



Bergvesenet

Postboks 3021, 7002 Trondheim

Rapportarkivet

Bergvesenet rapport nr BV 3678	Intern Journal nr	Internt arkiv nr	Rapport lokalisering Trondheim	Gradering
Kommer fra ..arkiv	Ekstern rapport nr BA 1157	Oversendt fra	Fortrolig pga	Fortrolig fra dato:
Tittel Råna Nickelfeld				
Forfatter Horvath		Dato 1946	Bedrift	
Kommune Ballangen	Fylke Nordland	Bergdistrikt Nordlandske	1: 50 000 kartblad 13311	1: 250 000 kartblad
Fagområde Historisk Geologi	Dokument type		Forekomster	
Råstofftype Malm/metall	Emneord Ni			
Sammendrag				

OV 3678

RANA - NICKELFELD

(Horvath 1946)
rap.nr. 1157

Räna Norra



Swath 1946

Norges Geologiske

R 2 n a - Nickelfeld.

Bergarkiv..

Rapport nr.: 1157

Lage:

Das Nickelvorkommen Rana liegt in der Gemeinde Ballangen am Südufer des Ofotenfjordes, an dessen innerstem Ende Narvik liegt. Etwa 8 km von Ballangen entlang der Reichsstrasse nach Narvik kommt man zu den Siedlungen Arnes und Rana, die in der Küstenebene am Ufer des Teiles des Ofotenfjordes liegen, der hier Ballangenfjord genannt wird. Dort wo der Arnesbach die Reichsstrasse quert und in den Fjord mündet, führt ein Weg den ziemlich steilen Abhang des 720 m hohen Arneshesten hinauf. Am Westhang desselben liegt in 419 m Höhe über dem Meer der Bruvannsee, in dessen Umgebung die Ausbisse der Nickellagerstätte liegen. Von der Siedlung Rana Arnes trägt das Vorkommen den Namen Rana Nickelfeld, es wird aber auch nach dem dort liegenden See Bruvannsfeld genannt.

Wie die ganze Landschaft um den Ofotenfjord ist auch dieser Teil ausgesprochene Hochgebirgslandschaft, die südlich des Bruvann in den 1345 m hohen Sepmotfjell gipfelt. In diese steilen u. T. vergletscherten Gebirge ist ungefähr 3 km östlich des Erzvorkommens der See Storvatnet (11 m über dem Meer) tief eingebettet. Die Gegend der Nickelgrube ist aber verhältnismässig leicht zugänglich. Die Ausbisse liegen bereits über der Waldgrenze in einer Höhe von 4 - 500 m. Da aber das Vorkommen von einem Hangstollen unterfahren werden soll, wird der Bergbau selbst in einer Höhe von 250 - 300 m über dem Meer liegen und nur etwa 1 - 2 km vom Meer entfernt sein.

Das Vorkommen liegt ungefähr an der Grenze der beiden aneinander stossenden topographischen Kartenblätter Ofoten und Tyafjord.

Frühere Untersuchungsarbeiten:

Die ersten Berichte über das Nickelvorkommen stammen von Ing. Hunger aus dem Jahr 1914. Dieser entwickelte überhaupt in der Umgebung von Björkåsen ziemlich rege Schürftätigkeit, die jedoch nirgends grösseres Ausmass annahm. Besonders der für die Gegend wichtige Schwefelkiesbergbau der Björkåsengrube hatte die Anregung zu den Untersuchungen in der weiteren Umgebung gegeben und in den Jahren 1913 - 16 arbeitete Staatsgeolog Poslie an der Kartlegung des Kartenblattes Tyafjord und an der Untersuchung verschiedener Erzvor-

kommen an der Südseite des Ofotenfjordes. 1920 veröffentlichte Staatsgeolog Foslie eine Arbeit über das Rana-Nickelfeld in den Schriften von NGU.

1915 belegte Rechtsanwalt Schjölberg, der durch seine ausgedehnte Schürftätigkeit über ganz Nordnorwegen bekannt ist, auch die Größe der Nickelerzvorkommen bei Rana mit insgesamt etwa 70 Schürfen.

Die ersten grösseren bergmännischen Untersuchungsarbeiten auf dem Nickelvorkommen wurden von Björkåsengrube, die damals in deutschem Besitz war, durchgeführt und zwar im Jahre 1918. Es wurden drei Diamantbohrungen abgeteuft, die Durchschnittsgehalte von 0,39 - 0,56 % Ni brachten. Auch wurden im Jahre 1918 bei Björkåsengrube Sulfidmalma Aufbereitungs- und Verhüttungsversuche mit dem Erze durchgeführt. Im Jahre 1937 wurden die Untersuchungsarbeiten am Refineringsverket fortgesetzt. Dabei wurden von der Oberflächengrube aus 9 Diamantbohrungen niedergebracht. Die Untersuchungsarbeiten standen unter der Leitung von Ing. Hornemann, der über die Ergebnisse der Arbeiten berichtete. Trotz seiner Empfehlung, die Untersuchungsarbeiten fortzusetzen, wurden diese aber von Refineringsverket A/S eingestellt. Das Vorkommen wurde der Firma von Schjölberg dem Nordischen Erzkontor angeboten und das Vorkommen 1937 auftrag der Firma Fangel & Co. von Ing. Jørgensen beprobt. Die Untersuchungen des Nordischen Erzkontors zusammen mit Hilfe der Firma Fangel & Co. oder I.G. Karben die Untersuchungsarbeiten auf dem Nickelvorkommen wieder aufzunehmen schlugen fehl, teils wegen der niedrigen Nickelgehalte, teils wegen der ungünstigen Ergebnisse bei den ersten Aufbereitungsversuchen, die damals in Deutschland ausgeführt wurden.

1940 wurde das Vorkommen auf Grund der mir von den deutschen Behörden vorgelegten Berichte wieder aufgegriffen und nach einigen Besprechungen mit Staatsgeolog Foslie auf die Bedeutung des Erzvorkommens hingewiesen. Die Nickellagerstätte erschien von möglicher wirtschaftlicher Bedeutung, weil die Lagerstätte an ein ausgedehntes Eruptivgebiet gebunden war, die ersten Untersuchungen grössere Erzvorräte erwarten liessen und das Vorkommen eine transportmässige günstige Lage aufwies. Auf Grund meiner Bemühungen interessierte sich die Ersstudiengesellschaft in Berlin für die Lagerstätte und liess sich Einvernehmen mit der Firma Fangel & Co die Untersuchungsarbeiten,

nachdem sie sich die Rechte an dem Erzvorkommen durch einen Optionvertrag auf 9 Mutungsrechte mit Schjölberg im Januar 1941 gesichert hatte. Da bereits von vornherein klar war, dass die Untersuchungsarbeiten längere Zeit erfordern würden, war es nötig, den Optionvertrag jeweils durch Zahlung von Kr. 15.000.-- für ein Jahr zu erneuern.

Die Erzgesellschaft begann mit dem Vortrieb eines Stollens in 400 m zur Entnahme von grösseren Erproben für die Aufbereitungsversuche und zur Auffahrung des Vorkommens im Streichen. Die Erzgesellschaft veranschlagte dabei die Kosten der Untersuchungsarbeiten auf über 2 Millionen Kronen. Da dieser Stollen den westlichen Teil der Lagerstätte nicht gefunden hatte, sondern daneben vorbei gefahren war, beschloss die Erzgesellschaft im Jahre 1942 die Arbeiten einzustellen, ohne zu einem Ergebnis gekommen zu sein. Zu diesem Entschluss hatte freilich massgebend beigetragen, dass die Erbstudiengesellschaft bei einigen anderen Untersuchungsarbeiten, die am Balkan ausgeführt worden waren, schwere Verluste erlitten hatte, die zu Differenzen in der Leitung der Gesellschaft geführt hatten, sodass es im Jahre 1942 schliesslich zu einer Auflösung der Gesellschaft kam.

Da die Untersuchungsarbeiten der Erzgesellschaft aber auch mit unter meiner Aufsicht standen und ich die Einstellung der Arbeiten nicht gerechtfertigt ansah, veranlasste ich nach dem Einstellungsbeschluss der Erzgesellschaft das Reichsamt für Bodenforschung und die Gesellschaft für praktische Lagerstättenforschung die Untersuchungsarbeiten fortzusetzen. A/S Malmunderskökelser, die ja für die Gesellschaft für praktische Lagerstättenforschung alle Untersuchungsarbeiten ausführte, übernahm unter Leitung von Herrn Fangel die Durchführung der weiteren Arbeiten. Um von den ständig zunehmenden Treibstoffschwierigkeiten abzukommen, wurde eine Hochspannungsleitung mit Anschluss an Björkåsen in das Grubengebiet geführt und nun mit Hilfe elektrischer Kraft die weiteren Stollenvortriebsarbeiten und insgesamt 30 Diamantbohrungen durchgeführt. Im Frühjahr 1944 wurde dann das Nickelfeld im Auftrage der Gesellschaft für praktische Lagerstättenforschung von A/S Malmunderskökelser von den Erben von Schjölberg für einen Betrag von Kr. 100000 käuflich erworben. Es wurden dann auch im Jahre 1944 ein Ausbauplan vorgelegt, doch kam es wegen der inzwischen nahezu unüberwindlichen Schwierigkeiten bei der Beschaffung von Arbeitern, Maschinen und Materialien nicht mehr zum ausbauen. Die Untersuchungsarbeiten

wurden aber bis zur Kapitulation fortgesetzt.

Geologie

In die kambresilurischen Glimmerschiefer der Kaledoniden sind ziemlich zahlreich Eruptivbergarten eingedrungen, die hauptsächlich basischer Natur sind. Die meisten von diesen basischen Gesteinen -hauptsächlich Amphibolite- zeigen ausgesprochene Parallelität mit den umgebenden Schiefern und machen die ganze Tektonik mit, doch sind es nur selten grössere zusammenhängende Massen. Nur das Rönne Moritfeld ist mit seiner bedeutenden Eruptivmasse die einzige bedeutende Ausnahme. Es besteht aus massiven, wenig metamorphen Gesteinen. Dieses grosse Moritfeld bedeckt insgesamt ein Areal von 67 km^2 . Dieses Feld schliesst sich nicht passiv an die Sedimente an, sondern hat als ein selbständiger Eruptivstock anscheinend die Tektonik seiner Umgebung stark beeinflusst.

Dieser Eruptivstock ist ein schönes Beispiel der Differentiation eines basischen Eruptivs. Der mittlere Teil desselben wird von Quarz norit mit 30 km^2 Fläche eingenommen, während er von gewöhnlichem Morit mit 33.2 km^2 umgeben wird und an einzelnen Stellen am Rande Olivinnorite und Peridotite als basischeste Endglieder der Differentiation mit ca. 3.8 km^2 auftreten. Dieser Eruptivstock weist nur wenig umgewandelte und gepresste Gesteine auf, die Unterkristallisation in ihm ist nicht weit fortgeschritten und erlaubt daher die Differentiation des Magmas schön zu verfolgen. Dass dieser Eruptivstock von der Tektonik nur wenig beeinflusst wurde, geht daraus hervor, dass er kaum Anzeichen irgendwelcher Faltung aufweist und dass sich die in dieser Gegend NNO streichende Achsenrichtung der Kaledonischen Faltung auch in ihm nicht widerspiegelt.

Die den Eruptivstock umgebenden Glimmerschiefer und Gneise, die normal ein etwa 2 km breites Taket bilden, weichen sich um das Moritfeld herum stark aus. Ihr Einfallen ist in der Hauptsache ein nördliches bis nordwestliches. An den Außenrändern des Eruptivstockes keilt sich der Morit zwischen die Schiefer, wobei der südliche Kontakt deutlich unter den Moritstock einfällt, während die nördliche Seite von ihm abfällt. Eine deutliche Kontaktaetamorphose der Glimmerschiefer am Kontakt zum Eruptivstock kann nicht wahrgenommen werden, doch treten innerhalb der Glimmer-

schiefer Injektionen von Pegmatiten und sauren Gängen auf, die von der Intrusion des Rana Norita herrühren. Der Quarznorit des Eruptivgebietes besteht in der Hauptsache aus Plagioklas, Biotit und Hypersten, daneben etwas Quarz und Kalifeldspat.

Die Norite haben eine für so basische Eruptive auffallend helle Farbe, sie sind in der Hauptsache zusammengesetzt aus basischem Plagioklas und rhombischen und monoklinen Pyroxenen, die zum Teil in helle Hornblende umgewandelt sind. Der Anteil an Feldspat in den Noriten schwankt sehr stark. Der Übergang zu den basischsten Teilen des Feldes ist charakterisiert dadurch, dass die Menge des Feldspates stark abnimmt, während Pyroxen stark zunimmt, es kommt so zur Bildung von reinem Enstatitfels.

Die ultrabasischen Ausscheidungen kommen als scharfbegrenzte Schlieren und Linsen im noritischen Teil des Feldes vor, wobei sie den massersten Band desselben bevorzugen. Die Grösse dieser Schlieren variiert sehr stark, es finden sich ganz kleine Knuppen bis zu grösseren Feldern, von denen das Bruvarnfeld das grösste ist. Die ultrabasischen Schlieren zeigen mit ihrem stark wechselnden Olivin-gehalt auch noch die starke Differenzierung von Olivinnorit mit Feldspat, Olivin und Enstatit, teilweise Diellag bis zu Junit mit nahezu reinem Olivinfels ohne wesentliche Mengen von Pyroxen bei völligem Fehlen von Feldspäten. Die Pyroxene sind im sauren Teil eisenreicher, in den basischsten Gesteinen aber hauptsächlich magnesiainhaltig; ebenso enthält der Olivin nur wenig Eisen sondern mehr Magnesiasilikate. Die Nickelimpregnationen sind hauptsächlich an die Olivinbergarten gebunden, während die hauptsächlich Pyroxen führenden ultrabasischen Teile des Feldes zwar auch noch Nickel enthalten, jedoch nur in geringerer Menge.

Die Metamorphose innerhalb des Nickelfeldes erstreckt sich teilweise auf Hornblende- und Chloritbildung, während die Bildung von Serpentin und Talk nur selten zu bemerken ist. Die Hornblenden und Chlorite sind eisenarm und durchwegs sehr hell. Zu erwähnen ist noch das Auftreten von sauren jüngeren Gängen in den Noriten und Peridotiten. Bemerkenswert ist das Auftreten von Grafit auf Spalten sowie als Imprägnation, wobei besonders die erzführenden Partien manchmal reichliche Grafitimpregnationen enthalten.

Der Peridotitkörper von Bruvann.

Das Peridotitfeld von Bruvann hat ca. 1300 m Länge und ca. 450 m maximale Breite. In ihm kann man zwei Hauptgesteintypen unterscheiden, nämlich die eigentlichen Peridotite und die Enstatitgesteine. Gemeinsam für beide Typen ist ein rhombischer Pyroxen, welcher chemisch an der Grenze zwischen Enstatit und Bronzit steht sowie die sekundäre Bildung von Amphibolen.

Der Peridotit ist ein dunkelgrünes mittel bis grobkörniges Gestein und unterscheidet sich auch makroskopisch gut von dem dichteren, hellgrünen, oft seidenglänzenden Enstatitfels. In den Peridotiten ist das Hauptmineral der Olivin, der zuerst auskristallisiert ist und der besonders bei enstatitreicheren Partien oft von gut ausgebildeten Pyroxenen (Bronziten) umschlossen wird. Dabei wechselt aber innerhalb der Peridotite der Anteil an Pyroxenen ziemlich stark. Dieser Wechsel kann auch chemisch einfach verfolgt werden, da Olivin sehr basisch ist. Es wurde daher bei den Analysen der Erproben auch meistens der Anteil an unlöslicher Bergart mit bestimmt, wobei das Anwachsen des Gehaltes an Unlöslichem auf das Anwachsen des Anteiles von Pyroxen zurückzuführen ist.

In den Enstatitgesteinen ist der rhombische Pyroxen das Hauptmineral, der Olivin tritt dagegen mehr zurück. Er bildet Nadeln oder Prismen, die mit ihrem seidenartigen Glanz das Gestein gut charakterisieren. Die Enstatitgesteine sind in den Analysen dadurch gekennzeichnet, dass sie einen unlöslichen Anteil von mehr als 50 - 70 % hinterlassen.

Die beiden Gesteinstypen sind zwar nicht scharf voneinander abgegrenzt, bilden aber grössere geschlossere Körner und zeigen dabei schichtförmige Anordnung, wobei Peridotit und Enstatitfels in mehreren mächtigen Lagen auftreten. Dabei überwiegt ganz im Westen ausgesprochen der Peridotit, während Enstatitfels gegen O zunimmt, wobei sich das hauptsächlich ersührende Peridotitband keilförmig von W zwischen zwei Enstatitbänder einklemmt. Die Bohrungen haben gezeigt, dass die einzelnen Bänder gegen Süden zu einfallen und zwar mit etwa 40 - 50 ° in der Nähe der Oberfläche, während das Einfallen

gegen die Tiefe zu immer flacher wird. Die Unterscheidung der Peridotite und Pyroxenite ist auch für den Bergbau von praktischer Bedeutung, weil die Erzführung in erster Linie an die Peridotite gebunden ist.

Im Peridotitfeld tritt im südlichen Teil desselben außerdem eine Zone auf, die neben den Pyroxenen auch einen geringen Teil an Feldspat enthält. Die Testaments der Grenze des Peridotitfeldes gegen die umgebenden Granatglimmerschiefer ist besonders im westl. und östl. Teil des Feldes durch die recht ausgeprägten Markens- und Schuttbedeckung erschwert. Die Bohrergebnisse zeigen beim Vergleich mit den Tagenaufschlüssen, dass der Eruptivkontakt zu den Schiefern auch im Grubengebiet südlich und westlich einfällt, also dass die Peridotite sich schalenförmig auf die Sedimente legen. Die Bohrungen sind aber in der Tiefe gegen die Schiefergrenze noch zu wenig fortgeschritten, um ein klares Bild über den Verlauf des Eruptivstockes in der Tiefe zu erhalten.

