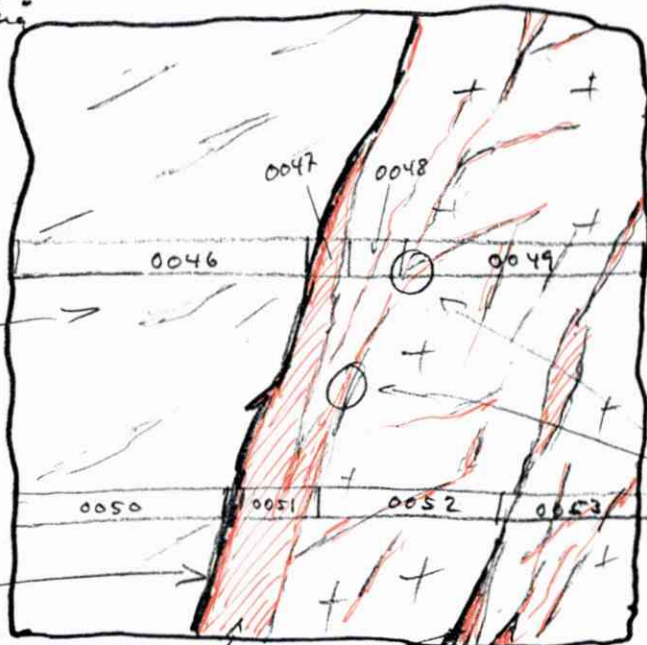


Tydelig avbøying
til høyre

Ikke synlig mineralis.
i amphibolitt.

Amf.

Væisende 0-6cm
nær massivt Hsp langs
grensen.



Granitt

VG
små
enkelte
korn

g rik m. 25% Hsp.

SLIES-PRØVER

NR.	VEKT	AL	AS	ANM.
0046	6	0.2	0.0	langt 2m
47	2	1.4	4.2	" 0.3m
48	2	2.9	0.8	" 0.35
49	4	8	0.3	" 1.50
50	3	0.1	0.0	1.30
51	2	3	3.1	0.60
52	4	6	0.8	1.20
53	4	12	1.0	0.90

SALVE/HUK PRØVER

NR	VEKT	AL	AS	ANM.
1491	15			
1492	15			

BEREGNET SALVEGEHALT

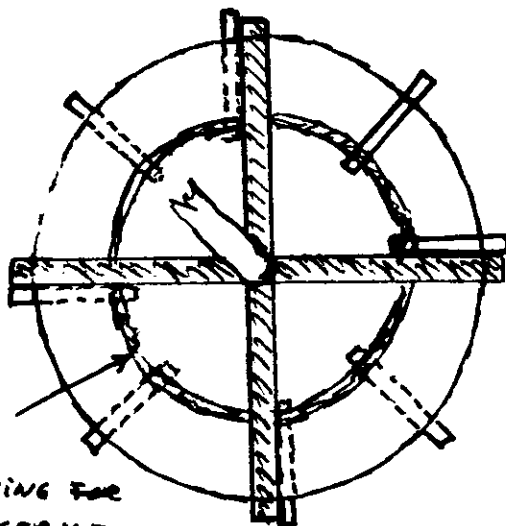
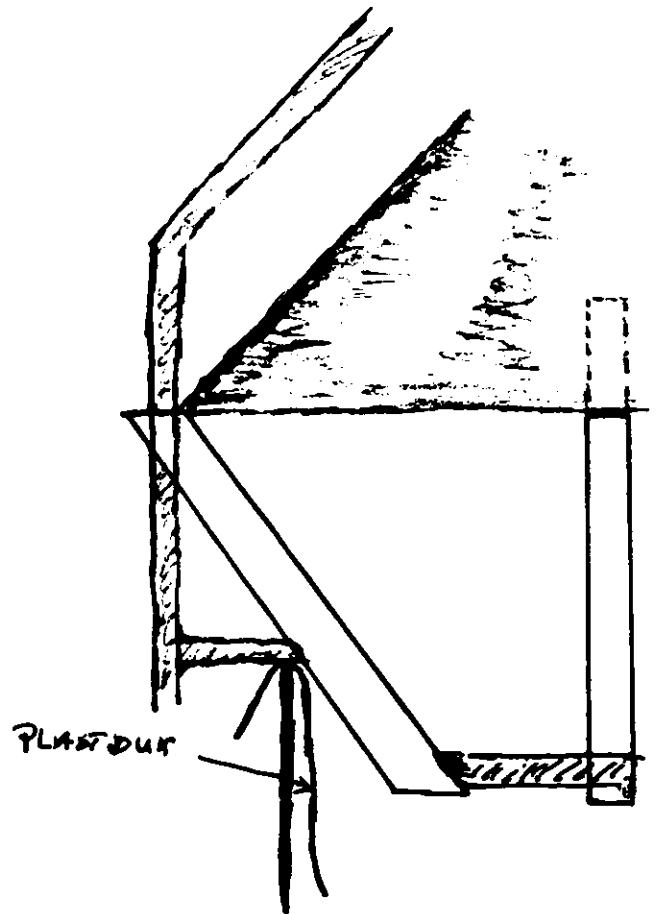
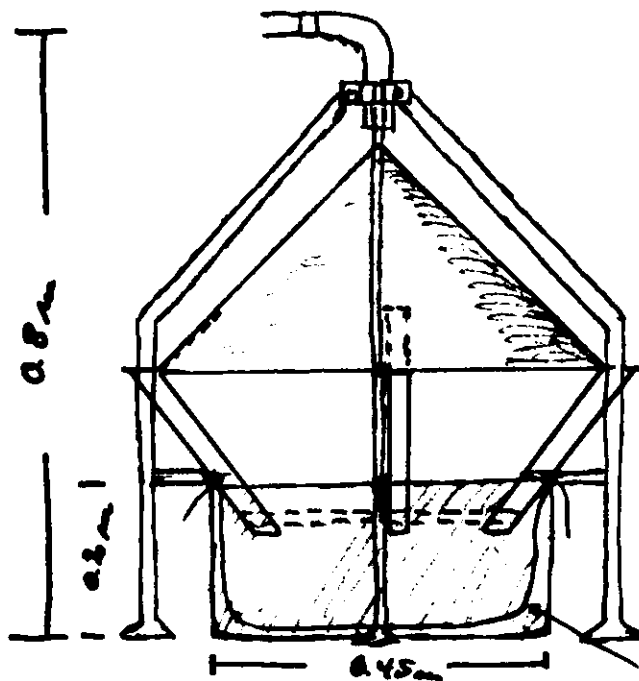
"PRODUSERT" GEHALT

KOMMENT: Malingsonen bryr seg på å følge etter.

Fig 6

V.Ø. 86

THE SPIDER



STØTTE-RING FOR
PRØVETAGERNER

0.6m

EN SALVE PÅ 50 HULL Å 8m
Ø 48mm gir 780 kg kaks

EN KON Ø 0.6m, MED 8
PRØVETAGERNER MED ÅPNING
1/2 cm TAR UT 2.1%

÷ NEDERSTE NOTER IN STUPP
OG 20% TAP VED HANSTOTT
GIR PRØVE PÅ 249 kg.

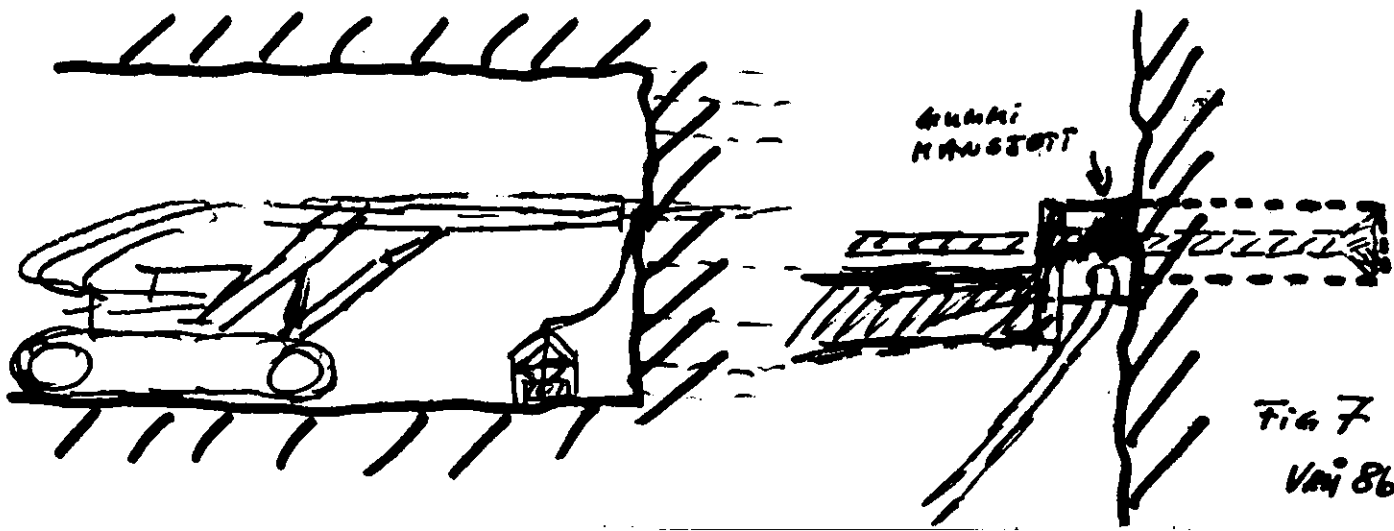


FIG 7
Vår 86.

GEOLOGY OF ORE DEPOSITS

Diamond drilling as an aid in ore definition at the Dome Mine

D.S. ROGERS

Chief Geologist, Dome Mines Limited
South Porcupine, Ontario

ABSTRACT

Throughout the history of mining at the Dome, gold has been found in a number of different rock types and in association with a number of different structural settings. Diamond drilling plays an important role in the evaluation of the stratigraphic and structural features which control ore deposition. The main function of diamond drilling is to locate favourable areas of mineralization.

To date, over 20,000 diamond drill holes have been drilled from combined surface and underground programs. Needless to say, a great many significant intersections, carrying a wide range of gold values, have resulted from the total of over 756 miles of drill cores which these programs have produced.

However, the term "significant" takes on new meaning in light of the experience of diamond drilling in a number of ore-type situations at the Dome Mine. Drilling through individual ore veins, such as the Fuchsite Vein or the Quartz-Tourmaline Vein, often intersect the vein structure; however, assays from the veins frequently fail to yield any ore grades. Similarly, drill cores through stringer-type occurrences such as dacite or conglomerate, when assayed, fail to indicate the true size or grade of the orebody ultimately mined.

Introduction

Over the years, those who explore for gold and those who have the slightly less fickle task of actually mining gold have shared

a common dilemma. That dilemma lies in the failure to relate the results of diamond drill information to a positive ore situation, or ultimately to reconcile "diamond drill indicated ore" to actual ore reserve tonnages.

Drawing on the knowledge of more than 72 years of mining history at the Dome operation in the famous Porcupine Camp, this paper will review a number of drift and stope situations in which the grades of the ore material extracted will be compared with the anticipated grade of that same drift or zone as calculated solely on the basis of diamond drill assays.

This paper is divided into three parts. The first deals with the geology of the mine and the mineralogy of the ore. The geology section emphasizes the stratigraphic and structural features which control the gold distribution; the mineralogy section describes the features which are significant in terms of ore association and which can be identified from the logging of the diamond drill cores.

The second part of the paper deals with the procedures and the practices of the entire diamond drilling operation at the mine. It presents a statistical review of the performance as well as our own account of the advantages and the limitations of diamond drilling as it relates to the over-all mining scheme at the Dome.

Finally, the third segment deals with a series of actual case histories, from both past and present stoping operations in a variety of different ore settings, where comparisons are made between actual stope muck grade and the calculated grade of the same zone based entirely on diamond drilling.

General Geology

The Dome Mine is on the south limb of the Porcupine Syncline in an area where volcanic rocks are overlain by metamorphosed slate and conglomerate and where the northeasterly plunge of this whole folded assemblage creates the structure locally referred to as the "Greenstone Nose" (Fig. 1).