Die Erzführung:

Im zentralen Teil des Noritfeldes, im Quarzporphyrit, gibt es keine Erzvorkommen: diese sind vielmehr alle an die noritischen und vor allem peridotitischen Teile des Stockes gebunden und bevorzugen in erster Linie den Rand des Eruptivstockes. Das Vorkommen von Sulfiden macht sich an der Oberfläche durch Auftreten von mehr oder weniger ausgedehnten Rostzonen bemerkbar, die an vielen Stellen des Eruptivgebietes auftreten und zum Teil noch nicht beschürft sind. Es sind jedoch eine Reihe von Fundstellen und Nickelschürfen bekannt, von denen aber viele als wertlos angesehen werden müssen, da sie entweder nur ganz geringen Umfang besitzen oder sehr gering Nickelgehalte aufweisen. An der Oberfläche ist die Erzprägnation durch eine Braunfärbung des Bodens zu erkennen, wobei in rotbraunen Verwitterungsgrus noch einzelne frische Partien von unverwittertem Peridotit liegen. Gelegentlich sieht man Inlauffarben von Kupfer, nur selten Spuren von Nickel. Eine Beurteilung der Metallgehalte in der Verwitterungszone ist schwer möglich, da Nickel bei der Verwitterung besonders rasch ausgelaugt wird.

Der in den meisten norwegischen Nickellagerstätten vertretene Typ von Erzvorkommen mit ausgesprochener Anreicherung des Magnetkieses

zu kompakten Erzkörpern am L i e g e n d k o n t a k t des Truativ-
stockes ist in Röna von geringer Bedeutung, obwohl auch er im Norit-
feld bekannt ist und zwar gehört das Vorkommen von Literdalengrube
diesem Typus an. Dieses Vorkommen hat einen Nickelgehalt von 4 ‰ im
reinen Sulfid, der charakteristisch ist für die meisten norritischen
Vorkommen dieser Art. An Bedeutung treten aber die Erzsammlungen
von nahezu massiven Erz am Kontakt zu den umgebenden Schieferungen gegen-
über den Erzsammlungen im Truativstock selbst zurück, wenigstens
auch bei diesen ein zunehmen der Vererzung zum Rande des Truativgebietes
hin deutlich zu bemerken ist.

Im Norit sind eine Reihe von Nickelfunden bekannt, die aber ohne
-praktische Bedeutung sind, da sie nur geringe Ausdehnung besitzen
und ausserdem, meist einen niedriger Nickelgehalt von nur 1 - 3 ‰ im
reinen Sulfid aufweisen. Wenn jedoch die Sulfidausscheidungen im
Norit sich an eingelagerten Peridotitschlieren oder -bändern an-
reichert haben, werden die Imprägnationen sulfidreicher und bilden z.B.
ziemlich kompakte Magnetkieskörper, die sich eng an den Kontakt zum
Peridotit halten. Die Nickelgehalte im reinen Sulfid halten sich auch
hier an der schon früher genannten Grenze von 1 - 3 ‰ im reinen Sulfid
und genügen daher wohl nicht, eine beachtliche Lagerstätte zu bilden.
Da jedoch die Ausdehnung dieser Vererzungen grösser ist und auch die
Erze stark angereichert sind, erscheinen weitere Untersuchungen an
diesem Erztyp angezeigt, vor allem an dem Vorkommen in Ränbogen.

Die weitestwichtige Nickelvererzung ist
an die olivinreichen Peridotite selbst gebunden, in denen
die Nickelerze als arme ausgedehnte Imprägnation
en ohne scharfe Begrenzung auftreten. Dabei ist der Anteil
der Kiese im Gestein im allgemeinen gering und steigt nur ausnahms-
weise über 2 - 3 ‰ Schwefel an. Aber der Nickelgehalt
der Sulfide ist ausserordentlich hoch und erreicht 10 - 14 ‰
Nickel im reinen Kies, im Durchschnitt etwa 11 - 12 ‰. Auch die
Enstatitgesteine des Bruvanfeldes sind ziemlich weitgehend mit Nickel
imprägniert, doch sind die Imprägnationen in den Enstatiten durchwegs
ärmer als in den Peridotiten und erreicht nur stellenweise 0.3 ‰ Ni.

Die Sulfide bilden die Brückverbindung zwischen randlich korrodierten
Olivinkristallen, wobei die einzelnen Sulfidtröpfchen verschiedene Korn-
grösse erreichen. Neben Erztröpfchen von etwa 1 mm Korngrösse kommen
feinste Körnchen bis unter 1/100 mm Korngrösse vor. Die Sulfiderze

-bestehen aus Magnetkies, Pentlandit und Kupferkies. Dabei ist das Verhältnis des Anteiles von Magnetkies zu Pentlandit durchschnittlich etwa 2:1. Der Pentlandit bildet dabei teilweise solide Körner im Magnetkies mit oft gradliniger idiomorpher Begrenzung, ist aber vorzugsweise in unregelmäßig gestalteten Gebilden in filigraner Verzahnung mit dem Magnetkies ver wachsen, wie sie als typische Entmischungsflecken von den Nickellagerstätten her meist bekannt ist. Der Kupferkies tritt entweder in selbständigen Körnern oder randlich besonders im Pentlandit sitzend auf. Die auf Nickellagerstätten sonst häufig erwähnte Umwandlung von Pentlandit in Bravovit ist hier nicht bekannt, wie überhaupt bei dieser Lagerstätte keine Umwandlungen und auch Tiefenunterschiede kaum beobachtet werden und auch nicht zu erwarten sind, da ja das Gebiet starker Abtragung unterlegen ist und die Verwitterung höchstens einige Meter unter die Oberfläche vorgedrungen ist. Die Verwachsung von Magnetkies, Pentlandit und Kupferkies ist so fein, dass die drei Mineralien oft am Aufbau ganz kleiner Brskörner beteiligt sind. Es ist daher auch nicht möglich, sie bei sehr feiner Vermahlung des Materials in ihre Bestandteile zu zerlegen.

Neben den Sulfiden tritt auch Chrosit und Chrospinell in rundlich idiomorphen Körnern auf, die häufig schöne Entmischungskörper von Titaneisen enthalten. Solche Entmischungskörper von Titaneisen findet man nicht selten auch in den Pyroxenen.

Magnetit findet sich in Form von rundlichen und eckigen Körnern und ist wohl die älteste Ausscheidung der Erze. Er bildet auch kleine idiomorphe Einschlüsse in den dunklen Silikaten oder stellenweise feine Tröpfchen, die wohl als Neubildung bei der Zersetzung der Silikate aufzufassen sind.

Wie die Aufbereitungsversuche und Analysen ergeben, ist ein Teil des Nickels als Silikatnickel gebunden und kann daher nicht mit den Sulfiden erfasst werden. Dieser Anteil an Silikatnickel liegt zwischen 0.07 und 0.1 % Nickel. Diese Bindung eines Teiles des Nickels an die Silikate muss besonders bei den nickelarmen Imprägnationen berücksichtigt werden. Dieser an Silikate gebundene Nickelgehalt ist ziemlich gleichmäßig und anscheinend unabhängig vom Sulfidnickelgehalt. Er wurde nicht nur auf Grund der Aufbereitungsversuche gefunden, sondern auch durch Zentrifugieren der Berge mit verschiedenen Schwerlösungen von unterschiedlichen

spezifischen Gewicht festgestellt (Methylenjodid $d = 3.33$ und Chlorzinklösung $d = 4.06$). Dabei zeigte sich auch, dass der Silikatnickelgehalt konstant ungefähr bei 0.1 % lag, ob der Gesamtnickelgehalt 0.20, 0.25 oder 0.50 betrug.

In allgemeinen beschränkte man sich bei den Analysen der Erzen auf die Bestimmung von Nickel, Schwefel und dem unlöslichen Rest. Die Bestimmung von Kobalt erfolgte nur stichprobenweise und obwohl die Gehalte schwankten, liegt das Verhältnis von Nickel zu Kobalt im allgemeinen zwischen 18 - 22 Teile Nickel auf ein Teil Kobalt. Das Verhältnis von Nickel zu Kupfer ist in Erzen auch wesentlich höher als bei den meisten anderen Nickelagerstätten. Das Verhältnis liegt bei 3 - 5 1/2 Teilen Nickel auf ein Teil Kupfer. Das Verhältnis Nickel zu Schwefel beträgt im Durchschnitt 1 : 3 bis 3 1/2 und deutet damit auf ein Verhältnis von zwei Teilen Magnetkies auf einen Teil Bändlerit.

Totalanalysen von Koherzen wurden nur wenige ausgeführt und auch bei diesen Totalanalysen fehlen Bestimmungen von Chrom, Edelmetall und Platinmetallen, obwohl auf die Wichtigkeit gerade der Bestimmung von Platinmetallen bei dieser Art von Erzen Wert gelegt wird. Es war jedoch nicht möglich, Platinanalysen in Norwegen oder Deutschland ausgeführt zu erhalten.

Die Gesamtanalysen von größeren Proben normaler Erze zeigen, dass der Olivin neben Nickel als nutzbarer Bestandteil eine Rolle spielen kann, da die Koherze bereits einen Gehalt von etwa 35 % MgO aufweisen, da magnesiarreicher Olivin das Hauptmineral ist. Es wurde aus diesem Grunde bei den Aufbereitungsversuchen auch Wert darauf gelegt, neben den Nickel- auch Olivinkonzentrate zu erhalten, was auch tatsächlich gelungen ist, da diese ein Olivinkonzentrat von durchschnittlich 43 % MgO ergaben, was zeigt, dass wir es hier mit einem magnesiarreichen und eisenarmen Olivin zu tun haben.

Die Bestimmung des Gehaltes an Platinmetallen war aus geologischen Gründen von grösstem Interesse gewesen, besonders da das Vorkommen des südafrikanischen in mancher Beziehung ähnelt, das durch seinen hohen Gehalt an Platinmetallen besonders bekannt geworden ist. Krupp stellte bei seinen Aufbereitungsversuchen nur einen ganz geringen Gehalt an Platinmetallen

fest (unter 0.1 g Platin/t), während bei früheren Schürfversuchen bei Raffineringsverket in einer Probe ein höherer Gehalt an Platinmetallen festgestellt wurde. Nun ist es eine Tatsache, dass das Platin als eine spätere Ausscheidung ebenso wie Kupfer dann reichlicher vorhanden ist, wenn auch der Kupfergehalt ansteigt. Da aber der Kupfergehalt wenigstens in den bisher untersuchten Teilen im allgemeinen sehr gering ist, so würde das darauf schliessen lassen, dass auch die Plattingehalte nicht hoch sind. Es ist aber zu erwarten, dass in den weiter abgepressten Teilen der Lagerstätte Kupfergehalte und Plattingehalte höhere Werte erreichen. Aus den südafrikanischen Vorkommen sind Gehalte von 10 - 30 g Platinmetall bekannt, wobei das Hauptplatinmetall Palladium ist, treten aber dort weniger mit den Sulfiden auf, sondern finden sich in einigen Stücken und Fohlchen.

Die Entstehung der Lagerstätte.

=====

Die Nickellagerstätte Rana ist ein Musterbeispiel einer liquidmagmatischen Lagerstätte, entstanden bei der Kristallisation ultrabasischer Gesteine eines gabbroiden Magmas. Schon im normalen Zustand weisen Peridotite und Pyroxenite oxydische und sulfidische Erzminerale auf. Bekannt ist die Anreicherung von Erzen in basischen Gesteinen vor allem bei Chromit und Titan Eisen, während eigentliche Nickelsulfidlagerstätten als Kristallisationsdifferentiate weniger bekannt sind. Die Lagerstätte Rana ist so zu erklären, dass das Silikatmagma Sulfide enthielt, die bei sinkender Temperatur im Magma nicht mehr löslich sind und sich daher als Emulsion und dann als Sulfidtropfen von der Silikatschmelze trennen. Bei langsamen Absinken der Temperatur haben diese Sulfide im allgemeinen Gelegenheit infolge ihrer Schwere in die Tiefe zu sinken und sich dort als ziemlich kompakte Erzkörper als liquide Entmischungss segregate abzusondern. Dabei können im letzten Fall oft schon mehr oder weniger starke Einflüsse pneumatolytischer oder hydrothermalen Art beobachtet werden. Dieser letzte Typ ist bei den sonstigen norwegischen Nickellagerstätten, die fast immer an Gabbros gebunden sind, vertreten. In Rana dagegen haben pneumatolytische und hydrothermale Vorgänge nur eine geringe Rolle gespielt.

Der ganze Eruptivstock von Råna war verhältnismässig arm an Chrom, Titan und Eisen. Normale primäre Ausscheidungen von Chromit und Titanomagnetit können in den Dünnschliffen zwar beobachtet werden sind jedoch nur in geringen Mengen vorhanden. Vor allem ist der geringe Anteil an Chromit, der nur Bruchteile von 1 % beträgt, bemerkenswert, da Chromit sonst gerade magnesiareiche ultrabasiische Gesteine bevorzugt. Das Magma, aus dem die Abscheidung erfolgt ist, muss recht trocken gewesen sein, da Anzeichen Autohydratisierung der Nebengesteine nur in recht geringem Ausmass zu beobachten sind. Die Umwandlung von Olivin und Serpentin kann nur stellenweise und zwar besonders an Kluftflächen in geringem Ausmass beobachtet werden. Wie weit die stellenweise zu beobachtende Umwandlung von Augiten in Hornblende und Biotit hier auf Autohydratisierung zurückzuführen ist, muss vorläufig mangels genügender Dünnschliffbeobachtungen unerörtert bleiben.

Bei der besonders für norwegische Verhältnisse ganz ungewöhnlichen Ausdehnung des Eruptivstockes ist wegen des Vorhandenseins eines entsprechend grossen Magmenherdes auch die Möglichkeit für eine wesentlich grössere Nickellagerstätte gegeben als sie bei den vielen kleinen Nickellagerstätten Norwegens vorhanden ist, die an einzige Eruptivaufbrüche (oft nur von wenigen 100 m²) gebunden sind.

Die Sulfide sind bei den Silikaten bei Temperaturen über 1500° gelöst. Wenn diese Temperatur unterschritten wird, sammeln sich die Sulfide in einzelnen sich langsam vergrössernden Tröpfchen an und kristallisieren bei raschem Sinken der Temperatur gleichzeitig mit den Silikaten und zwischen ihnen. Bei der Auskristallisation korrodieren sie zum Teil die umgebenden Silikate. Nur wenn das Magma leitend ist, d.h. die Abkühlung sehr langsam vor sich geht, haben die Sulfide die nötige Bewegungsfreiheit im sich langsam abkühlenden Magma nach unten abzusinken.

Wie bei der geologischen Beschreibung schon hervorgehoben, sind verschiedene Typen von Vererzung im Råna Eruptivstock zu beobachten. Diese sind darauf zurückzuführen, dass die Temperatur und Druckverhältnisse bei der Erstarrung nicht im ganzen Eruptivstock die gleichen waren, sondern dass Abkühlung und Druck in verschiedenen Teilen verschieden rasch sanken, wodurch in einzelnen Fällen für die Sulfide die Möglichkeit gegeben war, sich durch Schwere anzureichern. Nicht erklärt ist dabei aber, dass das Verhältnis von Magnetkies zu Pentlandit

nicht gleichmäßig ist, sondern an den kompakten Erzkörpern wesentlich ungünstiger ist als in der Imprägnation.

Der ganze Mineralbestand in Käna deutet auf die rein liquidmagmatische Entstehung. Magnetkies, Pendländit, Kupferkies, Chromit, Titanomagnetit als Erz und Olivin und Enstatit als Silikate sind typische Mineralien für die rein liquidmagmatische Entstehung. Dabei scheidet Pendländit später aus als Magnetkies, da er gern an den Korngrenzen zu Magnetkies und Kupferkies beobachtet wird. Biotit und Chlorit und im nordöstlichen Teil der Lagerstätte auftretender Pyrit deuten schon auf etwas spätere Bildung bzw. Übergang zu autometamorphen Vorgängen, wie sie bei den Übergängen zu pneumatolytischen und hydrothermalen Lagerstätten gern beobachtet werden. Die vorausgehende Entmischung im Magma mit dem im Zentrum auftretenden Quarzporit und dem hauptsächlich den Außenrand bildenden Olivinnorit und Peridotit zeigt, dass das Magma ursprünglich die Möglichkeit hatte, die schweren Bestandteile an den tieferen Teilen anzureichern. Eine wichtige Frage ist nun, wie weit die Möglichkeit besteht, dass außer den bekannten Imprägnationen mit einem Durchschnittsgehalt von 0.5 % Nickel noch reichere Partien Nickel auftreten. Die verschiedenen Typen der Nickelvorkommen innerhalb des Eruptivstockes haben gezeigt, dass die Intrusionsbedingungen nicht überall die gleichen sind. Es kann daher für das Bruvarenefeld durchaus die Möglichkeit bestehen, dass in Teilen der Lagerstätte die Sulfidkonzentration größere Gehalte erreicht hat als in dem uns bisher bekannten Teil. Ein Vergleich mit der so ähnlichen Lagerstätte von East Highland in Südafrika ist hier sehr aufschlussreich. Dort treten neben den Imprägnationen in den olivinreichen Hyperiten in einzelnen besonders tiefen Bodenschichten viel höherhaltige Nickelminerale auf, die Gehalte bis zu 2 % Nickel aufweisen, doch erreichen sie keine große Ausdehnung. Meiner Ansicht können besonders in den tiefen Teilen der Mulde auch in Käna Partien mit kompakteren Erzen und höheren Nickelgehalten erwartet werden. Die höchsten bisher bekannten Nickelgehalte stammen aus der Bohrung 27 mit 1.33 % Ni und 12.0 % S. Doch sind die Gehalte von mehr als 5 % Ni auch östlich nicht zu erwarten, da bei kompaktem Erz der Nickelgehalt in reinen Sulfid sich wohl dem normalen von 5 - 6 % nähert.

Auffallend ist ein Sprung in den Nickelgehalten, da mächtige Zonen nur Gehalte von 0.2 % aufweisen, wobei dann ziemlich sprunghaft eine plötzliche Erhöhung der Nickelgehalte auf 0.45 - 0.6 eintritt. Dies scheint besonders dann der Fall zu sein, wenn sich eine olivinreiche Zone zwischen Enstatitzonen einschleibt.

Geophysikalische Messungen.