South of the sedimentary rock there is a zone of magnesium-rich, metamorphosed and carbonatized rocks which trend east-northeast and are presumed to occupy a fault zone associated with a branch of the main Porcupine-Destor Fault (Dome Fault). To the west, this Porphyry and Highly Altered Zone passes between the two major porphyry bodies of the mine, namely the Paymaster and the Preston porphyries, and grades into a chloritic and talcose zone before joining the main Porcupine-Destor Fault (Fig. 2). To the east, within the same carbonatized zone, there are lenses of porphyry-type rocks, similar lithologically to the main porphyry bodies. The eastern extremity of this zone similarly grades to a chloritic and talcose altered zone before being truncated by the Burrows-Benedict Fault (Fig. 3). South of the Porphyry and Highly Altered Zone are the South Greenstones (Fig. 1). They consist of a series of south-dipping, massive flows, more mafic than the flows of the Greenstone Nose. Their anomalous southerly dip suggests



Dean S. Rogers

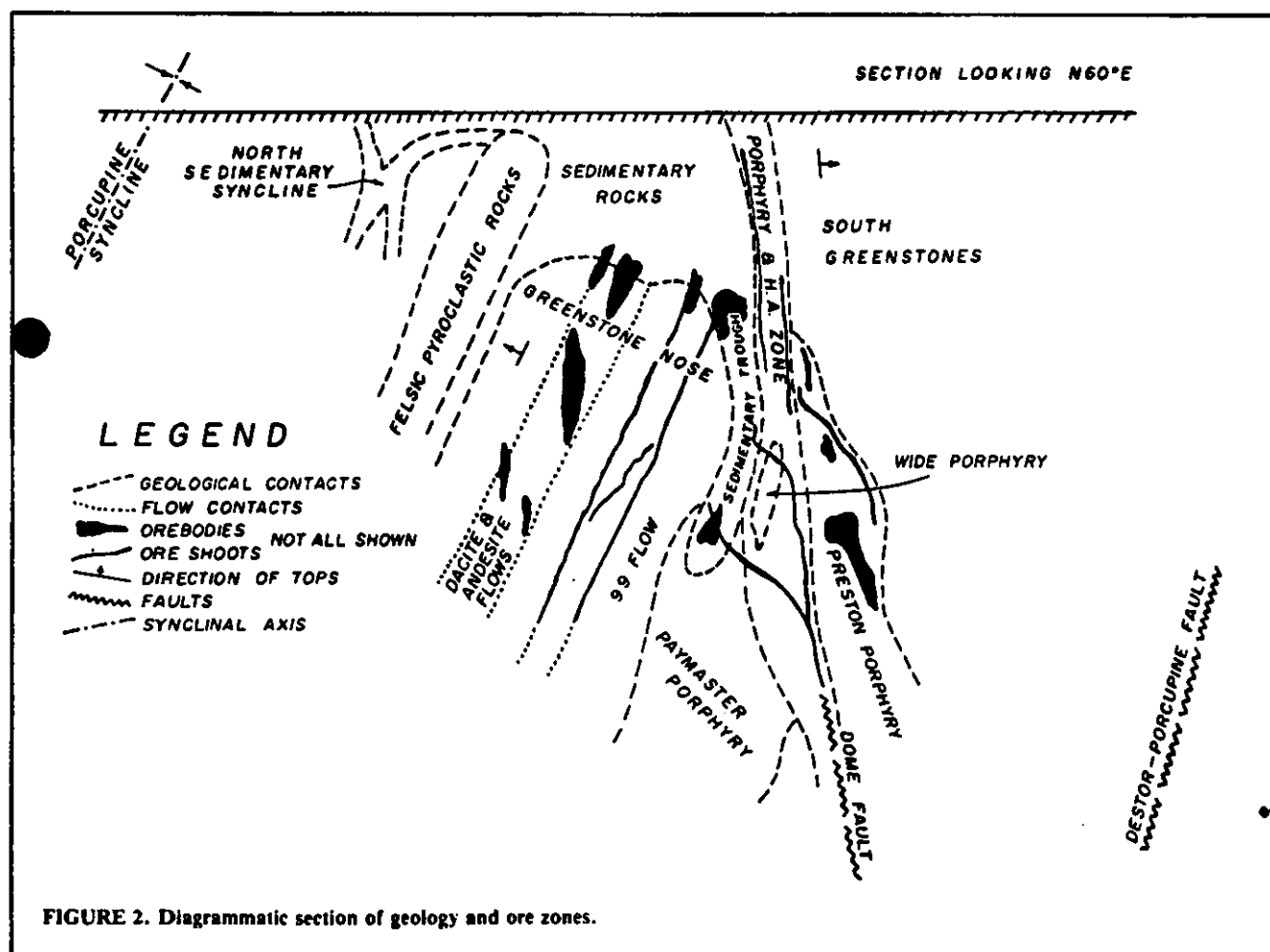
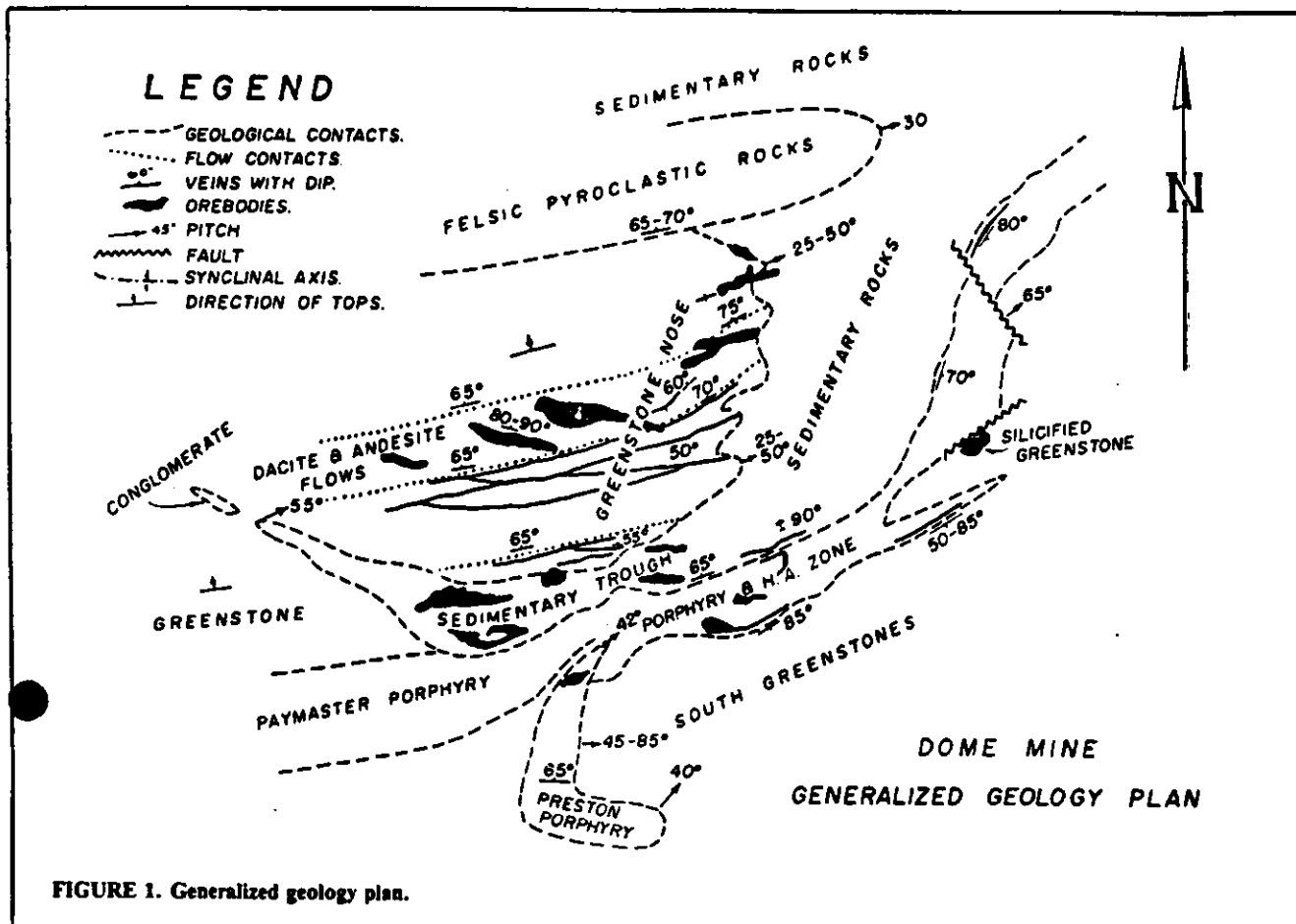
Mr. Rogers is currently the chief geologist at the Dome Mine, a position he has held for the past 10 years. Previous to returning to the Dome in 1972, he spent a total of three years in exploration in the Blind River, Lynn Lake and Red Lake areas before his first underground geology position at

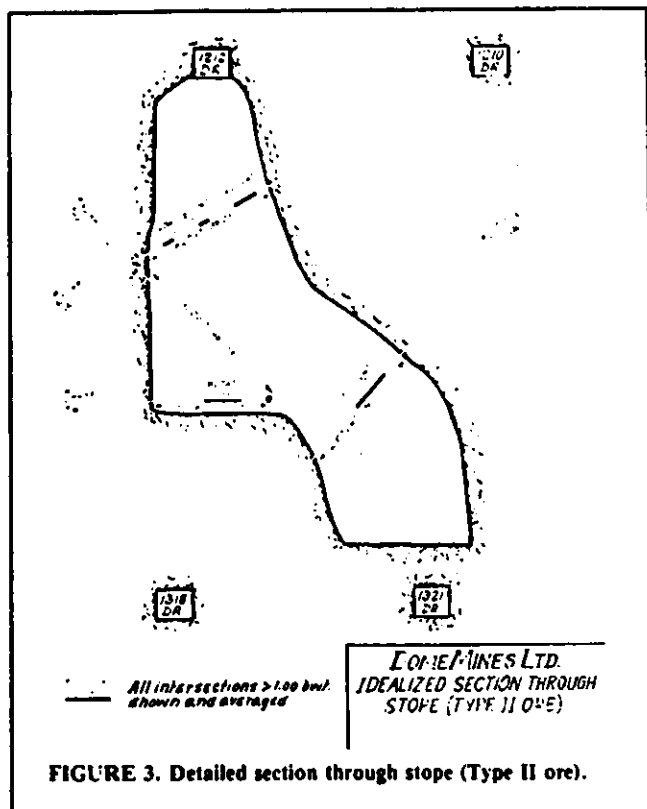
H.G. Young Mines. The next ten years were spent in mining geology related positions at Broulan Reef, Dome, Eagle Gold and Preissac Molybdenite mines.

He is a graduate of Queen's University and is a member of the Advisory Board of the Haileybury School of Mines and a member of The Canadian Institute of Mining and Metallurgy.

Keywords: Geology, Ore deposits Diamond drilling, Ore definition, Dome Mine, Gold deposits, Stratigraphy, Structure, Vein structure.

Paper presented: at the CIM Annual General Meeting, Calgary, May 1981; manuscript reviewed and revised version accepted for publication on February 25, 1982.





that a major structural break exists along the Porcupine-Destor Fault which dips steeply north and which is identified by a well-marked talc-chlorite zone. This zone passes about 1,200 m south of the mine workings (Fig. 2).

Classification of the Ore Deposits

- TYPE I** —Long narrow veins in schist, parallel to the general trend of the formations.
- (a) Ankerite veins (in the Greenstone Nose).
 - (b) Quartz-tourmaline veins (chiefly in the Highly Altered rock).
 - (c) Quartz-fuchsite veins (in Carbonate Rock).
- TYPE II** —Lenticular or irregular "tension" veins in both massive and schistose rocks. They cut Type I veins.
- (a) Orebodies of veins arranged en echelon in massive lavas in the Greenstone Nose.
 - (b) Stockworks, chiefly in the sedimentary trough and generally in conglomerate.
 - (c) Stockworks in porphyries and associated highly altered wall rock.
- TYPE III** —Mineralized rock, in which the gold is associated with pyrite with or without pyrrhotite and in which there is little or no vein material.
- TYPE IV** —Silicified greenstones.

Mineralogy of the Ores

Gold occurs primarily as coarse native metal in quartz or ankerite-type veins, but it occasionally is found in the adjacent wall rock. In the milling operation, about sixty per cent of the gold is recovered by gravity concentration and amalgamation; the remainder, including the fine fraction directly associated with the sulphides, is recovered by cyanidation. Sulphides are present in all ores and average about 2 to 3 per cent. Pyrite, and/or pyrrhotite, are the dominant sulphides; however, chalcopyrite, sphalerite and galena are found locally in most ore types and are quite good indicators of gold content. Several tellurides, namely altaite, petzite and tellurobismuthite, have been recognized in the mine; however, they constitute a very minor percentage of the total gold (> 1%). Silver is recovered as a by-product of the operation in the ratio of about one ounce silver to six ounces gold.