Im Sommer 1941 fand eine kurze magnetische Versuchsmessung auf der Hauptlagerstätte von Bruvann und bei einigen Schürfen im "Anbogen" statt. Es sollte festgestellt werden, ob die magnetische Methode mit Erfolg verwendet werden könnte, um den Verlauf der Nickelimpregnationen zu verfolgen. Auf einer Basis, die ungefähr parallel mit dem Stollen verlief, wurden vier Profile ungefähr quer zur Hauptstreichrichtung des Erzkörpers gelegt und auf diesen die magnetische Vertikalintensität mit einer Schmidt'schen Feldwaage gemessen. Mit Ausnahme einer starken lokalen Störung von ungefähr 400 γ lagen die meisten Anomalien unter 100 γ . Als die Vermessung stattfand, war der Verlauf des Erzkörpers noch nicht recht bekannt. Es konnten mehrere Anomalien unter den Profilen konstatiert werden, von denen nun eine mit dem inzwischen bekanntgewordenen Verlauf des Erzkörpers zusammengehörig erkannt werden kann. Die Anomalien sind jedoch recht schwach und eine magnetische Vermessung hat hier mit grosser Unsicherheit in der Deutung der Resultate zu rechnen, da schon die magnetische Suszeptibilität der einzelnen basischen Gesteine voneinander verschieden ist und sich daher auch die petrographischen Unterschiede in den magnetischen Profilen bemerkbar machen. Die vier vermessenen Profile gestatten zwar eine gewisse Relation zu den Gesteinsgrenzen, wie sie Posch kartiert hat, aber die Information aus den vermessenen vier Profilen ist zu gering, um sehen zu können, ob die magnetische Methode mit Aussicht auf Erfolg für die Untersuchung der Nickelerzföhrung verwendet werden kann. Es ist jedenfalls mit grösseren Fehlerquellen bei der Deutung zu rechnen und da das Gelände genügend Anhaltspunkte für die rein geologischen Bearbeitung ergibt, erscheint es nicht wahrscheinlich, dass eine magnetische Vermessung wesentliche Hilfe leistet mit der Ausnahme der westlichen Fortsetzung der Lagerstätte, wo die Überdeckung zunimmt und nur gelegentlich Ausbisse beobachtet werden können.

Die Aufschlussarbeiten.

Der 400 m Stollen.

(Anlage)

Der U n t e r s u c h u n g s s t o l l e n auf dem 400 m Niveau war angesetzt worden, um größere Mengen frischen unverwitterten Rohmaterials für die Aufbereitungsversuche zu erhalten und weiter, um den Verlauf der Vererzung auf dem 400 m Niveau zu untersuchen. Aus den Ergebnissen der Bohrungen, die im Jahre 1937 von Raffinerieverset getrieben wurden, war die Lage des Erzkörpers ungefähr bekannt. Der Stollen wurde nun so angesetzt, dass er möglichst bald die westliche Fortsetzung des erhöhten Erzkörpers treffen sollte, und sollte dann der Erzzone im Streichen folgen. Der Stollen ist in Peridotit angesetzt und durchfuhr mit Ausnahme einer Granatglimmerschieferereinlage bei 80 m in ziemlicher Einförmigkeit Peridotit, der am Stolleneingang nur ganz geringe Imprägnationen aufwies, die erst bei ungefähr 160 m Werte über 0.3 % Ni erreichten. Es war berechnet worden, dass der Stollen den Erzkörper bei 160 m Länge antreffen würde, dies traf aber nicht ein, sondern erst bei 187 m vom Stolleneingang wurden Gehalte über 0.4 % Ni angetroffen und dann über eine Länge von 35 m durchfahren. Beim Vortrieb wurde von jedem Meter eine Probe genommen und jede dieser Proben für sich analysiert. Das Durchschnittsergebnis aus 35 m S t o l l e n v o r t r i e b ergab einen Nickelgehalt von 0.496 % Nickel, 0.032 % Kobalt, 0.090 % Kupfer, 1.64 % Schwefel.

Da man bei der Erzgesellschaft, die die Untersuchung der Lagerstätte begonnen hatte, der Ansicht war, dass die Ergebnisse des Stollenvortriebs den Erwartungen nicht entsprechen, weil die Lagerstätte nicht die Ausdehnung gegen Westen hatte, die man erhofft hatte, wurde der Stollenvortrieb eingestellt. Es war jedoch beabsichtigt, der Sicherheit halber noch einige Diamantbohrungen von dem Stollenhorizont nach beiden Seiten vorzubringen, um zu untersuchen, ob man nicht an der Lagerstätte vorbei gefahren wäre. Diese Bohrung wurde zuerst gegen N begonnen und zwar waren es die Bohrungen 1 und 3, die praktisch über die gesamte Länge von ca. 80 m zwar Peridotit aber keine nennenswerte Vererzung brachten. Bei der dann gegen S begonnenen Bohrung 2 traten aber gleich zu Beginn infolge Ungeschicklichkeit der Bohrmannschaft solche

Schwierigkeiten auf, dass die Erzesellschaft die Schwierigkeiten für unüberwindlich ansah und die Bohrungen einstellte. Es war jedoch in der Bohrung Erz angetroffen worden. Das veranlasste mich, mich an das Reichsamt für Bodenforschung zu wenden, um die Untersuchungserbeiten auf dem Vorkommen fortzusetzen zu können. Die Ergebnisse der nächstfolgenden Bohrungen 2,4 und 6, die das Gebiet südlich des Stollens untersuchten, waren aber so ermutigend, dass daraufhin beschlossen wurde, den Stollenvortrieb fortzusetzen und durch eine Reihe von Diamantbohrungen das Gebiet gründlich zu untersuchen und die Ausdehnung der Nickelvererzung möglichst genau festzustellen. Zum Zeitpunkt der Einstellung des Stollens war dieser bereits bis 237 m vorgetrieben worden. Er wurde nun mit einem Winkel von 10° aus der ursprünglichen Richtung gedreht und bis zu einer Länge von 420 m insgesamt weitergetrieben und dort eingestellt.

Da die Bohrresultate ein stilles Einfallen des Erzkörpers wahrscheinlich gemacht hatten, wurde beschlossen, einen Versuch nach Süden zu treiben und zwar nicht nur durch die Lagerstätte durch, sondern noch ein gutes Stück über diese hinaus. Es war damit beabsichtigt, die ganzen Diamantbohrungen vom Stollenniveau aus durchzuführen und dazu war es notwendig in das Hangende der Lagerstätte zu kommen, um sie von dorthier durchbohren zu können. Der Grund dafür war der, dass die Diamantbohrungen von der Oberfläche auf grosse Schwierigkeiten in den ersten Bohrkernen stiessen. Abgesehen von Geschiebblöcken in der Moränendecke verwittert vor allem der Peridotit von der Oberfläche her so, dass runde harte Blöcke entstehen, die von einer seifigen Haut überzogen und von losen Massen umlagert sind. Diese verwitterten Schichten zu durchbohren ist fast unmöglich, da die Bohrkronen an der seifigen Haut der harten Blöcke nicht greifen wollen. Aus diesem Grunde waren während der Untersuchungsperiode 1937 mehrere von den an der Oberfläche begonnenen Bohrbohrern verunglückt. Es wurde daher als richtiger angesehen, die Bohrungen nicht von der Oberfläche, sondern von der Grube her anzusetzen. Dieser Entschluss hatte auch noch einen weiteren praktischen Grund, nämlich den, dass die Bohrungen in der Grube das ganze Jahr ungestört von der Fütterung und Kühle fortgesetzt werden konnten, während bei Oberflächenbohrungen in Anbetracht des kalten Klimas mit einer längeren Unterbrechung der Bohrarbeiten während des Winterhalbjahres zu rechnen gewesen wäre. Es

war daher geplant den Querschlag über die Lagerstätte hinaus vorzutreiben und dann im H a n g e n d e n der Lagerstätte parallel zu ihr einen F e l d o r t nach O s t e n und W e s t e n vorzutreiben und von diesem aus das Erzvorkommen durch D i a m a n t b o h r u n g e n gegen die T i e f e zu untersuchen

Der Querschlag erreichte eine Länge von 204 m. Er durchschnitt den Haupterkörper zwischen 41 und 84 m und ergab auf die 43 m L ä n g e -einen Durchschnittsgehalt ~~xxx~~ aus den alle Meter gewonnenen Proben von 0.60 % N i c k e l, dabei schwankten die Gehalte zwischen 0.39 % als dem niedrigsten und 0.80 % als dem höchsten Nickelgehalt. -Die Proben zwischen 85 und 108 m sind nicht untersucht, da dieselben auf dem Transport verloren gingen. Es zieht jedoch nach den nach den geologischen Beobachtungen zwischen ungefähr 85 bis 94 m das Enstatitband durch, das auch in den benachbarten Bohrungen 2 und 8 angetroffen wurde. Nach den Steigerberichten wurde aber auch in den ersten auf den Enstatit folgenden Schichten eine schwächere Vererzung des Peridotits festgestellt.

Bei 193 m war im Querschlag Enstatit angefahren, der bis Querschlagende bei 204 m anhielt. Es wurde später in gerader Fortsetzung des Querschlages eine horizontale Bohrung vorgebracht, die 81.7 m lang wurde und vor allem die Aufgabe hatte, festzustellen, ob der von der Oberflächenkartierung her bekannte Kontakt zum Gneis in der Bohrung wiedergefunden würde. In den Bohrberichten wurde festgestellt, dass die Bohrung in den ersten Metern etwas arme Imprägnation durchfuhr und dann von 9 m bis zum Schluss des Bohrloches Enstatitfels und Gneis erbohrte. Die wichtige Grenze zwischen Enstatit und Gneis ist aus den Bohrberichten nicht zu ersehen.

Bei 188 m wurde vom Querschlag aus ein Feldort gegen O angesetzt, der bis zum Zeitpunkt der Kapitulation eine Länge von über 35 m erreicht hatte. Auch gegen Westen sollte ein Feldort getrieben werden, doch war er wegen Mangels an Mineuren noch nicht begonnen. Der Zweck dieser beiden Feldorte war, von diesen aus durch fächerförmige Diamantbohrprofile die Lagerstätte in der Tiefe zu untersuchen.

Die Diamantbohrungen.

Die Lagerstätte wurde während des Krieges durch 30 Bohrungen mit insgesamt 3 800 m Bohrlochlänge untersucht, nachdem schon 1918 3 Bohrungen und 1937 9 Bohrungen niedergebracht worden waren. Bezüglich der Kosten für die Diamantbohrungen und technischen Details verweise ich auf den Abschnitt im allgemeinen Kapitel Diamantbohrungen. Verwendet wurde zuerst eine von Björkåsengrube entliehene Maschine mit Pressluftantrieb für maximal 90 m Bohrlochlänge, später eine neue XB Maschine der Svenska Diamantbergborrnings A/B, die vom Reichsamt für Bodenforschung zur Verfügung gestellt wurde. Erst die letzten langen Bohrlöcher vom Querschlag bei 150 m wurden mit einer neuen XH-Maschine ebenfalls von Svenska Diamantbergborrnings A/B in Stockholm gebohrt. Die Durchschnittslänge der Bohrungen betrug 125 m. Die längste Bohrung war Bohrung 29, die eine Gesamtlänge von über 275 m erreichte.

Bezüglich der Ergebnisse der Diamantbohrungen verweise ich auf die beigelegten Karten und Querprofile; die Ergebnisse der einzelnen Bohrungen sind auch in den nachfolgenden Tabellen zusammengestellt, die die Analysenresultate und die wichtigsten petrographischen Beobachtungen enthalten. Leider fehlen die Aufschreibungen über die petrographischen Untersuchungen von einigen Bohrlöchern. Die Kerngewinnung war durchwegs sehr hoch, sodass die Bohrungen recht vollständige Aufklärung gaben.

Eine Schwierigkeit in der Deutung der Resultate liegt in der Tatsache, dass die Bohrungen starke Abweichungen von ihrer ursprünglichen Achse gezeigt haben, wie aus Bohrlochneigungs- und -richtungsmessungen hervorgeht, die in unserem Auftrag von einem Ingenieur von A/S Sydvaranger durchgeführt wurden. Dabei zeigte sich, dass die Bohrungen fast regelmässig aus der ursprünglichen Achse zu steilerer Neigung abwichen. Den Bohrlochrichtungsmessungen kann aber keine zu grosse Zuverlässigkeit zugebilligt werden, da die Errechnung der Resultate von der Annahme ausgeht, dass das Bohrgestänge keine Torsion aufweist, sondern starr bleibt eine Annahme, die in Wirklichkeit nicht zutrifft.

Die Bohrkern wurden über die ganze Länge gespalten und diese dann nach dem geologischen Befund in bestimmte Abschnitte von einigen m Länge unterteilt. Die ^{ein} Kernhälften eines Abschnittes wurden zu einer Probe vereinigt und zur Analyse gegeben, die anderen Hälften zur Kontrolle in den Bohrkernkisten aufbewahrt.

Die Bohrkerne, die im Reichskommissariat aufbewahrt worden waren, scheinen aber leider verloren gegangen zu sein. Der Hauptzweck der Diamantbohrungen war in erster Linie die Ausdehnung des Erzkörpers auf dem 400 m Niveau festzustellen. Da die Erzkörper eine unregelmässige linsenförmige Begrenzung haben, war es notwendig, die Bohrungen in verhältnismässig engem Abstand voneinander anzusetzen. Ausser durch den Querschlag und den Stoller-vortrieb wurde der Haupterzkörper durch die horizontalen Bohrungen 11, 8, 2, 4, 5, 14, 19, 22 untersucht und dessen Ausdehnung festgestellt. Der Haupterzkörper ist ca. 350 m lang und erreicht in der Gegend des Querschlages die maximale Breite von über 40 m, die aber unter Berücksichtigung des Einfallens auf 30 m wahre Mächtigkeit zu reduzieren ist. Gegen O zu - besonders zwischen den Bohrungen 5 und 22 - sinkt die Mächtigkeit im 400 m Niveau auf einige wenige m ab. Die Untersuchung des Verlaufs des Erzkörpers in die Tiefe war dadurch erschwert, dass der Stollen hauptsächlich im Liegenden der Lagerstätte getrieben war. Es war notwendig, die Fortsetzung unter dem Stollenniveau durch flacherförmige ziemlich flachliegende Bohrungen zu untersuchen, wie sie durch das Profil gebildet aus den Bohrungen 8, 9, 10 und 18, die Bohrungen 4, 12 und 20 und durch die Bohrungen 14, 16 und 17 gebildet sind. Dabei ist aber bei der Deutung dieser Bohrflächer Vorsicht geboten, da die Bohrlochneigungen - wie bereits erwähnt - recht bedeutende Abweichungen aus der ursprünglichen Bohrlochachse zeigen.

Besonders im Zusammenhang mit den aus den früheren Bohrungen IV, VI, VII und XI ersichtlichen Querprofil der Lagerstätte deuten die Resultate auf ein Flacherwerden des Einfallens des Erzkörpers gegen die Tiefe zu und eine Zunahme der Mächtigkeiten desselben in der Tiefe besonders in den östlichen Partien des Erzkörpers. Die Resultate der Bohrungen 26 und 27 sind wohl so zu deuten, dass die Linse gegen O zu einschiebt. Betrachtet man die Bohrprofile 4, 12, 20 und 14, 16, 17, so deuten diese darauf hin, dass der Erzkörper gegen Osten zu langsam gegen die Tiefe einschiebt und z.B. in der Bohrung 14 das 400 m Niveau garnicht mehr erreicht. Eine Bestätigung dieser Beobachtungen und der daraus folgenden Annahmen wäre freilich notwendig und würde sich aus Bohrungen, die vom Feldort Ost unter verschiedenen Winkeln abgeteuft werden, ergeben.

Die Hauptnickelerzpartien sind, wie schon hervorgehoben, an eine Peridotitzone gebunden, die zwischen einer nördlichen Enstatit und Noritzone und einem südlichen Enstatitband eingeschlossen ist, während der im Hangenden des südlichen Enstatitbandes folgende Peridotit nur geringe Nickelgehalte aufweist.

Das nördliche Band von Enstatit und Olivinnorit beginnt ungefähr dort, wo der Stollen die eigentliche Erzpartie durchfährt und kann mit gegen Osten zunehmender Mächtigkeit in den nördlichen Bohrungen 5, 7, 15 und 21 beobachtet werden und zieht in der Umgebung des Bohrpunktes 21 auch auf längere Erstreckung im Stollen wieder durch.

Das südliche Enstatitband ist vom westlichen Ende der Haupterzkörper bei den Bohrungen 11 und 13 bis zur Bohrung 19 gut und deutlich zu verfolgen. Besonders im Westen ist es die Grenze des Erzkörpers, der im Querschlag im Hangenden vom Enstatit begleitet ist, der dort etwa 8 m mächtig ist. Auch in den in der Nähe liegenden Bohrungen folgt unmittelbar im Hangenden der Erzzone der Enstatit. Das südliche Enstatitband kann daher als ein geologischer Leithorizont mit Vorteil benützt werden. Der Verlauf desselben gegen die Tiefe wäre daher von grossem Interesse, um diesen aber festzustellen zu können, sind vor allem Bohrungen aus dem Hangenden nötig, die zum Grossteil noch fehlen. In den Bohrungen 26 und 29 wurde der Enstatit in einer normalen Lage und Mächtigkeit im Hangenden der Hauptlinse gefunden; für Bohrungen 27 fehlen die petrographischen Unterlagen.

Auffallend ist das plötzliche Einsetzen von neuen Erzkörpern zwischen den Bohrungen 14 und 19 und zwischen Querschlag und Bohrung 8. Anzeichen von Verwerfungsklüften vor allem in den Bohrungen 17 und 19 deuten darauf hin, dass hier zwischen den Bohrungen Störungen durchgehen, mit denen wahrscheinlich die starke Änderung der Erzführung zwischen diesen beiden Bohrungen in Zusammenhang zu bringen ist.