Wall-rock alteration is widespread, particularly in the stringer-type ores, and includes silicification, carbonatization

and sericitization. These favourable alterations are usually accompanied by disseminated sulphide mineralization in which the sulphide content is often higher in the wall rocks than in the veins themselves. Gold is visible in most ore types and is found along the contacts of the veins, in fracture fillings in the veins, along shear planes, and in bands of secondarily aligned minerals such as tourmaline, fuchsite and chlorite.

The mineralogy of each ore type is distinct, however on the assessment of ore potential by diamond drilling there are two basic ore types: a single vein or vein structure and multiple veins or stockworks.

Ore Reserve Criteria

At the Dome Mine, the term "ore reserve" is applied only to a calculated tonnage which is blocked out in a zone, or more particularly on a vein, outlined by development drifting on successive levels and through which vertical continuity is confirmed by a raise driven between these levels. In addition to the strict criteria established for the structural continuity of the "ore", a grade requirement of approximately 4.00 dwt (0.20 oz per ton) is also set as the cut-off limit of such "ore". The ore reserve grade is defined as the arithmetic average of the grade of special face samples (chip channels taken every round) and of the grade of the muck samples taken over the same corresponding distance. All chip, channel and muck assays are cut to 10.00 dwt (0.50 oz per ton) before averaging. Diamond drill holes may, in fact, further confirm the presence of an ore structure between adjacent levels; however, the drill core assays are not used in any direct calculations for "ore reserve" compilation.

Diamond Drilling History

Diamond drilling dates back to 1911, when the first surface program was initiated in an effort to trace the possible downward extension of the dome-shaped orebody which had been exposed on surface and from which open-pit production had already begun. In all, 29 holes were drilled in a program which amounted to a total of some 20,000 feet and which was successful in obtaining a number of fairly lengthy "ore" intersections. In summary, the following table from a 1913 company report gives an indication as to the magnitude of some of the results:

Hole No.	Depth of Intersection (feet)	Length of Mineralized Core (feet)	Assay Values (dwt)
12	273	57	7.18
13	358	168	4.15
20	340	478	3.69
23	29	273	4.56

This report also states: "Too much weight, however, should not be attached to the assay values of bore-hole intersections, which are commonly unreliable as samples for valuation, though invaluable as a guide to development." It should be pointed out, however, that the drill intersections noted in the table, like others of the day, were reported in uncut values of gold. The sampling of the drill core was done in great detail and, in many instances, in small sample units of 3 to 6 inches in length in an effort to define the distribution of the gold. This practice, however, exaggerates the amount of gold present in the rock and is the basis for a universal practice which in the industry is called a "long procedure".

The first underground hole, No. 30, was drilled in April 1913 and with it there began a practice which has continued to the present; that of numbering the diamond drill holes consecutively, regardless of their surface or underground location.

Early diamond drilling on the property was provided by outside contractors, Boyles Bros. being one of the first such companies. Gradually as diamond drilling equipment was purchased, the drilling was performed by Dome personnel, and up until 1944 the number of drills in operation ranged from 1 to 6

COMPARISON OF DIAMOND DRILL AND DEVELOPMENT GRADES.

2800 EL.

DDH GRADE

175

DEVELOPMENT SAMPLES

4 93 UNCUT

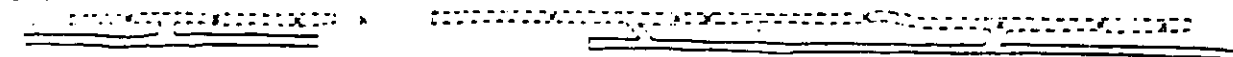
320

3 53 CUT

$$X 2 = 3.5$$

2900 EL.

DDH 7101	*7045	*7106	*7085	*7087	*7770	*7104	*7093	*7107	*6744	DDH 6746
25 ft	30	30	30	30	75	45	30	35	100	250 ft



DOME MINES LTD.
PLAN & LONGITUDINAL SECTION
OF 2351 SILL DRIFT (TYPE I ORE)
SHOWING DIAMOND DRILLING.

FIGURE 4. Plan and longitudinal section of 2351 sill drift (Type I ore).

machines. In March 1944, the entire diamond drilling contract was awarded to N. Morissette Diamond Drilling of Haileybury, Ontario and for the past 37 years the drilling requirements of the mine have been capably and professionally performed under this continuous contract, which, by its length, may be unique in Canadian mining.

Although the primary function of diamond drilling was exploratory in nature and served as a direct aid to underground development, in the 1940s another practical use was found for diamond drill. Blast holes were ring drilled with the diamond drill using a non-coring bit as part of an operation to recover the crown and sill pillars of remnant stope ore and served as the forerunner of long-hole mining at the Dome.

In the 1960s, with the conversion from sand to hydraulic mill tailings as the principle backfilling agent in the cut-and-fill stopes, the diamond drill also served to provide both "AX" (core size) (1-1/4-in. diameter) drain holes and "BX" (1-5/8-in. diameter) hydraulic fill holes for the transport and transfer of the slurry components between individual levels. These larger holes were a departure from the standard "EX" (7/8-in. diameter) holes which form the majority of the underground exploration drilling. Surface holes and long underground exploration holes of the order of 500 to 2,000 feet are drilled with "AX" core and with the now popular "AQ" wireline equipment and techniques. For the examples given in this report, however, where comparisons are made between "muck sample grades" and "diamond drill indicated grades", they are made on the basis of "EX" core drilling.

The following chart shows a breakdown of the diamond drill footage to the end of 1980, together with comparative figures for the amount of drilling done prior to 1940.

Year to Date	Hole Number to Date	Drilling Footage			
		Exploration and Development Holes	Blast Holes	Drain Holes	Hydraulic Filled Holes
1939	2,000	623,090 (118 miles)	15,571 (3 miles)	—	—
1980	20,000	3,669,497 (700 miles)	278,377 (50 miles)	22,377 (4 miles)	12,645 (2 miles)

Procedures and Practices

Throughout the years at the Dome Mine, diamond drilling has been characterized on the one hand by procedural conformity and on the other by an imaginative persistence which, in many instances, has turned a questionable showing into a producing stope. Acknowledging the importance of consistency in the geological interpretation of the drill cores was essentially the responsibility of three men in the logging of the drill core over the past 40 years. Although others in the geological department have been capable of logging core, and on many occasions have done so, the majority of the 18,000 holes drilled since 1940 have been logged in turn by either W. Cliff, H. McKinnon or by M. Millions.

The procedural factor which contributes the most to the preparation of this study however, relates to the practice of sampling all the core over the entire length of the drill hole, thus providing an assay record of the complete drill hole, while at the same time eliminating the problem of core storage. There are some exceptions, notably exploration holes on the margins of the property, which are stored for possible future re-examination. For the most part, however, the entire core is

sampled in sample units which are determined by the core logger. A mineralized area is defined as an area containing any quartz, ankerite or sulphide mineralization.

In addition to the complete assay record of the drill hole, an individual plan and section is prepared for each inclined drill hole or ring of holes and each hole collar is surveyed. Acid clinometer tests are taken at intervals of 200 feet in all drill holes to determine deviation in a vertical plane; holes in excess of 500 feet are tested for deviation in a horizontal plane as well. Initially, a Carlson compass was used to determine strike deviation within the hole (this was replaced more recently by a Pajari compass) and, from the true section which is prepared, the geology and significant assay values are projected on to the level plans through a vertical distance of 100 feet above and below each mine level. The level interval is 150 feet in most cases.

The routine and systematic practice of stope surveying provides the final ingredient in the drilling analysis. Because cut-and-fill stopes are surveyed each mining lift, it is then possible from the composite survey outline of the stope to plot the actual stope location on the individual drill-hole section and to determine accurately the length of the drill hole which passed directly through the stoped area (Fig. 3). Knowing the complete assay record of the drill hole makes it possible to compare the lengths and grades of all such drill holes removed by stoping with the grade of the total muck drawn from the stope over its entire life span.

This comparative method has also been applied to single vein structures which are initially drilled through a horizontal plane and may subsequently become developed by means of drifting or sill drifting. In such cases, the development muck samples for each round as well as the chip channel samples across each successive face can be averaged for each sample method and can be compared with the original diamond drill values across the zone that has been mined. An actual mine example of such a case is shown in Figure 4.

Philosophy

The earliest assessment of the character of the orebody can be found in a 1917 company report which states: "the ore occurrence in the Dome Mine is in the form of large irregular masses, entirely without walls and extremely un-uniform in distribution of values".

How prophetic that statement was! Ore types II(a) and II(b) mined in that era are comparable with the current stringer zones in the Sedimentary Trough and Greenstone Nose (Fig. 1), which are as elusive today as they were seventy years ago. Other common ore types, which include the Type I ores (the single concordant vein structures) and the ores of the Porphyry and Highly Altered rocks, were found both deeper and at a more advanced stage of development in the mine, and were not known from early surface drilling.

In general, individual vein structures, because of their planar nature, prove to be less difficult to locate by diamond drilling. In the case of a known vein this is true, certainly, in terms of tracing the possible continued strike and dip component of that vein. However, despite the rather predictable nature of the vein itself, experience has shown that economic gold values are seldom obtained from diamond drilling through ankerite veins—Type I(a) ore—which are found later to constitute ore and are eventually mined. Having accepted this fact, the development of any given ankerite vein structure or group of structures underground becomes more dependent on dip and rake projections than on diamond drilling. As a course of normal development, once a probable strike and dip are established for an ankerite vein, a crosscut is driven toward that projected location and a drift is driven along the vein to evaluate the average gold content. Ordinarily, in areas where a series of parallel ankerite veins are anticipated, a crosscut would explore the area and the assay values from the walls of

the crosscut would determine the priority for drifting along individual ankerite structures.

In terms of ore values, a much more pronounced discrepancy is seen in diamond drilling results through the tourmaline and fuchsite veins, Type I(b) and I(c) respectively. These will be apparent when individual vein and stope situations are analyzed. Diamond drilling remains of secondary importance in exploration for these ore types. What is of prime importance, however, is recognizing the favourable contact zones along which these characteristic veins are located and using the diamond drill to direct the development toward these structural parameters. In both instances, these ore types are found in areas of the mine where a single drift (often on the vein in question) serves as the sole access, and where suitable positions from which to diamond drill are non-existent. Consequently, as in the case of the ankerites, not many single vein structures are diamond drilled between levels once vertical continuity is established by one or more raises. In this situation, a meagre amount of diamond drill information is available on which to base a comparison with the eventual stope grade. Here, comparisons are made with diamond drilling on or near the level, where the drill core intersections are assessed relative to drift or sill drift development on the vein (Fig. 4).

Where diamond drilling is most required and where saturation-type drilling has proved most effective is in relation to the Type II stockwork or stringer ores. Whether outlining a blast-hole stope with rings of holes at 30-foot centres (at times 15-foot spacing is adopted) or in routine panel stope investigation, diamond drilling is a necessary, but often inconclusive, method of delineating an ore zone. Owing to the variable strike and dip of the veins which constitute Type II ores, the pattern formed by the diamond drill hole intersections in a given area is often as irregular as the veins which they are intended to evaluate. Success in outlining a stringer orebody is measured in terms of both time and imagination. Time is involved to the extent that one diamond drill program from one location, or one direction, is rarely adequate to delineate a stringer zone. In some instances, there will have been a series of programs drilled from several separate locations, months or even years apart. The imagination of the geologist in laying out these programs is essential to their success. After having completed several programs, the percentage of ore-grade to low-grade intersections may not have changed substantially, but in absolute values the number of ore-grade intersections may have increased sufficiently to warrant further drifting, raising and/or subdrifting as a next logical step. As erratic as the diamond drill results from any one program may have been, the additional ore information from subsequent programs may have raised the confidence level to the degree that further development is indicated.

Critique

Discrepancies between diamond drill results and other types of sampling data raise questions as to the nature of the diamond drilling operation itself. What percentage of the core is lost or ground? Would sludge samples be useful? What would the result be if the core size were larger? In addressing these particular subjects at the Dome Mine, it should be noted that for the past several years records have been maintained on the reported lost and ground core in diamond drilling. Not only is the total performance of the monthly drilling recorded, but the performance of each individual runner is also tabulated and posted as a reminder of his personal achievement and of our own concern for the problem. Core recoveries of 97 to 98% have been achieved consistently in the monthly performance ratings; for individual holes, the recoveries range from 80% to 100%.