Die nördlichen Bohrungen 1, 3, 15 und 25 haben durchwegs ersfreien oder nur ganz wenig imprägnierten Peridotit und grosse Partien von Norit erbohrt und damit den Beweis erbracht, dass dieser Teil nicht erzhöffig ist. Zu erwähnen sind vor allem die Ergebnisse der Bohrung 10, die mit einer Neigung von 50° im selben Profil wie die Bohrung 8 und 9 niedergebracht wurde. Sie brachte nunmehr eine unbedeutende vererzte Partie von 2.1 m und sonst hauptsächlich ersfreien Peridotit und ausserdem einige schmale Bänder von Glimmergneisen,

Bohrungen:

Bohr. Bohrloch- Neigungv. Position:
länge d. Horizont.

1	86.5	20 °	105 m v. Stellen eingang nördl. Richtung	ohne Erz
2	85.8	horizontal	105 m südl. Richtung	30.6 m Nickelers mit 0.58 % Ni + 7.8 m mit 0.41 % Ni
3	85.5	20 °	160 m nördl. Richtung	ohne Erz
4	92.9	horizontal	160 m südl. Richtung	16 m Erz mit 0.60 % Ni
5	30.2	20 °	237 m nördl. Richtung	3.7 m Erz mit 0.47 % Ni
6	29.4	horizontal	237 m südl. Richtung	3.65 m " " 0.46 % Ni
7	79.6	20 °	237 m Nötl. Richtung	
	160.5	horizontal	50 m, südl. Richtung	8.2 m Erz mit 0.67 % Ni 17.7 " " " 0.59 % " 12.6 " " " 0.61 % " 28.6 " " " 0.60 % "
8	226.5	30 °	wie 8	9.5 m " " " 0.53 % " 8.4 m " " " 0.53 % " 9.9 " " " 0.68 % " 8.2 " " " 0.50 % " 11.4 " " " 0.85 % "
10	199.8	30 °	"	2.1 " " " 0.65 % "
11	120.7	horizontal	50 m südwestl.	28.2 " " " 0.63 % " 5.3 " " " 0.47 % "
12	191.9	30 °	wie Bohr. 4	4.3 " " " 0.49 % " 47.9 " " " 0.61 % " 39.3 " " " 0.51 % "
13	196.8	15 °	10 m süd-westl. Richtung	12.4 " " " 0.58 % Ni 11.4 " " " 0.50 % "
14	126.5	horizontal	288 m südl. R.	5.0 m " " 0.40 % Ni
15	118.7	10 °	288 m nördl. R.	ohne Erz
16	105.8	15 °	wie Bohr. 14	5.4 m Erz mit 0.40 % Ni 15.9 " " " 0.58 % " 35.7 " " " 0.54 % "
17	133.9	27 °	"	50.0 m " " 0.47 % "
18	166.6	15 °	wie Bohr. 8	82.7 " " " 0.68 % "
19	169.7	horizontal	340 m südl. Richtung	5.7 " " " 0.49 % " 2.5 " " " 0.56 % " 4.8 " " " 0.46 % " 3.7 " " " 0.46 % " 3.2 " " " 0.57 % " 5.3 " " " 0.64 % " 7.5 " " " 0.55 % " 14.5 " " " 0.51 % "

Bohr.	Bohrloch- länge	Neigung v. d. Horizont.	Position:	
20	87.7	15 °	wie Bohr. 4	32.3 m Erz mit 0.60 % Ni
21	30.3	horizontal.	340 m nördl. Richtung	ohne Erz
22	132.5	horizontal.	380 m, süd. Richtung	160 m Erz mit 0.49 % Ni 14.8 " " " 0.67 % "
23	148.5	horizontal.	412 m süd. Richtung	1.6 " " " 0.52 % "
24	128.5	horizontal.	412 m südöstl. Richtung	1.7 " " " 0.48 % Ni 4.5 " " " 0.61 % "
25	171.5	horizontal.	412 m nördl. Richtung	ohne Erz
26	164.4	vertikal	Querschlag 150m	11.9 m Erz mit 0.57 % Ni 9.0 " " " 0.65 % "
27	275.3	60° gegen S	Querschlag süd. Richtung	2.1 " " " 1.39 % Ni Probenahme unvollständig
28	81.7	horizontal	Ende Querschlag. in gerader Fortsetzung	ohne Erz
29	107.7	55° N	Querschlag 150 m	17.2 m Erz mit 0.68 % Ni Probenahme unvollständig

die vor allem in der Bohrung 13 bereits grössere Mächtigkeit angenommen haben und damit wohl andeuten, dass wir uns dem westlichen Ende des Eruptivstockes nähern. Vermutlich werden die Einlagerungen von Glimmergneis gegen W zu zahlreicher werden, wobei zu vermuten ist, dass auch am Westrand des ultrabasischen Gebietes von Bruvann ähnliche unregelmässige Lagerung und Verzahnung des Eruptives mit den umgebenden Sedimenten eintreten wird, wie es vom südlichen Kontakt des Eruptivstockes her bekannt ist.

Die in mehreren Bohrungen auftretenden Quarz- und Trondhjenitgänge gehören wohl zu der Pneumatolytischen Ganggesellschaft aus den Restlösungen des Noritmagmas. Sie sind in Alter und Genese wohl gleichzusetzen mit den im Eruptivgebiet von Rana mehrfach auftretenden Muscovit führenden Pegmatitgängen, die an einigen Stellen zum Abbau von Glimmer geführt haben. Diese Quarz- und Trondhjenitgänge stellen die saure Endphase aus dem Differentiationsprozess dar.

Bei der Einpassung der alten Bohrungen aus dem Jahr 1937 in die neuen Ergebnisse ergaben sich gewisse Schwierigkeiten, die auf mehrere Ursachen zurückzuführen sind.

1. Haben die Bohrungen nicht unbedeutende Abweichungen von den angegebenen Bohrlochachsen. Beide Bohrlöcher wurden mit dem Stollen angefahren und zwar die eine Bohrung bei 216 m, die zweite bei 237 m, obwohl sie in einer Profilebene liegen sollten
2. Wurden die Analysen über Kernlängen von 10 - 20 m genommen, ohne dass auf die petrographischen Änderungen in den Bohrkernen entsprechende Rücksicht genommen worden war. Darauf sind auch z.T. die sich mehr dem Werte 0.4 annähernden Gehalte zu erklären, da erhaltige und nicht erhaltige Partien miteinander zu einer Probe vermengt wurden.

Die scharfe Unterteilung der Probenahme bei den neuen Proben erlaubt eine genaue Festlegung der Begrenzung des Erzkörpers und ermöglicht auch die Beobachtung, wie die Nickelgehalte in den bauwürdigen Partien variieren. Dabei zeigt sich, dass von einem Höchstgehalt ausgehend, die ungefähr die Mitte der bauwürdigen Partien einnimmt, die Nickelgehalte nach aussen allmählich abnehmen, wobei der Sprung von 0.45 % auf etwa 0.25 - 0.30 % im allgemeinen ziemlich rasch erfolgt. Die Mitnahme der vererzten Partien mit Gehalten unter 0.4 etwa herunter zu 0.2 % würde natürlich den nachgewiesenen Erzvorrat wesentlich erhöhen, wahrscheinlich mehr als verdoppeln.

Alle Analysen, ausser den besonders angeführten, stammen von Radio-Isotop-Inst. vernetzt.

Tempe 36.5 °C, Keuchung 20° N

Time	Temp	Pressure	Rate	Meridol tit
10.00	- 10.05	m	0.073	"
20.01	- 20.10	"	0.070	"
30.02	- 30.15	"	0.068	"
40.03	- 40.05	"	0.051	"
49.85	- 49.90	"	0.061	"
60.10	- 60.15	"	0.050	"
70.08	- 70.13	"	0.101	"
80.05	- 80.00	"	0.053	"
90.10	- 90.06	"	0.049	"

Page: 15.7 m, "Not many honeycreepers"

				<u>0.1</u>	<u>0.2</u>	<u>0.3</u>	<u>0.4</u>	<u>0.5</u>	<u>0.6</u>	<u>0.7</u>	<u>0.8</u>	<u>0.9</u>
0.0	-	0.0	0.000	0.095	0.190	0.285	0.380	0.475	0.570	0.665	0.760	0.855
0.1	-	0.1	0.193	0.386	0.579	0.772	0.965	1.158	1.351	1.544	1.737	1.930
0.2	-	0.2	0.291	0.582	0.873	1.164	1.455	1.746	2.037	2.328	2.619	2.910
0.3	-	0.3	0.389	0.777	1.165	1.553	1.941	2.329	2.717	3.105	3.493	3.881
0.4	-	0.4	0.487	0.973	1.458	1.943	2.328	2.713	3.098	3.483	3.868	4.253
0.5	-	0.5	0.585	1.166	1.750	2.334	2.718	3.102	3.486	3.870	4.254	4.638
0.6	-	0.6	0.683	1.359	2.042	2.726	3.110	3.494	3.878	4.262	4.646	5.030
0.7	-	0.7	0.781	1.552	2.335	3.119	3.503	3.887	4.271	4.655	5.039	5.423
0.8	-	0.8	0.879	1.745	2.728	3.512	3.896	4.280	4.664	5.048	5.432	5.816
0.9	-	0.9	0.977	1.938	3.121	3.905	4.289	4.673	5.057	5.441	5.825	6.209
1.0	-	1.0	0.975	2.131	3.514	4.298	4.682	5.066	5.450	5.834	6.218	6.602
1.1	-	1.1	0.973	2.324	3.907	4.691	5.075	5.459	5.843	6.227	6.611	6.995
1.2	-	1.2	0.971	2.517	4.299	5.084	5.468	5.852	6.236	6.620	7.004	7.388
1.3	-	1.3	0.969	2.710	4.692	5.477	5.861	6.245	6.629	7.013	7.397	7.781
1.4	-	1.4	0.967	2.903	5.085	5.870	6.254	6.638	7.022	7.406	7.790	8.174
1.5	-	1.5	0.965	3.096	5.478	6.263	6.647	7.031	7.415	7.799	8.183	8.567
1.6	-	1.6	0.963	3.289	5.871	6.656	7.040	7.424	7.808	8.192	8.576	8.960
1.7	-	1.7	0.961	3.482	6.264	7.049	7.433	7.817	8.201	8.585	8.969	9.353
1.8	-	1.8	0.959	3.675	6.657	7.442	7.826	8.210	8.594	8.978	9.362	9.746
1.9	-	1.9	0.957	3.868	7.050	7.831	8.219	8.603	8.987	9.371	9.755	10.139
2.0	-	2.0	0.955	4.061	7.443	8.220	8.608	8.992	9.376	9.760	10.144	10.528
2.1	-	2.1	0.953	4.254	7.836	8.613	9.001	9.385	9.769	10.153	10.537	10.921
2.2	-	2.2	0.951	4.447	8.229	9.002	9.390	9.774	10.158	10.542	10.926	11.310
2.3	-	2.3	0.949	4.640	8.622	9.397	9.783	10.167	10.551	10.935	11.319	11.703
2.4	-	2.4	0.947	4.833	9.015	9.788	10.172	10.556	10.940	11.324	11.708	12.087
2.5	-	2.5	0.945	5.026	9.408	10.179	10.561	10.945	11.329	11.713	12.092	12.471
2.6	-	2.6	0.943	5.219	9.801	10.574	10.950	11.334	11.718	12.107	12.486	12.855
2.7	-	2.7	0.941	5.412	10.194	10.969	11.339	11.723	12.112	12.491	12.860	13.239
2.8	-	2.8	0.939	5.605	10.587	11.360	11.724	12.117	12.496	12.865	13.244	13.623
2.9	-	2.9	0.937	5.798	10.980	11.753	12.119	12.501	12.870	13.24		

28.6 g Nickelers mit 0.58 A Si

und 7.8 KHz mit 0.41 s. 11.

$$26,5 - 64,5 = 38,0 \text{ m e } 0,58\% \text{ Ni}$$

67.6 - 74.8 = 7.2 = 2.0407

Bohrung 3:

Länge 35.5 m, Neigung 20° N

	Ni	S	Gr.
0.0 - 3.4 "	0.181	0.41	53.3
3.4 - 11.4 "	0.105	0.20	53.2
11.4 - 20.1 "	0.105	0.10	52.3

Bohrung 4:

Länge 92.9 m, Neigung: Horizontal

	Ni	S	Gr.
0.0 - 7.2 "	0.255	0.73	52.2
7.2 - 11.4 "	0.388	1.30	50.9
11.4 - 15.35 "	0.110	1.01	88.8
15.35 - 22.3 "	0.610	2.38	45.8
22.3 - 27.1 "	0.612	2.27	50.0
27.1 - 31.35 "	0.582	2.46	44.5
31.35 - 39.5 "	0.370	1.73	49.3
39.5 - 49.0 "	0.269	0.44	55.1
49.0 - 54.2 "	0.290	1.43	48.8
54.2 - 67.6 "	0.129	0.49	81.9
67.6 - 80.43 "	0.089	0.14	61.2

16 m Erz mit 0.60 % Ni von 15.35 m bis 31.35 m

Bohrung 5:

Länge 30.2 m, Neigung 20° N

	Ni	S	Gr.
0.0 - 3.4 "	0.155	0.46	51.7
3.4 - 5.8 "	0.238	0.82	48.9
5.8 - 9.5 "	0.463	1.88	46.7
9.5 - 11.7 "	0.193	0.83	89.0
11.7 - 17.6 "	0.219	0.70	50.4
17.6 - 23.0 "	0.182	0.44	56.3

3.7 m Erz mit 0.465 % Ni von 5.8 - 9.5 m

Ergebnisse sind etwas unsicher, da die Kernkisten beim Transport etwas beschädigt wurden und die Bohrerne durchschießen konnten.

Bohrung 6:

Länge 29.4 m, Neigung: Horizontal

	Ni	S	Gr.
0.0 - 5.5 "	0.315	1.30	55.2
5.5 - 11.2 "	0.363	1.19	57.3
11.2 - 14.6 "	0.360	1.62	57.8
14.6 - 18.2 "	0.380	1.64	49.9
18.2 - 21.85 "	0.385	1.24	55.0
21.85 - 25.3 "	0.459	2.14	47.2
25.3 - 27.4 "	0.237	1.08	48.9
27.4 - 29.36 "	0.052	0.58	92.1

mit 0.46 % Ni von 21.85 - 25.3 m

Fohrung 7:

Länge 79.6 m, Neigung 20° N

				<u>N1</u>	<u>S</u>	<u>Unl.</u>
0.0	-	3.5	m	0.20	0.69	47.2
3.5	-	6.5	"	0.37	1.61	45.0
6.5	-	9.3	"	0.16	0.56	47.0
9.3	-	12.7	"	0.40	1.62	46.3
12.7	-	23.1	"	0.39	1.48	46.0
23.1	-	26.1	"	0.38	1.30	46.1
26.1	-	30.5	"	0.19	0.54	50.2
30.5	-	48.6	"	0.15	0.37	52.8

3.4 m Erz mit 0.40 % Fe

Fohrung 8:

Länge 160.3 m, Neigung: horizontal

			N1	S	U-1.	
0.00	-	2.60	m	0.180	0.40	19.4
2.60	-	8.60	"	0.391	1.25	19.4
9.10	-	17.30	"	0.667	2.72	11.9
17.30	-	22.30	"	0.271	0.70	15.4
22.30	-	26.40	"	0.663	2.54	13.1
26.40	-	36.50	"	0.580	2.35	15.2
36.50	-	40.00	"	0.656	2.72	15.2
40.00	-	45.50	"	0.350	2.93	70.2
45.50	-	50.60	"	0.133	2.73	53.2
50.60	-	52.00	"	0.391	1.03	13.1
52.00	-	57.20	"	0.635	2.74	11.7
57.20	-	61.10	"	0.600	2.58	14.0
61.10	-	64.56	"	0.531	2.43	14.6
64.56	-	67.20	"	0.304	1.1	15.0
67.20	-	74.40	"	0.600	2.76	13.0
74.40	-	80.00	"	0.664	2.64	13.3
80.00	-	84.00	"	0.590	2.34	15.3
84.00	-	86.40	"	0.335	1.40	11.7
86.40	-	91.80	"	0.643	2.45	16.6
91.80	-	95.80	"	0.408	1.75	15.4
95.80	-	96.55	"	0.354	1.50	31.9
96.55	-	117.50	"			
117.50	-	121.20	"	0.301	1.00	33.0
121.20	-	124.90	"	0.249	1.67	26.0
124.90	-	130.70	"	0.398	1.75	28.3
130.70	-	132.60	"			

3.2	m	Erz mit	0.67 % Fe	von 9.1 - 17.3	m
17.7	"	"	0.59 % Fe	" 22.3 - 40.0	"
12.56	"	"	0.61 % Fe	" 52.0 - 64.56	"
28.6	"	"	0.62 % Fe	" 67.2 - 95.8	"

Bohrung 91

Werte 226.5 m, Meters 100 m

4.0	-	8.6	0.204	0.65	22.5	
8.6	-	12.15	0.025	3.04	64.9	
12.15	-	34.8	0.091	0.19	21.4	
34.8	-	46.7	0.021	0.18	21.0	
51.8	-	57.0	0.095	0.23	21.1	
57.0	-	69.3	0.113	0.31	22.7	
69.3	-	72.5	0.087	0.28	38.6	
72.5	-	76.7	0.162	0.55	52.3	
76.7	-	78.0	0.384	1.23	30.5	
78.0	-	82.85	0.461	1.80	14.0	0.53
82.85	-	87.5	0.600	2.20	14.6	
87.5	-	90.2	0.203	0.54	28.9	
90.2	-	93.0	0.304	1.06	25.1	
93.0	-	96.0	0.303	1.00	22.2	
96.0	-	105.7	0.208	0.48	34.1	
105.7	-	108.9	0.267	0.83	23.7	
108.9	-	115.1	0.144	0.34	22.1	
115.1	-	123.5	0.530	1.68	19.9	0.53
123.5	-	129.25	0.244	0.57	22.5	
129.25	-	133.4	0.510	1.67	20.5	0.68
133.4	-	139.25	0.798	2.69	29.2	
139.25	-	143.9	0.210	0.43	26.5	
143.9	-	152.1	0.501	1.53	24.5	0.50
152.1	-	154.4	0.241	0.48	29.4	
154.4	-	158.4	0.183	0.12	28.9	
158.4	-	162.8	0.183	0.4	34.1	
162.8	-	174.4	0.260	0.57	32.1	
174.4	-	179.4	0.509	1.52	26.4	0.51
179.4	-	188.8	0.330	0.76	31.0	
188.8	-	200.2	0.948	3.14	21.7	
200.2	-	200.8	0.752	2.38	30.2	0.25
200.8	-	210.5	0.235	0.65	35.5	
210.5	-	213.0	0.456	1.94	51.1	
213.0	-	215.8				

9.5 m Erz mit	0.53 % Ni	Fra 78. - til 87.5
8.4	0.53	115.1 - 123.5
9.9	0.68	123.25 - 139.25
8.2	0.53	143.9 - 152.1
5.0	0.51	174.4 - 179.4
11.4	0.85	188.8 - 200.8

Bohrung 10:

Länge 199.8 m, Neigung 50° S

0 - 7.4	m	Peridotit			
7.4 - 10.0	"	Glimmergneis			
10.0 - 90.2	"	Peridotit			
90.2 - 91.7	"	Enstatit			
91.7 - 127.0	"	Peridotit			
127.0 - 130.0	"	Glimmergneis			
130.0 - 199.8	"	Peridotit			
176.3 - 178.4	"	0.654 N1	2.26 S	27.7 Unl.	
178.4 - 183.5	"	0.176 "	0.40 "	35.3 "	

2.1 m Erz mit 0.65 % N1 von 176.3 - 178.4 m

Bohrung 11:

Länge 120.7 m, Neigung: horizontal.