Recovery of core from routine drift diamond drilling is usually high, frequently 100%, whereas the variable, sometimes fractured areas around potential or actual stoping zones cause a reduction in the percentage of core recovered. The amount of lost or ground core in a vein structure, when ex-

TABLE 1. Comparison of diamond-drill-indicated grades with actual stope muck grades—multiple vein structures

Stope (year started)	Life (in years)	Ore Type	No. of D.D. Holes	Length of D.D.H. Through Zone		Per Cent D.D.H. Indicated Ore	Grade in Dwt		Final Production	
				Total	> 1.00 dwt		Total D.D.H. In Stope	D.D.H. > 1.00 dwt	Tons	Grade (dwt)
1013 No. 3 (1960)	5	II (b)	12	419.0	155.5	37%	4.81 (uncut) 1.80 (cut)	13.10 (uncut) 4.58 (cut)	72,745	3.70
1272 No. 2 (1957)	6	II (b)	9	250.0	174.5	60%	5.43 2.61	8.26 3.57	37,088	4.12
1372 Nos. 1,3 (No. 4 Panel) (1975)	5 +	II (b)	6	394.0	162.0	42%	2.28 1.54	5.00 3.21	9,833	3.82
1388 No. 15 Panel (1978)	3 +	II (b)	3	162.0	129.0	80%	7.33 3.90	9.10 4.75	7,065	3.95
1548 No. 3 (1967)	10	II (a)	5	144.0	51.5	36%	1.85 1.24	5.05 3.33	45,621	4.86
1903 No. 2 (1952)	9	II (a)	12	420.0	199.0	47%	2.53 1.70	5.08 3.29	73,773	5.35
2415 No. A Panel (1977)	4 +	II (b & c)	8	423.0	129.5	31%	2.47 1.32	7.78 4.02	24,918	2.20
2415 No. 8 Panel (1975)	6 +	II (a & b)	7	325.0	134.0	41%	2.05 1.93	4.14 3.88	22,326	4.20
2527 No. 3 No. 9 Panel (1975)	2	II (c)	4	261.0	181.0	70%	2.55 2.38	3.24 2.96	7,105	3.39

TABLE 2. Comparison of diamond-drill-indicated grades with lateral development—single vein structures

Location (zone width)	Length of Zone	Ore Type	Holes Through Zone		Per Cent D.D.H. Indicated Ore	D.D.H. Grade in Dwt	Development Sample		Indicated Reserve Grade
			Total	> 1.00 Dwt			Chips (dwt)	Muck (dwt)	
1281 No. 16 Dr. (10 ft)	150'	I (c)	10	2	20%	2.60 (uncut) 2.20 (cut)	27.43 (uncut) 4.47 (cut)	6.96	5.72
1308 No. 6 Sill Dr. (6 ft)	200'	I (c)	5	1	20%	2.66 1.80	31.96 5.46	5.44	5.45
1308 No. 6 Stope (9 ft)	200'	I (c)	4	2	50%	7.75	(Current Stope 7604 tons at 5.38 dwt)		
2006 No. 8 Dr. (10 ft)	250'	I (a)	5	2	40%	0.90 0.90	2.75 2.66	3.35	3.00
2010 No. 10 Dr. (10 ft)	420'	I (a)	9	3	33%	0.80 0.80	3.73	1.95	2.84
2351 Sill Dr. (5 ft)	1,000'	I (a)	11	3	27%	1.75 1.75	4.93 3.53	3.20	3.37
2615 No. 6 Dr. (10 ft)	550'	I (a)	6	2	33%	1.38 1.38	4.32	4.32	4.32

pressed as percentage of the total vein width intersected, may, however, represent a higher percentage of the possible ore zone.

While sludge samples have been taken in certain drilling locations where poor recoveries were anticipated, the results have not been sufficiently reliable to consider this procedure as a routine practice. The qualitative nature of the resulting assay, together with an unreliable location for that result, render sludge sampling of dubious value. Furthermore, the sheer number of samples from as many as twelve underground machines operating at one time, and the logistics of identifying, transporting, drying and finally assaying the samples, make sludge sampling impractical even before the important consideration of cost.

While acknowledging that larger-diameter holes would provide a larger core fraction for assay purposes, the actual increase in the sample size and the theoretical increase in the core recovery would not, in my estimation, result in any significant revelation in terms of ore assessment. At the Dome Mine, however, this comparison is entirely speculative, because ore definition is done exclusively with EX-size core. As a further comment relevant to the subject of core size, it has been my experience to observe many raises, particularly those driven through stringer-zone orebodies, which have failed to indicate the presence of continuous ore material by conventional sampling between levels and yet the zones have been successfully mined. If sampling from a raise drive on line and grade, 5 feet by 7 feet in dimension, fails to evaluate an ore occurrence,

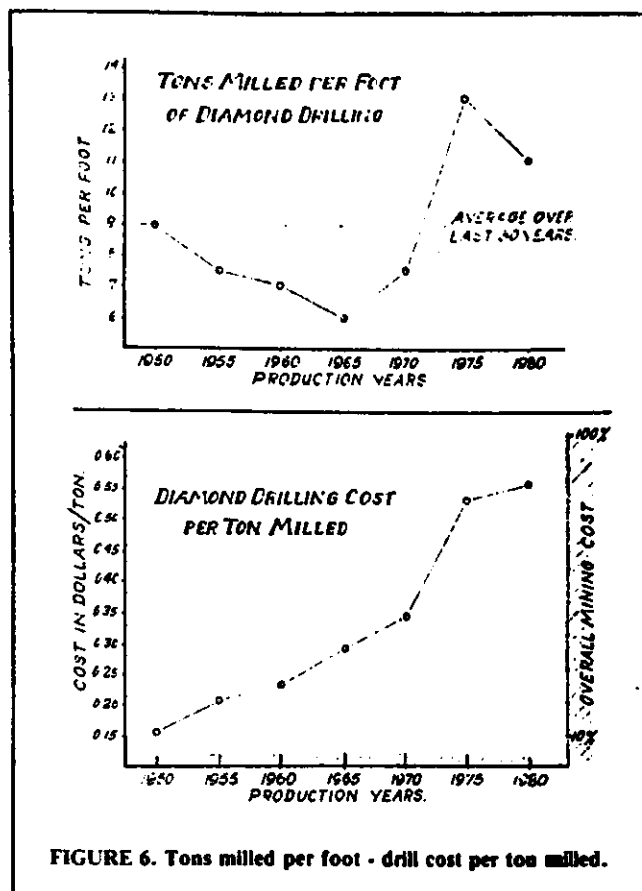
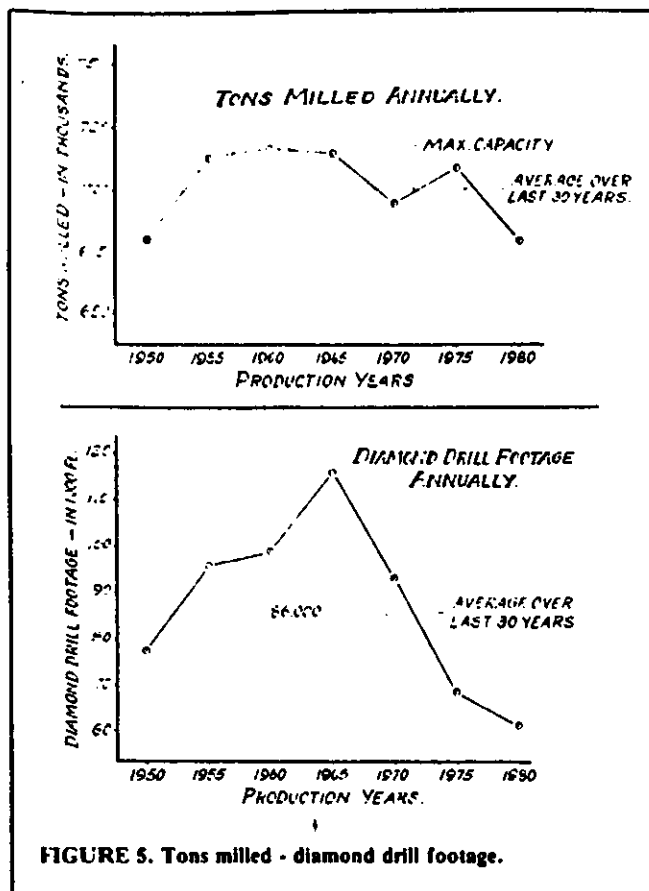
it would appear that adding one half or even one inch to the diameter of a drill core will not add appreciably to our understanding of the subtleties of gold mineralization.