		N1	S	Unl.	
2.40 - 7.25	m	0.390	1.35	16.2	Peridotit
7.25 - 10.85	"	0.308	1.03	16.3	"
10.85 - 15.40	"	0.612	2.46	13.4	"
15.40 - 16.10	"	0.428	1.03	21.4	"
16.10 - 23.60	"	0.615	2.74	11.4	"
23.60 - 30.50	"	0.620	2.56	13.6	"
30.50 - 30.00	"	0.655	2.68	11.4	"
30.00 - 46.4	"	0.132	2.52	16.7	"
46.4 - 49.9	"	0.407	1.77	15.5	"
49.9 - 60.25	"				Enstatit
60.25 - 63.75	"	0.118	0.29	30.0	Peridotit
64.2 - 70.3	"	0.140	0.24	32.6	"
70.3 - 72.5	"	0.411	1.65	22.8	"
72.5 - 74.0	"	0.587	0.32	25.4	"
74.0 - 75.6	"	0.435	1.85	22.8	"
75.50 - 78.53	"	0.108	0.23	25.2	"
96.15 - 102.30	"				Enstatit
116.6 - 120.7	"				Glimmergneis
28.2 m Erz mit 0.63 % N1					
5.3 " " " 0.47 % N1					

Bohrung 12:

Länge 191.9 m, Neigung 30° S

		N1	S	Unl.	
3.80 - 7.45	m	0.350	1.16	21.3	Peridotit
7.45 - 11.75	"	0.485	1.53	23.7	"
11.75 - 16.04	"				Enstatit
16.04 - 20.77	"	0.736	2.25	16.8	Peridotit
20.77 - 23.95	"	0.736	2.24	15.4	"
23.95 - 26.10	"	0.686	2.29	11.5	"
26.10 - 28.90	"	0.559	2.11	14.2	"
28.90 - 31.00	"	0.540	2.11	14.3	"
31.00 - 33.95	"	0.625	2.34	14.9	"
33.95 - 34.0	"				Quarz
34.00 - 36.32	"	0.610	2.24	17.2	Peridotit

			N1	S	Unl.			
36.32	-	40.70	m	0.640	2.56	10.7	0.61	N1 Peridotit
40.70	-	42.30	"	0.602	2.53	12.1		"
42.30	-	45.15	"	0.553	2.00	16.6		"
45.15	-	48.50	"	0.605	2.35	15.7		"
48.50	-	53.20	"	0.557	2.22	15.2		"
53.20	-	59.20	"	0.607	2.55	19.7		"
59.20	-	63.00	"	0.540	2.52	14.1		
85.17	-	88.10	"	0.597	2.77			
88.10	-	91.00	"	0.600	2.62			
91.00	-	100.60	"	0.506	2.33		0.51	N1
100.60	-	102.67	"	0.560	2.61			
102.67	-	107.35	"	0.452	2.05			
107.35	-	107.70	"	0.513	2.29			
107.70	-	112.15	"	0.450	1.95			
112.15	-	123.30	"	0.557	2.60			
123.30	-	124.15	"	0.576	2.76			
124.15	-	125.50	"	0.500	2.30			
125.50	-	130.45	"	0.316	1.50			
135.25	-	135.50	"	0.036	0.11			
151.45	-	152.45	"	0.295	0.63			
158.20	-	162.65	"	0.120	0.75			
170.57	-	171.15	"	0.160	1.25			
4.3	m	Erz mit	0.435	1	N1			
47.9	"	"	0.61	4	N1			
39.3	"	"	0.51	6	N1			

Bohrung 13:

Länge 196.8 m, Neigung 15° SW

			<u>N1</u>	<u>S</u>	<u>Unl.</u>		
19.8	-	27.3	m	0.100	0.48	20.9	Peridotit
27.3	-	34.3	"	0.299	1.05	19.1	"
34.3	-	38.7	"				Glimmergneis
38.7	-	45.5	"	0.376	1.35	26.2	Peridotit
45.5	-	51.1	"	0.576	2.28	14.7	} 0.58 N1
51.1	-	57.9	"	0.581	2.32	14.8	
57.9	-	61.8	"	0.233	0.60	32.7	
61.8	-	64.9	"	0.373	1.60	22.2	
64.9	-	66.9	"				Glimmergneis
66.9	-	67.9	"	0.397	1.85	30.1	Peridotit
67.9	-	68.3	"				Glimmergneis
68.3	-	70.3	"	0.397	1.85	30.1	Peridotit
70.3	-	70.8	"				Glimmergneis
70.8	-	72.7	"	0.36	2.41	21.67	Peridotit
72.7	-	81.7	"				Glimmergneis
81.7	-	86.5	"	0.58	2.84	17.81	} 0.59 N1
86.5	-	93.1	"	0.60	2.94	17.61	
93.1	-	121.0	"				Glimmergneis
121.0	-	Ende					Peridotit
							ohne Erzführung.
12.4	m	Erz mit	0.58	N1			
11.4	"	"	0.59	N1			

Bohrung 14:

Länge 126.5 m, Neigung: horizontal.
Analysen: Reichsart für Bodenforschung.

			N1	S	Unl.	
4.4	-	6.6	0.19	0.11		Peridotit
6.6	-	7.4				Hornblendeschiefe
8.9	-	12.3	0.25	0.25		
12.3	-	17.13	0.40	1.56	14.0	0.40 < N1
17.13	-	19.3	0.28	0.85	17.8	
19.3	-	20.8	0.19	0.12		
24.9	-	34.1	0.11	0.07		
34.1	-	43.0				Enstatit
43.0	-	44.3				Glimmergneis
46.6	-	48.1	0.31	1.25	22.4	
123	-	126				Peridotit

5 m Erz mit 0.40 < N1

Bohrloch 15:

Länge 118.7 m, Neigung 10° N

0.0	-	6.2	m	Peridotit
6.2	-	28.0	"	enstatitreicher Norit
28.0	-	54.2	"	Peridotit
54.2	-	55.7	"	Trondhjenit
55.7	-	56.2	"	Talk
56.2	-	87.5	"	Peridotit
87.5	-	89.3	"	Glimmergneis
89.3	-	92.0	"	Peridotit
92.0	-	92.3	"	Norit
92.3	-	121.56	"	Peridotit

ohne Erz

Bohrung 16:

Länge 105.8 m, Neigung 15° S

			N1	S	Unl.	
0.0	-	5.7	0.105	0.42	23.1	Peridotit
5.7	-	10.0	0.172	0.85	17.9	"
10.0	-	15.7	0.226	0.93	17.6	"
15.7	-	17.7	0.403	1.70	14.6	"
17.7	-	21.1	0.397	1.57	16.4	"
21.1	-	24.4				Trondhjenit
24.4	-	27.1				Glimmergneis
27.1	-	29.0	0.506	2.53	15.4	Peridotit
29.0	-	31.2	0.610	2.61	13.8	"
31.2	-	33.5	0.634	2.62	16.4	"
33.5	-	35.5	0.553	2.20	22.3	"
35.5	-	37.5	0.649	2.59	20.4	"
37.5	-	39.4	0.574	2.36	25.1	"
39.4	-	43.0	0.482	2.04	10.6	"

			N1	S	Unl.		
43.0	-	49.5	m	0.014	0.27	25.5	Peridotit
49.5	-	52.0	"	0.534	2.35	21.0	"
52.0	-	54.0	"	0.574	2.40	21.9	"
54.0	-	56.0	"	0.546	2.22	21.4	"
56.0	-	58.5	"	0.593	2.40	20.4	"
58.5	-	61.7	"	0.627	2.15	27.2	"
61.7	-	64.0	"	0.700	2.89	19.4	"
64.0	-	66.5	"	0.630	2.42	23.1	"
66.5	-	69.0	"	0.330	1.23	24.0	"
69.0	-	72.0	"	0.583	2.55	20.8	"
72.0	-	74.6	"	0.504	2.07	25.6	"
74.6	-	75.4	"	0.430	1.57	27.6	"
75.4	-	77.8	"	0.440	1.78	23.9	"
77.8	-	79.6	"	0.591	2.53	22.2	"
79.6	-	82.2	"	0.528	2.29	32.7	"
82.2	-	85.2	"	0.450	2.08	41.8	Hornblende
87.2	-	92.0	"				"
90.0	-	91.0	"				Peridotit
91.0	-	94.0	"	0.203	0.66	49.8	"
94.0	-	105.8	"	0.211	0.51	33.1	"
5.4	m	Trz mit	0.40	6	N1		
15.9	m	"	0.58	6	N1		
35.7	m	"	0.54	6	N1		

Bohrung 17:

Länge 135.9 m, Neigung 27° 9

			N1	S	unl.		
0.0	-	5.0	m	0.067	0.32	21.8	Peridotit
5.0	-	5.4	"				Hornblende
5.4	-	8.0	"	0.173	0.72	17.4	Peridotit
8.0	-	14.4	"	0.044	0.16	20.7	"
14.4	-	17.7	"	0.218	0.90	19.2	"
17.7	-	19.7	"				Trondhjenit
19.7	-	20.5	"				Glimmerfels
20.5	-	27.0	"	0.267	1.40	33.3	Peridotit
27.0	-	34.1	"	0.432	1.65	19.9	"
34.1	-	36.2	"	0.374	1.02	24.9	"
36.2	-	42.6	"	0.422	1.31	20.1	"
42.6	-	45.8	"	0.415	1.60	20.3	"
45.8	-	48.0	"	0.533	2.28	17.1	"
48.0	-	50.0	"	0.530	2.44	17.7	"
50.0	-	52.5	"	0.522	2.19	20.5	"
52.5	-	55.0	"	0.481	1.91	22.3	"
55.0	-	57.5	"	0.530	1.83	21.3	"
57.5	-	62.0	"	0.591	2.01	20.8	"
62.0	-	67.0	"	0.406	1.24	27.1	"
67.0	-	71.4	"	0.425	1.41	38.0	"
71.4	-	77.0	"	0.467	1.44	30.8	"
77.0	-	84.2	"	0.141	0.43	48.1	"
84.2	-	89.9	"	0.100	0.42	36.5	"
89.9	-	98.0	"	0.062	0.11	29.8	"
98.0	-	106.0	"	0.088	0.24	31.3	"
101.7	-	101.7	"				"
106.0	-	113.5	"	0.097	0.24	31.4	"
113.5	-	118.9	"	0.097	0.27	32.2	"
119.0	-	124.8	"	0.080	0.30	31.5	"
124.8	-	126.4	"	0.076	0.25	30.2	"
126.4	-	135.5	"	0.088	0.26	31.3	"
50.0	m	Trz	mit	0.47	6	N1	

0.47 6 N1

Spalte, Verwerfungs-
Peridotit kluft?

Spalte, Verwerfungs-
Peridotit kluft?

Bohrung 18:

Länge 166.6 m, Neigung 15 ° S

			N1	S	Unl.	
2.5	-	5.6	0.276	0.87	20.6	Peridotit
5.6	-	8.7	0.187	0.45	21.7	"
8.7	-	8.9				Glimmergneis
8.9	-	12.8	0.115	0.20	26.9	Peridotit
12.8	-	13.7				Glimmergneis
13.7	-	14.7				Peridotit
14.7	-	15.1				Glimmergneis
15.1	-	15.6	0.102	0.20	24.0	Peridotit
15.6	-	16.4				Glimmergneis
16.4	-	20.7				Peridotit
20.7	-	22.5	0.117	0.20	21.2	"
22.5	-	25.3	0.112	0.18	23.0	"
25.3	-	30.3	0.109	0.16	27.8	"
30.3	-	35.5	0.173	0.40	24.0	"
35.5	-	46.0	0.152	0.22	23.0	"
46.0	-	51.6	0.172	0.42	19.3	"
51.6	-	55.6	0.351	1.31	16.1	"
55.6	-	61.5	0.340	1.40	15.2	"
61.5	-	65.0	0.193	0.44	16.3	"
65.0	-	67.5	0.203	0.50	19.5	"
67.5	-	72.4	0.351	1.25	17.5	"
72.4	-	75.9	0.682	2.77	11.1	"
75.9	-	76.8				Ironhjennit
76.8	-	83.2	0.690	2.64	14.2	Peridotit
83.2	-	94.1	0.720	2.93	11.6	"
94.1	-	99.6	0.732	2.90	14.3	"
99.6	-	100.4				Enstatit
100.4	-	108.0	0.649	2.53	15.9	Peridotit
108.0	-	114.8	0.501	1.98	21.5	"
114.8	-	119.9	0.611	2.57	19.2	"
119.9	-	126.7	0.720	2.98	17.1	"
126.7	-	136.5	0.701	2.93	18.9	"
136.5	-	144.7	0.744	3.19	16.9	"
144.7	-	155.1	0.698	2.91	21.2	"
155.1	-	161.7	0.074	0.40	27.8	Antophyllit
161.7	-	166.6				Enstatit

82 m Ers mit 0.68 % N1

Bohrung 19:

Länge 169.7 m, Neigung: horizontal

			N1	S	Unl.	
0.0	-	7.0	0.157	1.18	80.3	Enstatit
7.0	-	12.7	0.475	1.56	25.8	Peridotit
12.7	-	16.2	0.298	0.69	43.9	"
16.2	-	24.5				Enstatit
24.5	-	28.5	0.210	0.89	26.8	Peridotit
28.5	-	30.1				Hornblende
30.1	-	32.0	0.145	0.39	36.4	Peridotit
32.0	-	34.5	0.560	2.28	21.3	"
34.5	-	39.7	0.142	0.38	27.8	"
39.7	-	43.8				"
43.8	-	46.2	0.498	1.72	20.6	"
46.2	-	61.8	0.231	0.79	27.1	"
61.8	-	65.5	0.460	1.62	22.2	"

Bohrung 21:

Länge 30.3 m, Neigung: horizontal

0.0 - 7.0	m	Norit
7.0 - 10.0	"	Enstatit
10.0 - 16.5	"	enstatitreicher Norit
16.5 - 30.3	"	Peridotit

ohne Ers

Bohrung 22:

Länge 132.5 m, Neigung: horizontal

		N ₁	S	Unl.	
0.0 - 1.6	m	0.397	1.11	18.7	Peridotit
6.6 - 7.4	"	0.176	0.32	26.0	"
14.0 - 16.0	"	0.208	0.46	19.0	"
17.5 - 19.0	"	0.140	0.24	25.0	"
20.3 - 21.5	"	0.122	0.17	33.0	"
26.0 - 27.3	"	0.109	0.19	41.3	"
27.3 - 28.3	"	0.121	0.22	31.4	"
38.8 - 40.5	"	0.125	0.26	26.3	"
41.7 - 42.15	"	0.300	5.13	62.3	Enstatit
44.5 - 50.0	"	0.356	1.10	29.3	Peridotit
50.0 - 55.0	"	0.418	1.19	23.1	"
55.0 - 60.0	"	0.535	1.91	21.6	"
60.0 - 65.95	"	0.515	2.25	20.3	"
69.3 - 72.35	"	0.401	1.25	21.3	"
87.6 - 88.6	"	0.203	0.50	30.0	"
90.2 - 95.0	"	0.466	1.45	29.2	"
95.0 - 100.0	"	0.750	2.68	24.2	"
100.0 - 105.0	"	0.785	2.78	24.1	"
105.0 - 111.2	"	0.169	0.66	35.7	"
112.4 - 114.6	"	0.247	0.42	28.0	"
123.0 - 132.45					Enstatit

16.0 m Ers mit 0.49 % N₁
14.8 " " " 0.67 % N₁

Bohrung 23:

Länge 148.5 m, Neigung: horizontal

		N ₁	S	Unl.	
47.20 - 47.50	m	0.196	0.33	25.9	Peridotit
58.5 - 59.5	"	0.202	0.47	25.7	"
71.5 - 75.2	"	0.280	0.78	25.8	"
100.8 - 101.75	"	0.279	0.68	25.1	"
108.4 - 110.0	"	0.522	1.64	24.9	"
119.2 - 120.4	"	0.177	0.39	34.0	"
122.75 - 126.3	"	0.130	0.27	34.6	"
126.3 - 130.0	"	0.194	0.50	34.3	"
130.0 - 133.4	"	0.263	0.78	32.9	"

1.6 m Ers mit 0.52 % N₁

Bohrung 24:

Länge 128.5 m, Neigung: horizontal.