Summary and Conclusions

The importance of diamond drilling as an effective exploration tool in the search for, and eventual development of, any commercial mineral deposit is well recognized. Although grassroots prospecting, geochemical sampling and a host of geophysical surveying techniques have laid claim to a number of significant mineral discoveries, the role of diamond drilling is paramount to success or failure in the "making of a mine." Once a discovery is made, some appreciation of the size of the deposit must be understood before the economic viability of further development can be ascertained. To that end, diamond drilling is asked to play its conventional role. However, at the Dome Mine, in the exploration and development of gold-bearing deposits, diamond drilling results are often misleading when consideration is given only to the economic value of the drill-core assays themselves.

The comparisons between diamond-drill-indicated grades and actual stope grades are drawn from stopes in a number of individual ore classifications as well as from a combination of different ore settings. The stopes, in addition, are located in widely scattered areas of the mine where they represent a wide variety of cut-and-fill stoping operations over the past thirty years.

Diamond drilling information through multiple vein struc-



tures, such as the Dacite and the Conglomerate ores, which shows from 40 to 60% of the total drill-hole footage intersecting the stoping area, actually fails to return any gold values in excess of 1.00 pennyweight per ton (0.05 ounce per ton), whereas the grade of the stope mucks produced from these areas is often two or three times higher than the actual calculated grade of the entire diamond drill hole section which passes through the confines of the stope.

On examining the drilling data for single veins, the total number of diamond drill holes which actually intersect the structure is, in most cases, 100%. However, the percentage of those holes which intersect gold values in excess of 1.00 pennyweight is in the range of 20 to 50% of the total. Of even greater importance in the over-all diamond drilling analyses are the significance of those gold values in a range down to a low of 1.00 dwt per ton, particularly when approximate cut-off grades of assumed ore within the stopes range from 3 dwt per ton in wide stringer zones to 5 dwt per ton in the narrow-vein Type I ores.

The graphs illustrating total tons milled and total diamond drilling, respectively (Fig. 5), also indicate our average performance in these categories for the last 30 years. Based on this information, Figure 6 shows two graphs, the first indicating tons milled per foot of diamond drilling and the second indicating diamond drill costs per ton milled, where the costs are also shown as a percentage of the total over-all mining costs. The analysis shows that the diamond drilling costs never exceed 5% of the over-all mining costs. For the last thirty years, the ratio of tons milled per foot of diamond drilling has been 9:1 and this relationship is being regarded as a future barometer of diamond drilling activity in the planned No. 8 Shaft expansion program.

While the results of this comprehensive study on diamond drilling have a particular significance within the context of the operation at the Dome Mine, it is hoped that this paper will serve to qualify the expectations of those who endeavour to assess a gold deposit by diamond drilling rather than to quantify the results of other drilling programs to a Dome standard.

Acknowledgments

The author wishes to acknowledge with grateful appreciation the contributions and constructive criticisms of H.V. Pyke, manager of Dome Mines Limited, and T.C. Holmes, former chief geologist of Dome, in the preparation of this paper. I would also like to thank A. Konig, M. Millions and E. Kallio of the Geological Department for their contributions. In addition, I am indebted to W. Reid, chief accountant, for supplying the statistical data and to H. Childs for the final typing of this report.

REFERENCES

- FERGUSON, S.A., 1968, Introduction, General Geology and Structural Geology (CH I - III), in *Geology and Ore Deposits of Tisdale Township, District of Cochrane, Dept. of Mines Geological Report 58*, pp. 1-56.
- HOLMES, T.C., 1968, Dome Mines Limited, in *Geology and Ore Deposits of Tisdale Township*, S.A. Ferguson and Associated Geologists, Ontario Department of Mines, *Geology Report 58*, pp. 82-98.
- ROGERS, D.S., and BELL, D.R., 1979, A Problem Related to Outlining Gold Deposits along the Greenstone Nose at the Dome Mine, unpublished paper presented at 81st CIM Annual General Meeting.
- DOMES ANNUAL REPORTS, Miscellaneous data and statistics were also obtained from previous annual reports of Dome Mines Limited dating back to 1913.

SYMPOSIUM ON PROSPECTING IN AREAS OF GLACIATED TERRAIN
ST. JOHN'S— AUG. 23-27

VIL IKKE HA 100 % p.s.a. SIKKER
RESERVE BEHOLDNING IKKE HALLS.

UNDERSTØTTE
KOSTNAD



KALEN TYPE

NORMAL FORECAST

VAROET SANSYMLIKHET
FOR ØKONOMISK FORESKAET