		<u>H₁</u>	<u>S</u>	<u>Unl.</u>	<u>Co.</u>	
17.9 - 19.55	m	0.483	1.47	20.5		Peridotit
33.52 - 34.80	"	0.305	1.02	26.3		"
39.0 - 41.0	"	0.312	0.95	22.0		"
50.60 - 52.70	"	0.273	0.74	27.6		"
53.3 - 54.8	"	0.376	1.54	22.0		"
76.0 - 81.5	"	0.183	0.79	34.2		"
81.5 - 85.1	"	0.212	0.92	34.8		"
85.1 - 87.1	"	0.144	0.39	41.4		"
87.1 - 90.0	"	0.221	1.34	70.1		Enstatit
90.0 - 95.0	"	0.366	3.07	61.4	0.040	"
95.0 - 99.5	"	0.609	5.14	78.4	0.069	"
99.5 - 102.0	"	0.147	0.57	39.0		Peridotit

1.65 m Erz mit 0.48 % Ni

4.5 " " 0.61 % Ni

Bohrung 25:

Länge 171.5 m, Neigung: horizontal

		<u>H₁</u>	<u>S</u>	<u>Unl.</u>	
4.20 - 6.4	m	0.350	1.06	27.1	Peridotit
39.0 - 39.4	"	0.340	0.81	16.9	"
55.7 - 65.0	"				Enstatit
75.2 - 76.2	"	0.226	0.53	21.8	Peridotit

ohne Erz

Bohrung 26:

Länge 164.4 m, Neigung: vertikal

		<u>H₁</u>	<u>S</u>	<u>Unl.</u>	<u>Co.</u>	<u>Cu.</u>	<u>Gr.</u>
4.60 - 7.30		0.191	0.45	21.9			
7.30 - 10.04		0.270	0.65	29.1			
10.04 - 13.04		0.353	1.32	24.6			
28.12 - 31.37		0.262	1.12	34.9			
37 - 53		Proben fehlen					
53 - 63							Enstatit
63 - 64.2							Peridotit
76.70 - 79.30		0.505	2.27	26.1			Quarz
79.30 - 82.80		0.687	3.07	20.8	0.024	0.10	0.057
82.80 - 88.60		0.525	2.20	24.6			
88.60 - 91.6		0.212					
91.6 - 94.75		0.190					
96.8 - 97.6		0.502					
101.3 - 101.8		0.245					
105.6 - 108.0		0.781	2.11	24.9	0.026	0.12	0.17
108.0 - 111.0		0.677	2.29	25.0			
111.0 - 114.6		0.530	1.23	35.6			
114.6 - 117.6		0.306					
117.6 - 118.7		0.430					

11.9 m Erz mit 0.57 % Ni von 76.7 - 88.6 m

9.0 " " 0.65 % Ni " 105.6 - 113.7 m

Bohrung 27:

Länge 275.3 m, Neigung 60° S.

		<u>H1</u>	<u>S</u>	<u>Unl.</u>
105.10 - 106.60	m	0.153		
109.50 - 110.20	"	0.256		
113.35 - 116.35	"	0.253		
116.35 - 119.50	"	0.284		
133.10 - 136.10	"	0.183		
136.10 - 138.90	"	0.129		
139.90 - 141.60	"	0.297		
158.75 - 160.75	"	0.129		
160.75 - 162.85	"	0.179		
162.85 - 165.60	"	0.083		
174.50 - 176.50	"	0.216		
176.50 - 177.85	"	0.187		
181.29 - 183.30	"	0.102		
183.30 - 185.45	"	0.160		
185.45 - 187.50	"	0.192		
187.50 - 190.35	"	0.168		
190.35 - 192.35	"	0.158		
192.35 - 194.35	"	0.233		
194.35 - 196.50	"	0.149		
196.50 - 198.50	"	0.097		
198.50 - 200.75	"	0.288		
200.75 - 202.75	"	0.215		
202.75 - 204.75	"	0.269		
204.75 - 206.85	"	1.39	12.0	37.8

2.1 m Bra mit 1.39 % H1Bohrung 28:Länge 81.7 m, Neigung: horizontal
Geologische Aufnahmen fehlen.Bohrung 29:

Länge 107.7 m, Neigung 55° N.

		<u>H1</u>	
Proben fehlen			
67.80 - 71.00	m	0.712	} 0.68 % H1
71.00 - 74.00	"	0.655	
74.00 - 77.00	"	0.629	
77.00 - 80.00	"	0.771	
80.00 - 85.00	"	0.639	
85.00 - 88.00	"	0.242	
88.00 - 91.00	"	0.209	
91.00 - 94.00	"	0.295	
94.00 - 97.00	"	0.156	
97.00 - 100.00	"	0.185	
100.00 - 103.00	"	0.135	
103.00 - 105.00	"	0.367	

Probenahme unvollständig.

17.2 m Bra mit 0.68 % H1

Doch würde die Hereinnahme dieser niedrighaltigen Partien ein so starkes Absinken der Durchschnittsgehalte bedeuten, dass die Bauwürdigkeit der Lagerstätte nicht mehr gegeben ist.

Als dringendste weitere Untersuchung wäre der Vortrieb des Feldortes O um weitere 150 m erforderlich. Bei 70 m und 175 m vom Querschlag wären dann je 3 Bohrungen unter Neigungswinkeln von 40,70 und 100° niederzubringen, um den Verlauf der Lagerstätte nach der Tiefe einwandfrei sicherzustellen. Erst wenn diese Bohrungen niedergebracht sind, lässt sich der Erzvorrat der Hauptlinse nicht nur der Grössenordnung nach, sondern mit Genauigkeit bestimmen.

Die bisherigen Bohrungen zeigen, dass das Einfallen des Erzkörpers nach der Tiefe zu flacher wird als in den oberen Partien. Ja es ist nicht ausgeschlossen, dass der Erzkörper eine muldenförmige Gestalt annimmt, wobei es freilich noch zu früh ist, diese als sicher festzulegen oder gar das Tiefste dieser Mulde zu bestimmen. Die Frage, wie tief die Erzführung hinabgeht, ist von grosser Bedeutung für die Planung des Bergbaues und vor allem die Bestimmung des Ansatzpunktes des Hauptförderstollens, da der Hauptförderstollen am besten so angelegt wird, dass er unter den tiefsten Teil der Lagerstätte kommt. Nach den bis jetzt vorliegenden Bohrresultaten wird man damit rechnen können, dass der Hauptförderstollen in einer Höhe von 270 - 300 m über dem Meer angesetzt werden muss. Er kommt damit auf den Steilhang zu liegen, der zur Reichsstrasse und zum Ballangenfjord absinkt, Die vom Feldort Ost 70 - 175 m aus niederzubringenden 6 Bohrungen würden wohl diese Frage endgültig klären.

Der Erzvorrat der Lagerstätte.

Das durch die Horizontalbohrungen im Stollenniveau festgestellte Erzareal für die Haupterzlinse beträgt 6 500 m². Rechnet man damit, dass dieses Erzareal über 100 m Tiefe anhält, so erhält man bei der Annahme eines spezifischen Gewichtes des Erzes von 3.4 einen Erzvorrat der Hauptlinse von 2 1/4 Millionen Tonnen. Zu dieser Hauptlinse sind noch dazu zu rechnen, die durch die Bohrungen 8,11 und 13 im Liegenden der Hauptlagerstätte erschlossene

Linse und durch die Bohrungen 19 und 22 im Hangenden der Hauptlinse erschlossenen weiteren Erzkörper. Mit Rücksicht darauf, dass die alten Bohrung IV, VI, VII und XI eine starke Zunahme der Mächtigkeit nach der Tiefe zu zeigen, und dass z.B. im Bohrprofil 4, 12, 20 in der Bohrung 12 ein weiterer Erzkörper mit einer wahren Mächtigkeit von ungefähr 20 m erschlossen wurde, der in den höheren Bohrungen 4 und 20 nicht mehr angetroffen wurde, wird man mit einem Gesamtnhalt der Lagerstätte von ungefähr 4 Mill. t Nickel-erz mit einem Gehalt von 0.5 % rechnen können. Das entspricht einem Nickelgehalt der Lagerstätte von ca. 20 000 t Nickel.

Wenn man aber berücksichtigt, dass davon $1/4$ in der Aufbereitung verloren geht, so bleibt ein gewinnbarer Nickelmetallinhalt von 15 000 t, was bei einem Nickelgehaltspreis von 2.200/-Kr/t - einem Metallwert der Lagerstätte von 33 Millionen Kr. entspricht. Dazu kommen 3000 t Kupfer und 750 t Kobalt, die bei einem Kupferpreis von 1000 Kr./t und einem Kobaltpreis von 6000 Kr./t einen zusätzlichen Metallwert von 7 Mill. Kr. bringen, sodass der Gesamtmehrwert der Lagerstätte einen Wert von 10 Millionen Kr. besitzt.

Eine Vorratsberechnung kann vor allem auch unter Heranziehung der zwei am weitesten untersuchten Querprofile durch die Lagerstätte Profil A - gebildet durch Querschlag, Bohrung 26, 27 und 29 und Profil B - gebildet durch die Bohrungen I, IV, VI, VII und XI durchgeführt werden. Profil A mit einem Erzareal von 5700 m^2 im Querschnitt und Profil B mit einem Erzareal von 5500 m^2 sind voneinander ca. 140 m entfernt und umschließen einen Erzkörper von annähernd $5600 \times 140 = 785.000 \text{ m}^3 = 2.670.000 \text{ t}$. sicherer und wahrscheinlicher Erzvorrat, dazu 25 m zu beiden Seiten = $280.000 \text{ m}^3 = 950.000 \text{ t}$ wahrscheinlicher Erzvorrat und ein Vorrat, den ich auf etwa $1/2$ Mill. t veranschlage aus den weiteren aufgeschlossenen Linsen zwischen Bohrung 8 und 13 im Westen, zwischen Bohrung 19 und 24 im Osten. Der gesamte wahrscheinliche Erzvorrat ist damit $2.670.000 + 950.000 + 500.000 =$
4.120.000 t \approx 4 Mill. t Erzvorrat.

Der Durchschnittsnickelgehalt aus sämtlichen erzhaltigen Partien mit über 0.4 % Ni aus Bohrungen und Streckenvortrieben wurde errechnet und ergab einen Durchschnittswert von 0.587 % Ni. Da die Nickelerzföhrung auf verhältnismässig schwache Imprägnationen

zurückzuführen ist, die in der Grube nicht immer gut zu erkennen sind, wird es beim Grossbetrieb nicht zu vermeiden sein, dass stellenweise auch geringhaltige Partien beim Abbau mit herangezogen werden. Man wird daher wohl damit rechnen müssen, dass nicht der aus den Bohrungen errechnete Durchschnittsgehalt von 0.587 % Ni beim Abbau erreicht werden wird, sondern man wird mit Gehalten von 0.5 - 0.55 % Ni als Gehalte im Grubenhaufwerk rechnen müssen. Da es sich aber um mächtige zusammenhängende Erzkörper handelt, ist kaum die Gefahr vorhanden, dass die Gehalte im Abbau unter diese Differ sinken, wenn die Probenahme in den Auffahrungsstrecken mit der nötigen Sorgfalt und zeitgerecht durchgeführt wird, sodass der Abbau entsprechend geleitet werden kann.

Aufbereitungsversuche:

Mit den Nickelerzen von Rana waren in Deutschland bereits vor dem Kriege orientierende Aufbereitungsversuche gemacht worden, die Anlass gaben, dem Aufbereitungsproblem von Anfang an grosse Aufmerksamkeit zu schenken, da man auf Grund dieser Versuche auf ziemlich hohe Nickerverluste in der Aufbereitung rechnen musste. Hier spielt der Anteil an Silikatnickel, der bei der Aufbereitung nicht gewinnbar ist, eine Rolle; dieser Silikatnickelgehalt beläuft sich nach verschiedenen Bestimmungen auf ungefähr 0.1 %. Geht man von einem Roherz mit 0.4 % Nickel insgesamt aus und rechnet man mit einem Silikatnickelgehalt von 0.1 %, so kann das Nickelausbringen im besten Falle an 75 % herankommen, wenn nämlich das Ausbringen im Sulfidnickel sich 100 % nähert. Ist aber der Roherzgehalt 0.6 % Nickel und der Silikatnickelgehalt 0.1 %, so steigt das maximal mögliche Ausbringen bereits auf 83 1/2 %. Der Anteil an Silikatnickel spielt daher bei den armen Erzen eine grössere Rolle als bei höheren Nickelgehalten. Da die Resultate unserer Untersuchungsarbeiten ergeben haben, dass der Roherzgehalt bei etwa 0.55 % Nickel liegen wird, wird also die Bedeutung des Silikatnickelanteils nicht so gross sein, als ursprünglich angenommen, da man zuerst mit einem Nickelgehalt im Haufwerk von 0.4 - 0.45 % rechnete.

Während des Krieges wurden von Krupp einige orientierende Versuche und im Aufbereitungslaboratorium von Ferd. P. Egeberg in Oslo eine ganze Reihe von Flotationsversuchen durchgeführt.

Das bei den Versuchen von Ferd. Egeberg benützte Rohmaterial enthielt nach Analysen von Oslo Materialprüveanstalt folgende Gehalte:

0.485 % Ni
0.032 % Co
1.770 % S
0.091 % Cu
12.28 % Fe.

Für die Versuche waren folgende Aufgaben zu lösen:

1. Das bestmögliche Nickelausbringen.
2. Der höchstmögliche Nickelgehalt im Konzentrat.
3. Feststellung des Reagenzienverbrauches für die Flotation.

Die für die Versuche erforderlichen Analysen wurden in Oslo Materialprüveanstalt ausgeführt.

Es ist klar, dass man das Ausbringen bis nahezu an das theoretisch mögliche treiben kann, wenn man bezüglich des Metallgehaltes im Konzentrat keine hohen Forderungen stellt, also die Konzentration nicht weit treibt. Das Nickelerz von Rana hat aber gegenüber den Erzen von Evje und Hosanger den Vorteil, dass das reine Erz einen sehr hohen Nickelgehalt nämlich von 11 - 14 % Nickel aufweist. Es erscheint daher durchaus möglich ein Konzentrat von 5-8 % Nickel zu erreichen.

1. Es galt nun in den Versuchen festzustellen, welcher Zerkleinerungsgrad der Beste ist, um ein möglichst hohes Ausbringen bei einem Nickelgehalt des Konzentrates von 5 - 8 % zu errechnen. Diese Versuchsreihen hatten mit dem Roherz von 0.485 % Ni folgende Ergebnisse:

Versuch 1:

60 % grösser als 200 Mesh
40 % kleiner als 200 Mesh
gibt ein Sulfidkonzentrat von 6.65 % Ni
und ein Ausbringen von 64.3 %.

Versuch 2:

55 % grösser als 200 Mesh
45 % kleiner als 200 Mesh
gibt bei einem Sulfidkonzentrat von 5.41 %
ein Ausbringen von 68.7 %.

Versuch 3:

52 % kleiner als 200 Mesh
gibt ein Sulfidkonzentrat von 5.15 % Ni
und ein Ausbringen von 71.1 %

Versuch 4:

55 % kleiner als 200 Mesh
gibt ein Sulfidkonzentrat von 3.32 %
und ein Ausbringen von 73.8 %.

Versuch 5:

62 % kleiner als 200 Mesh
gibt ein Sulfidkonzentrat von 3.32 %
und ein Ausbringen von 72.8 %.

Versuch 6:

69 % kleiner als 200 Mesh
gibt ein Sulfidkonzentrat von 1.71 %
und ein Ausbringen von 76.3 %.

Diese Versuchsreihe mit stetig stärkerer Zerkleinerung zeigt, dass zwar das Ausbringen langsam ansteigt, dass aber bei einer stärkeren Zerkleinerung als 52 % kleiner als 200 Mesh der Nickelgehalt im Konzentrat rasch fällt, während das Ausbringen nurmehr langsam ansteigt (Versuch 5, Versuch 6). Wenn man Versuch 3 und Versuch 6 miteinander vergleicht, sieht man, dass das Nickelausbringen zwar von 71 - 76 % gestiegen ist, dass aber zur selben Zeit der Nickelgehalt im Konzentrat von 5.15 % auf 1.7 % gesunken ist, dass also die Konzentratmenge auf das Dreifache angewachsen ist.

Der beste Zerkleinerungsgrad ist daher nach dem Versuch 3:

5 % 100 Mesh
13 % 150 "
30 % über 200 Mesh
52 % kleiner als 200 Mesh,

In diesem Falle erreicht die Konzentratmenge 6.8 Gewichtsprozent des Rohmaterials bei einem Ausbringen von 71.1 % Ni und einem Nickelgehalt im Konzentrat von 1.5 % bei einem Roherz von 0.485 % Ni.

Die Berge enthalten 0.13 % Nickel.
2.7.

2. Um einen möglichst hohen Nickelgehalt im Konzentrat zu erreichen, wurden verschiedene Reagenzien bei den Versuchen für die Nickelflotation verwendet und zwar in der Mühle zugesetzt:

Soda, Kalk, Kupfersulfat, Natriumcyanid

im Konditionierungstank zugesetzt:

Kupfersulfat, Natriumcyanid, Kiumamylxanthat
und Natriumethylxanthat,

und in der Flotationszelle zugesetzt:

Flotol A.

Die besten Ergebnisse wurden erzielt, wenn folgende Reagenzien in der -angegebenen Menge benützt wurden:

in der Mühle: 300 - 500 g Soda/t Rohgut und
100 g Kupfersulfat/t Rohgut,

im Konditionierungstank:

150 - 200 g Natriumethylxanthat und
30 - 50 g Flotol A/t Rohgut.

Auch der Zusatz von 5 - 10 g Natriumcyanid erscheint angebracht.

3. Die Versuche zeigten, dass die Verwendung von Kalk anstatt Soda und das Weglassen von Kupfersulfat das Nickelausbringen verschlechtert.

Der Zusatz von Natriumcyanid ist vorteilhaft für die Erzielung eines möglichst hohen Nickelgehaltes im Konzentrat, doch besteht bei Zusatz von zuviel Natriumcyanid die Gefahr, dass das Nickelausbringen sinkt. Anstatt Natriumethylxanthat kann auch Kaliumamylxanthat mit dem gleichen Erfolg verwendet werden, doch genügen bereits 75 % Kaliumamylxanthat anstatt 200 g Natriumethylxanthat. Die Reagenzunkosten - umgerechnet auf die t Rohgut - betragen etwa 40 Öre, die höchsten Kosten dabei verursacht das Natriumethylxanthat oder Kaliumamylxanthat.

4. Die Erzeugung von Olivinkonzentrat.

Da das Nickelerz in einem sehr olivinreichen Peridotit vorkommt, erschien es angezeigt, auch Versuche durchzuführen, die feststellen sollten, ob es möglich ist, ein geeignetes Olivinkonzentrat herzustellen. Bei diesen Versuchen wurde der Hauptwert darauf gelegt mit möglichst geringen Unkosten ein möglichst hochwertiges Olivinkonzentrat zu erzielen, selbst wenn dabei das Olivinausbringen absinkt. Das Ergebnis war, dass bei einem Ausbringen von 60 - 70 % Olivin ein Konzentrat mit 43 % MgO erzielt werden kann. Eine chemische Untersuchung des Olivin hatte folgende Ergebnisse:

SiO ₂	38.39	%
FeO	17.36	%
MgO	42.92	%
CaO	0.21	%
Ni	0.08	%
	<hr/> 98.96	%

Die Olivinflotation wird dabei im Anschluss an die Nickelflotation ausgeführt und zwar wurden bei den Versuchen 300 - 500 g Ölsäure und Solaröl per t Aufgabegut verwendet. Anstatt Ölsäure kann auch dieselbe Menge Heringsöl verwendet werden. Ölsäure oder Heringsöl müssen vor der Benutzung mit etwa 1/3 Solaröl gemischt werden, um die Dünnsflüssigkeit zu erhalten. Anstatt Ölsäure oder Heringsöl kann auch Tallöl verwendet werden, bei dem aber kein Solaröl zugesetzt zu werden braucht.

In den Reinigerzellen wurde Wasserglas und Milchsäure versucht, derer Verwendung sich jedoch als schädlich erwiesen. Die Reagenzunkosten/t

Rohgut nach Vorkriegspreisen gerechnet waren 50 - 60 Öre/t Rohgut. Es genügen etwa $1\frac{1}{2}$ - 2 t Rohmaterial, um eine Tonne Olivinkonzentrat zu erzeugen, d.h. die Reagenzunkosten/t Konzentrat belaufen sich auf etwa 1 Krone. Unter der Voraussetzung entsprechender Absatzmöglichkeiten erscheint es daher von wirtschaftlicher Bedeutung ausser dem Nickelkonzentrat auch Olivinkonzentrat zu erzeugen. Dies erscheint selbst dann gerechtfertigt, wenn nur geringe Preise für das Konzentrat erzielt werden, da für die Erzeugung der Olivinkonzentrate keine zusätzliche Zerkleinerung erforderlich ist, sondern nur weitere Flotationsbehandlung. Hinzukommt noch, dass die Aufbereitungsanlage ganz nahe am Verschiffungshafen liegt und die Transportkosten für das Olivinkonzentrat entsprechend niedrig gehalten werden können.

Die Erzeugung des Olivinkonzentrates erscheint daher von wirtschaftlicher Bedeutung bei der Beurteilung der Nickellagerstätte Råna, da sie bei den anfallenden grossen Mengen von Olivinkonzentrat eine Erhöhung der Einnahme bringt.

Andere Versuche:

Orientierende Versuche waren z.T. mit nicht frischen Erz, später aber auch mit Erzproben aus dem Stollen in den Jahren 1940/42 sowohl bei Krupp wie I.G. Farbenindustrie ausgeführt worden. Die ersten bei Krupp im Jahre 1940 ausgeführten Versuche hatten mit einem Erz von 0.48 % Nickel recht wenig befriedigende Resultate erzielt, da sie nur ein Ausbringen von etwa 60 % Ni im Konzentrat und 8 % im Mittelprodukt erreichten. Dabei wies freilich das Konzentrat einen Nickelgehalt von $7\frac{1}{2}$ % auf. Später wurden diese Versuche mit etwas besseren Resultaten wiederholt. Im Februar 1942 bei Krupp ausgeführte Versuche ergaben ein Konzentrat mit rund 4 % Ni und ein Ausbringen von 70 - 75 % bei einer Zerkleinerung auf 200 Maschen. Als Reagenzien verwendete Krupp 100 g Kupfersulfat, 200 g Natriumethylxanthat, 50 g Pineoil - gerechnet auf die Tonne Rohmaterial.

Im Laboratorium der I.G. Farbenindustrie wurden im Februar 1942 ebenfalls Versuche mit Rohmaterial aus dem Stollen in Råna vorgenommen. Der Nickelgehalt dieser Proben wurde mit 0.45 % Ni bestimmt.

Mit 13 Min. Vorflotation und 10 Min. Nachflotation wurde bei einem Nickelausbringen von 62.4 % ein Nickelkonzentrat von 10.3 % erhalten. 16.2 % des Rohmaterials wurden als Mittelprodukt erhalten; bei einer Gewinnung von 50 % des Nickels aus dem Mittelprodukt bei Wiederaufgabe desselben, kann also ein Gesamtausbringen von 70 % im praktischen Betrieb erreicht werden. Als Flotationsreagenzien wurden Kaliuma-mylxanthat (80 g/t Rohgut) Flotigol C (70 g/t Rohgut) und Phosokresol B (70 g/t) verwendet. Es handelt sich dabei um einen orientierenden Versuch, bei dem anscheinend die Zerkleinerung zu wenig weit getrieben wurde. Bemerkenswert ist aber der hohe Nickelgehalt von 10.3 % im Konzentrat. Da bereits dieser orientierende Versuch ein Nickelausbringen von ungefähr 70 % ergibt und das Rohmaterial nur 0.45 % Nickel enthält, gibt er eine gute Kontrolle ab über die bei Egeberg erzielten Resultate.

Zusammenfassend:

Die mit einem Nickelgehalt von 0.48 % Nickel (also geringer als der zu erwartende Haufwerksdurchschnittsgehalt) ausgeführten Versuche zeigen, dass bei einem Ausbringen von 71 - 74 % Nickel und etwa 80 % Cu ein Nickelkonzentrat von 5 - 8 % Nickel und 1 1/2 - 2 % Cu und bei einem Olivinausbringen von etwa 60 - 70 % ein Olivinkonzentrat von 43 - 44 % MgO erreicht wird. Dabei ist eine Zerkleinerung des Rohgutes auf etwa 50 % unter 200 Mesh erforderlich. Die notwendigen Reagenzien für die Nickelaufbereitung kosten etwa 40 Öre, für die Olivinflotation 50 - 60 Öre/t Rohgut.

Andere Anreicherungsverfahren.

Im Jahre 1919 waren wahrscheinlich auf Veranlassung von Schjölberg und Sulitjelma Versuche mit direkter Verschmelzung des Roherzes in einem elektrischen Ofen aus Magnesit durchgeführt worden. Dieses Roherz enthielt 0.7 % Ni. Die Versuche zeigten, dass die Verschmelzung ohne Zusatz gut ging und die Schlacke lange flüssig war, doch war notwendig, die Ofentemperatur ziemlich hoch zu halten. Die erhaltene Schlacke weist einen Gehalt von 0.07 % Ni auf und nur Spuren Cu, während die erhaltene Kupfernickelmatte 6.2 % Ni und 1.7 % Cu enthielt. Bei direkter Verschmelzung können 87 % des Nickelgehaltes und das Kupfer praktisch ohne Verluste gewonnen werden. Der elektrische Kraftbedarf ist dabei etwa

1 KW-Jahr auf 10 t Rohgut. Bei einer Verschmelzung von 150 000 t Rohgut jährlich wäre ein Kraftbedarf von ungefähr 15 000 KW für die direkte Verhüttung des Roherzes erforderlich. Unter der Voraussetzung eines Energiepreises von Kr. 70.- für 1 KW-Jahr würden allein die Energiekosten Kr. 1.000.000.- betragen. Dazu kommt, dass der Gewinn dabei verloren geht. Das Verfahren direkter Verhüttung erscheint daher aus wirtschaftlichen Gründen ungeeignet.

Im Laboratorium der Duisburger Kupferhütte und bei Professor Kangrow in Braunschweig wurden nach einem neuen Verfahren mit chlorierender Röstung ebenfalls Versuche mit mehreren Tonnen von Rana-Erzen gemacht. Nach mündlicher Mitteilung während der vor sich gehenden Versuche waren die Resultate sowohl in technischer wie in wirtschaftlicher Beziehung recht befriedigend. Die Versuche wurden jedoch unterbrochen, da das Laboratorium bei einem Bombenangriff zerstört wurde, es bestand danach keine Möglichkeit mehr, diese Versuche wieder aufzunehmen. Es handelt sich dabei um ein neues, noch im Versuchsstadium begriffenes Verfahren, über das aus Patentrechtseründen keine näheren technischen Mitteilungen gemacht wurden.

Der Ausbau der Anlage:

=====

Für die Grubenanlage bestanden zwei Möglichkeiten:

1. Die Verwendung der Aufbereitungs- und Obertagsanlagen von Björkäsen^ogrube,
2. der Bau einer eigenen Aufbereitungsanlage in der Nähe der Reichsstrasse am Fusse des Hanges.

1. Anschluss an Björkäsen^o Obertagsanlagen.

Besonders der Anschluss an Björkäsen^o erscheint anziehend und ist auch vom volkswirtschaftlichen Standpunkt wahrscheinlich der Richtige. Die Björkäsen^o Schwefelkiesgrube geht dem Ende ihrer Erzvorräte zu, auch die Untersuchungsarbeiten der letzten Jahre brachten keine wesentlichen neuen Erzvorräte. Es ist daher mit einem baldigen Erliegen des dortigen Grubenbetriebes zu rechnen. Björkäsen^o liegt nur 7 km vom Stollenmundloch der Hauptförderstollens entfernt. Durch eine 7 km lange Seilbahn, die ohne Schwierigkeiten am selben Hang entlang geführt werden kann, kann das Erz zur Aufbereitungsanlage von Björkäsen^o gebracht werden. Björkäsen^o ist auf eine Verarbeitung von 200 - 250 000 t Roherz eingerichtet. Die Aufbereitung arbeitet z.T. nassmechanisch,

z.t.mit Nachflotation des Rohmaterials. Die Zerkleinerung des Rana -
erzes muss freilich weitergetrieben werden als für Björkåsenerz, doch
wird es wahrscheinlich möglich sein, mit einigen Änderungen in der Auf-
bereitungsanlage diese für die Verarbeitung des Rana-Erzes nutzbar zu
machen. Dazu kommt, dass dann die entsprechenden Werkstätten, Sied-
lung, Kraftanlage, Transportanlagen und Kai weiter verwertet werden
können. Die Bevölkerung in diesen Gebieten, die nur wenig andere Be-
schäftigungsmöglichkeit hat, kann daher auf viele Jahre hinaus ihrem
ursprünglichen Beruf erhalten bleiben, ohne ihre Siedlung verlassen
zu müssen. Alle diese Punkte sprechen dafür, dass der Anschluss der
Ranagrube an die Björkåsen Ubertagsanlage die vorteilhafteste Lösung
wäre, indem entweder Björkåsengrube die Nickellagerstätte übernimmt,
oder wenn die neue Nickelproduktionsgesellschaft in der Lage ist, die
Anlagen von Björkåsen zu einem nicht zu hohen Preis zu übernehmen.
Von besonderer Bedeutung erscheint dabei auch die Verwertung der gros-
sen elektrischen Kraftstation von Björkåsen,
die eine Leistung von 2 400 KW besitzt. Ein Anschluss an diese Kraft-
quelle erscheint auf jeden Fall das Richtige, ob nun der Nickelerz-
betrieb an Björkåsen angeschlossen oder für sich betrieben wird. Der
Kraftbedarf der Björkåsengrube wird mit der sinkenden Produktion auf
jeden Fall sinken, sodass überschüssige elektrische Energie vorhanden
ist. Eine Hochspannungsleitung von Björkåsen nach Rana und zur Gru-
be wurde während der Untersuchungsarbeiten gelegt, sodass elektrische
Energie für den Antrieb von Kompressor und Diamantbohrmaschine zur
Verfügung stand.

Die Verhandlungen mit Björkåsengrube wegen Lieferung elektrischer
Kraft waren bereits geführt und Verständigung erzielt. Erste Ver-
suche zu Verhandlungen wegen eines Kaufes von Björkåsengrube waren
mit der Besitzerin derselben, Skandinaviska Banken in Stockholm ge-
macht worden; sie wurden jedoch nicht weitergeführt, weil im Jahre
1944 der Ausbau wegen zu grosser Schwierigkeiten bei der Beschaffung
der Maschinen und Arbeiter abgelehnt wurde. Der Plan, die Verhand-
lungen weiterzuführen, war jedoch nicht aus den Augen verloren.

Auf Einzelheiten der Projektierung des Ausbaues im Zusammenhang mit
Björkåsengrube kann jedoch nicht eingegangen werden, da für dieses
Projekt die entsprechenden Unterlagen über die Anlage von Björkåsen
nicht vorhanden sind. Bei dem von uns ausgearbeiteten Voranschlag
im Sommer 1944 war die zweite Alternative zu Grunde gelegt, nämlich

möglichst rasche Inbetriebnahme der Rånagrube und Nutzbarmachung der Erze noch während des Krieges, womit der Plan einer Benutzung der Anlagen von Björkäsen wegfiel, da man auf die Schwefelkiesproduktion aus dieser Grube nicht verzichten wollte.

Der Ausbauplan:

Trotz der Schwierigkeiten bei der Beschaffung von Maschinen und Materialien sowie des Mangels an Arbeitskräften wurde doch im Frühsommer 1944 ein A u s b a u p l a n für die Nickellagerstätte Råna vorgelegt. Die Gründe dafür, dass dieser Ausbauplan doch vorgelegt wurde waren:

1. dass die Nickelversorgung des Reiches sich während des Jahres 1944 wesentliche verschlechterte und
2. dass der Bauumfang für den Ausbau Råna verhältnismässig klein war.

Die deutsche Nickelversorgung erfolgte z.T. aus Petsamo und den beiden norwegischen Gruben Evje und Hosanger. Solange Petsamo mit seiner grossen Lagerstätte für die deutsche Versorgung zur Verfügung stand, bestand für den raschen Ausbau von Råna weniger Interesse. Da jedoch im Jahre 1944 bereits die Gefahr bestand, dass Petsamo in russische Hände fiel, konnte mit sicherer Versorgung von dort nicht mehr gerechnet werden, besonders da auch die Schifffahrt in diesen Gegenden sehr gefährdet war.

Als weiterer ungünstiger Faktor kam hinzu, dass die beiden Nickelgruben Evje und Hosanger bereits ihre letzten Erzreserven abbauten und dass daher in ganz kurzer Zeit mit deren Erliegen zu rechnen war. Die Erzversorgung der Nickelhütte in Evje und der A/S, Nickelraffineringsverket in Kristiansand war damit sehr unsicher geworden und es war anzunehmen, dass sie in spätestens 1 - 2 Jahren vollständig aufhörte. Es erschien daher notwendig, die Lagerstätte Råna so rasch auszubauen, dass sie mit dem Aufhören der Roherzlieferungen aus den genannten Gruben die Versorgung der Nickelhütte übernehmen konnte.

Unter der Voraussetzung, dass die nötigen Maschinen und Materialien rechtzeitig beschafft werden konnten und dass es möglich war, die nötige Arbeiterschaft zu erhalten, konnte man mit einer A u s b a u z e i t für die Anlage von etwa 1 1/2 bis 2 Jahren rechnen. Dabei wurden ausser der bereits vorhandenen Belegschaft noch zusätzliche etwa 200 Mann benötigt. Ein Vorteil, der für den Ausbau sprach, war der, dass bereits während der Bauzeit die benötigte elektrische

Energie für den Antrieb der Baumaschinen etc. zur Verfügung stand und dass kaum Treibstoff benötigt wurde. Mit einem Erzvorrat der Lagerstätte von Annähernd 4 Mill. t ist die beste Ausbaugrösse für eine Jahreskapazität von 150 000 t Roherz gegeben. Die Lebensdauer der Grube beträgt in diesem Falle etwa 25 Jahre. Bei einer Jahresförderung von 150 000 t Rohgut erhält man unter der Annahme von 0.55 % Ni, 0.1 % Cu und 0.03 % Co im Roherz bei einem Ni, Co-Ausbringen von 60 % 600 t Ni, 120 t Cu und 32 t Co jährlich dazu etwa 60.000 t Olivin. Die Anlagen sind dabei auf eine Tagesleistung von 500 t bei Annahme von 300 Betriebstagen im Jahr zu erstellen.

Beschreibung der geplanten Anlagen.

Grube:

Es war geplant, zuerst den Teil der Lagerstätte über dem 400 m Niveau abzubauen. Mit einem Erzvorrat von 300 - 500 000 t war damit bei einer Förderung von 150 000 t eine Betriebszeit von 5 Jahren oberhalb des 400 m Niveaus gegeben. Der oberste Teil der Lagerstätte sollte z.T. im Tagebau, z.T. im Trichterbau abgebaut werden. Da die Lagerstätte im obersten Teil ein durchschnittliches Einfallen von 40 - 50° besitzt, kann man damit rechnen, das Erz auf 400 m Niveau durch seine Schwere abziehen, ohne eine besondere Abbauförderung einzurichten. Unterhalb des 400 m Niveaus und in den Teilen der Lagerstätte über dem 400 m Niveau wo Tagebau und Trichterbau nicht möglich sind, sollte Magazinbau angewendet werden.

Da nicht damit zu rechnen war, dass das Erz gleich zu Betriebsbeginn untertage auf das Niveau des Hauptförderstollens in 250 - 300 m Höhe gestürzt werden könnte, war vorgesehen die Erze vom Mundloch des 400 m Stollens über einen provisorischen Bremsberg obertags zum Mundloch des Hauptförderstollens niederzubringen. Indessen sollte der Hauptförderstollen, wie aus der beigelegten Anlage zu ersehen, bis zur Lagerstätte vorgetrieben werden und diese im Streichen auf ihre gesamte Länge unterfahren. Bis zum Erreichen der Lagerstätte wird der Hauptförderstollen 800 - 1000 m lang und bei Annahme einer streichenden Länge der Lagerstätte von 400 m wird damit die Gesamtlänge im Hauptförderniveau mindestens 1200 m. Es erscheint bei der angegebenen Tagesförderung von 500 t vorteilhaft die Förderung auf dem Hauptstollenniveau mit elektrischen Grubenlokomotiven vorzunehmen. Wie aus der beigelegten Anlage zu ersehen,

ist beabsichtigt, die Erze vom Hauptförderstollen in einen Bunker von 2000 t Fassungsvermögen, der untertage etwa 30 m vom Stolleneingang des Hauptförderstollens unter dem Niveau desselben angelegt wird, abzustürzen. Es war auch geplant, die Grobbrecheranlage unterirdisch im Anschluss an den vorgenannten Bunker zu errichten und die zerkleinerten Erze dann in den etwa 32 m unter dem Hauptförderstollen liegenden kurzen Brecherstollen abziehen und durch ein Transportband an Tag zu bringen.

Die Durchschnittsbauhöhe über dem 400 m Horizont ist 40 - 50 m. Da die Fertigstellung des Hauptförderstollens und des Aufbruches am 400 m - zum 400 m Niveau etwa 1 1/2 - 2 Jahre Zeit erfordert, müsste bis zur Fertigstellung der unterirdischen Abförderung durch den Hauptförderstollen auch das abgebaute Erz über dem 400 m Niveau über den vorhin genannten provisorischen Bremsberg abtransportiert werden. Da aber während des "inters auf dem Bremsberg mit Betriebschwierigkeiten zu rechnen ist und ausserdem die zusätzliche Anlage dieses Bremsberges eine weitere Kapitalanlage erfordert, erscheint es das Richtige, von dieser durch den forcierten Betriebsbeginn geforderten Planung abzu- sehen und gleich von vornherein alles auf unterirdische Abförderung über den Aufbruch und den Hauptstollen abzustellen. Da die Fertigstellung des Hauptstollens und des Aufbruches die längste Zeit erfordert, erscheint es daher am wichtigsten beim Ausbau der Anlage mit dem Förderstollen zu beginnen, da der Produktionsbeginn von der Zeitdauer dieses Vortriebes abhängt.

Zwischen dem Hauptförderstollen und dem 400 m Niveau erfolgt der Abbau in 4 Etagen von je ungefähr 30 m vertikaler Höhe. Da das Einfallen der Lagerstätte nach unten zu flacher wird, nur mehr etwa 20 - 30° beträgt, wird es erforderlich, das Erz aus den Abbauen durch Schrapper (bestens dreitrommelige Schrapperanlagen) zu den Sturzlöchern zu fördern. Die Abbauförderung durch die Schrapperstrecken soll natürlich im Einfallen der Lagerstätte erfolgen, sodass der Engpass, der durch horizontale Schrapperförderung leicht gegeben ist, (wie das bei der benachbarten Björkäsengrube der Fall ist) vermieden wird. Für den Abbau sind drei Schrapperstrecken im Abstand von je 50 m vorgesehen, wobei durch schiefwinklig zustossende Schrapperstrecken über 25 m nach jeder Seite die Hauptstrecke ausgenutzt werden. Das Erz wird in die Rolllöcher geschrappt und aus diesen in die darunter liegenden Förderstrecken in die Grubenwagen mit etwa 5 t Lastvermögen abgezogen und durch elektrische Grubenlokomotiven abgeholt. Für die Förderung auf der 400 m Etage wird wegen der viel kürzeren Förderlänge

Handförderung mit kleineren Grubenwagen von etwa $1/2 \text{ m}^3$ genügen. Für die Grubenwagen auf dem Hauptstollenniveau ist es am besten Wagen von Granby Typ einzusetzen, die automatisch über den Rost in die unterirdische Bunkeranlage entleeren können.

Obwohl das Gebirge fest ist und keine grosse Gefahr von brüchigem Hangenden besteht, ist es doch wegen der grossen Abbauräume erforderlich, Sicherheitspfeiler stehen zu lassen, für die man entweder unbauwürdige arme Partien verwendet, oder die man zum Schlusse raubt.

Etwa 200 m nördlich vom Mundloch des 400 m Stollens wurde ein genügend-grosses Dynamitmagazin aus dem Felsgrund geschossen.

Elektrische Kraftversorgung:

Während der Untersuchungsarbeiten wurde vom Tal bis zur Grube eine Hochspannungsleitung gebaut, sodass während der Untersuchungsarbeiten die nötige elektrische Energie zur Verfügung stand und man auf die Bereitstellung von Dieselmotorkraftstoff etc. verzichten konnte. Die Hochspannungsleitung fand Anschluss an die 5000 Volt Leitung, die von Björkäsen entlang der Reichsstrasse nach Rana führt. Sie ist bei einem Leitungsquerschnitt von 35 mm^2 für 150 KW Leistung bestimmt. Während der Untersuchungsarbeiten wurden 30 - 40 KW von der Nickelgrube und ebensoviel von umgebenden Bauernhöfen und den an die Leitungen angeschlossenen Gemeinden Rana Arnes benutzt, es stehen also noch etwa 70 - 80 KW unausgenutzt zur Verfügung.

Der zukünftige Kraftbedarf wird jedoch etwa 1200 KW betragen und es ist daher erforderlich, für eine entsprechende Ergänzung der Energielieferung zu sorgen. Derzeit liefert den Strom das Kraftwerk Björkäsen, dieses verfügt über eine unterirdische Kraftanlage mit einer Leistungsfähigkeit von 2.400 KW, die in der eigenen Grube bei weitem nicht ausgenutzt wird. Wieviel von dieser Kraft für den Betrieb in Rana zur Verfügung stehen wird, hängt von der weiteren Entwicklung des Grubenbetriebes in Björkäsen ab. Da der Abbau der letzten Reste der Lagerstätte wesentlich teurer kommt, erscheint es wahrscheinlich, dass der Grubenbetrieb in verhältnismässig kurzer Zeit eingestellt werden wird; in diesem Falle steht mehr als genügend elektrische Energie für den Ausbau von Rana zur Verfügung. Es wird dann nötig entweder die bestehende Hochspannungsleitung entsprechend zu verstärken oder eine neue 20 000 Volt Leitung von 8 km Länge zu bauen. Da die Leitung immer in der Nähe der Reichsstrasse entlang läuft, ist der Bau der Leitung verhältnismässig einfach und billig. Sie enthält einen Querschnitt von $50 - 70 \text{ mm}^2$ und kann in einigen Monaten fertiggestellt sein. Die ungefähre Linienführung für die Kraftleitung ist aus dem Plan (Anlage) zu ersehen.

An die Leitung angeschlossen sind 3 Transformatoren und zwar

1	Transformator von 550-600 KW für die Grube
1	" 500 KW für die Aufbereitungsanl.
1	" 100 KW für die Siedlung u. Werks- anlage.

Die Verteilung des Kraftverbrauches auf die einzelnen Maschinen ist aus der beiliegenden Tabelle zu ersehen.

Obertagsanlage:

Werkstätte, Lager und Siedlung werden am besten in der Nähe der Aufbereitungsanlage in der Küstenebene zu beiden Seiten der Reichsstrasse untergebracht. Dort wurde für die ersten Anlagen bereits ein Grundstück (Nickelmoen) gekauft, doch ist das bereits gekaufte Grundstück für die Erstellung der Gesamtanlage ungenügend. Insbesondere ist noch der Erwerb des Geländes erforderlich, auf dem Aufbereitungsanlage und Transportband untergebracht werden müssen.

In der Küstenebene liegende Grundstücke sind Privateigentum, während das Gelände am Hang im Besitz des norwegischen Staates ist. Insbesondere für das am Hang liegende Gelände sind nur geringe Kosten für den Erwerb erforderlich, da der Hang nur mit niedrigem Buschwald bewachsen ist und nur geringen Grundwert besitzt. Die vorhandenen Bauten sind auf der beigefügten Karte über das gesamte Gelände um die Grube und herunter bis zur Reichsstrasse und Kaianlage aufgenommen, die erst knapp vor der Kapitulation in mehrmonatiger Arbeit neu aufgenommen wurde und die hauptsächlich topographische Grundlage für die Planung der Anlage bildet. Sie ist mit Höhenschichtlinien im Äquidistanzen von 2 m versehen. (Anlage)

1. Werkstätte:

Da Aufbereitung und Obertagsanlage zwischen Björkäsen und Narvik liegt und raschen Zugang zu grösseren Reparaturwerkstätten besitzt, wird es nur erforderlich sein, die Werkstätte für kleinere laufende Reparaturen einzurichten. Ein Werkstattgebäude war bereits in Bau.

Vorgesehene Maschinen:

- 2 Drehbänke
- 1 Fräsmaschine
- 1 Hobelmaschine
- 2 Bohrmaschinen
- 1 Metallsäge
- 2 Schweissapparate
angeschlossen an die Werkstätte
- 1 Schmiede und
- 1 Tischlerei.

2. Materiallager:

Eine Materiallagerbaracke von $24 \times 8 \text{ m}^2$ Grundfläche war bestellt und ist m.W. geliefert. Die Materiallagerbaracke sollte ebenfalls in der Nähe der Strasse unterhalb der Aufbereitung aufgestellt werden, um kurzen Weg zur Aufbereitung und zu dem Grubentransport zu haben. Ein kleines Materiallager für Grubenmaterialien wird in der Nähe des Hauptstolleneinganges aufgestellt.

3. Siedlung:

Es kann wohl damit gerechnet werden, dass etwa die Hälfte der Belegschaft aus der Umgebung der Grube kommt und daher nicht in werkeigener Siedlung untergebracht zu werden braucht. Es ist z.T. abhängig von der Wahl des Transportmittels zwischen Grube und Aufbereitungsanlage, ob die gesamte Siedlung im Tal untergebracht werden kann oder die Grubenbelegschaft in der Nähe der Grube wohnen muss, da im Winter der tägliche Aufstieg aus dem Tal wohl zu beschwerlich ist. Dem kann jedoch abgeholfen werden, wenn zwischen Hauptförderstollen und Aufbereitung ein Bremsberg angeordnet wird, der auch für den Transport der Mannschaft zur Grube herangezogen werden kann. Falls ein Transportband den Erztransport vom Hauptförderstollen zur Aufbereitung übernimmt, wird bei Überdachung desselben durch einen Schneetunnel und Einrichtung eines Fussweges neben dem Transportband der Aufstieg der Mannschaft wesentlich erleichtert werden. Der Höhenunterschied von 200 - 250 m ist kaum so gross, dass er auf die Arbeitsleistung einen wesentlichen nachteiligen Einfluss hat.

Die Siedlung soll ebenfalls in der Nähe der Reichsstrasse hauptsächlich auf dem Grundstück von Nickelmoen erfolgen. Zwei grosse Baracken mit Dauerunterkunft für etwa 40 - 50 Mann sind vorhanden und aufgestellt. Dazu kommt eine Kontorbaracke mit Räumen für die Buchhaltung, Betriebsleiter und Ingenieure.

Beim 400 m Stollen ist eine Baracke mit Schlafräum für 24 Mann und drei Einzelräumen für die Unterbringung der Steiger vorhanden. Sie besitzt auch eine Küche und ein grosses Esszimmer. Zwei kleinere transportable Baracken, berechnet für die Aufstellung in der Höhe des Hauptförderstollens, waren im Antransport. Sie sind jedoch für Dauer-siedlung kaum geeignet.

An weiteren Unterkunftsmöglichkeiten für die Unterbringung der Belegschaft müssen noch erstellt werden: Die Unterkunftshäuser für Betriebsleiter, Ingenieure und Kontorpersonal, sowie Arbeiterhäuser für wenigstens 50 Mann Belegschaft. Da bei der Grube mit entsprechend langer Lebensdauer gerechnet werden kann, muss man auch an die Erstellung einer Anzahl von 1 - 2 Familienhäuser für die Arbeiter denken.

Es wird vorteilhaft sein, durch Einrichtung einer Werkautobuslinie, Ballangen als Wohnsitz für einen Teil der Belegschaft heranzuziehen. Die Entfernung ist nur 8 km und es wird mit Stillegung der Björkäsen-grube möglich sein, einen sehr grossen Teil der Belegschaft aus diesem Ort zu ergänzen, die es wahrscheinlich vorziehen wird, an ihrem alten Wohnort wohnen zu bleiben.

Wegen mangelnder Unterkunfts- und Verpflegungsmöglichkeiten wird es erforderlich sein, eine Betriebsküche einzurichten, weiter ein kleines Gästehaus für die Gäste des Betriebes (wie Ingenieure und Lieferfirmen, Monteure etc.). Ebenso wird die Erstellung eines grossen Versammlungsraumes für Theater, Kino und Vorstellungen vorzusehen sein. Die Trinkwasserversorgung der Siedlung erfolgt am besten aus dem Bruvann, wobei die Fassungskapazität direkt beim See erfolgt, um Verunreinigung des Wassers zu vermeiden.

Es wird vorteilhaft sein, auch ausserhalb der eigentlichen Siedlung noch etwas zusätzliches Gelände zu erwerben, um den ansässigen Leuten der Belegschaft die Möglichkeit zu Haltung eigener kleiner Gemüsegärten und Kleintierställen zu geben.

4. Chemisches Laboratorium:

Mit Rücksicht auf die zahlreichen täglich anzufertigenden Analysen sowohl in der Grube wie in der Aufbereitung ist die Erstellung eines eigenen chemischen Laboratoriums erforderlich. Da es voraussichtlich genügen wird Ni, Cu, S, Co und MgO zu bestimmen, wird die Einrichtung des Laboratoriums einfach, wenn man darauf verzichtet Platin- und Edelmetallgehalte im eigenen Laboratorium bestimmen zu wollen. Für das Laboratorium werden voraussichtlich ein Chemiker und 2 - 2 Gehilfen benötigt.

5. Strassenbau:

Von der Reichsstrasse zur Grube führt ein Weg, der mit kleineren Lasten befahrbar ist. Da aber die Steigung z.T. bedeutend ist und einzelne ziemlich schwere Lasten zur Grube transportiert werden müssen, wie z.B. Kompressor etc. wird es erforderlich sein, die Weganlage entsprechend zu verbessern und die steilsten Stellen durch Anlage einiger Kehren zu vermeiden. Da der Hang ziemlich gleichmässige Neigung besitzt, begegne der Anlage der Strasse jedoch keinerlei grössere Schwierigkeiten und der Umbau des derzeitigen Weges zu einer für Lastautos befahrbaren Strasse von ungefähr $2\frac{1}{2}$ m Länge bis zur Höhe des Hauptförderstollens erfordert neben Umlegung der Trasse, die Herstellung einer entsprechenden Wegdecke und den Bau einer kleinen Brücke über den Bruvannsbach.

6. Aufbereitung:

Die bei der Firma Egeberg & Mohn und bei Krupp durchgeführten Aufbereitungsversuche haben ergeben, dass bei einer Verkleinerung des Rohgutes auf 50 % unter 200 Maschen und bei Flotation mit Soda, Kupfersulfat und Natriumethylxanthat ein Nickelkonzentrat von 5 - 8 % bei einem Ausbringen von 70 - 75 % erzielt wird. In der Aufbereitung werden bei einem Roherz von 0.5 - 0.55 % Ni bei einer Roherzförderung von 150 000 t jährlich ungefähr 10 - 12 000 t Nickelkonzentrat und ca. 60 000 t Olivinkonzentrat erzeugt: der Metallinhalt des Konzentrates beträgt ungefähr 60⁰ t Ni, 120 t Cu und 33 t Co jährlich. Da der Olivin den Hauptgemengteil im Gestein ausmacht (etwa 70 %) ist die Ausnutzung desselben auch von wirtschaftlichem Interesse, wenn es gelingt, für die grossen Mengen des anfallenden Olivinkonzentrates entsprechende Absatzmöglichkeiten sicherzustellen. Das Olivinkonzentrat kommt entweder für die Herstellung von feuerfesten Ziegeln oder als Rohstoff für die Herstellung von Magnesium in Frage. Die Flotationsversuche haben gezeigt, dass das Olivinkonzentrat von Rana einen Gehalt von 43 - 44 % MgO besitzt. Die Aufbereitungsanlage ist so geplant, dass die Grob-

zerkleinerung in der Grube geschieht und zwar unterhalb des Bunkers, der unter dem Niveau des Hauptförderstollens liegt. (Anlage) Der Abzug der Erze von den Brechern erfolgt durch den kurzen Brecherstollen und zwar über ein Transportband. Dort müssen sie entweder über einen Bremsberg oder ein Transportband aus der Höhe des Brecherstollens aus etwa 250 m Höhe zur Aufbereitungsanlage in etwa 30 - 40m gebracht werden. Die Aufbereitungsanlage liegt am Fusse des Steilhanges, so dass das Aufbereitungsgebäude noch das Gefälle des Hanges ausnützt. Die Konzentrate werden entweder mit einer kleinen Feldbahn, oder wenn die Olivinaufbereitung nicht erfolgt, mit Lastautos zur Kaianlage gebracht. Obwohl auch die Unterbringung der Berge keine grossen Schwierigkeiten bringt, da das Gelände ja wenig besiedelt ist, wird es doch in der Nähe des Meeres am besten sein, die Berge in das Meer zu stürzen.

Zerkleinerungsanlage:

Die Grobzerkleinerung wird, wie bereits erwähnt, in der Grube selbst durchgeführt und zwar werden die entsprechenden Räume unterhalb des Hauptförderstollens ausgesprengt, wie die beigelegte Anlage zeigt. Aus dem Bunker mit einer Kapazität von 2000 t wird das Grubengut durch einen Kettenspeiser auf den Grobbrecher gebracht, einen Backenbrecher mit 12 - 16 m³ Stundenleistung und einer Maulweite von 900 x 500 mm.

Das auf etwa 200 mm zerkleinerte Gut kommt zuerst auf eine Magnettrommel zur Abscheidung von in das Grubengut gelangtem Eisen (Zerkzeug etc.) und dann auf einen Kegelschredder mit einer Stundenleistung von 12 m³ und mit 100 Ps Motorantrieb, der das Gut auf etwa 2" weiter zerkleinert. Unter dem Kegelschredder ist ein weiterer Silo mit einer Kapazität von etwa 500 t angebracht. Zwischen den einzelnen Bunkern und Zerkleinerungsanlagen wird das natürliche Gefälle benutzt, Transportbänder fallen weg. Aus dem 500 t Silo unterhalb des Kegelschredders wird das Transportband gespeist, dass durch den Brecherstollen läuft eine Stundenkapazität von ca. 40 t besitzt und das Material nach oben bringt. Das Gut kommt dann über den Abhang in die Hauptaufbereitungsanlage und zwar zuerst auf einen weiteren Silo mit einer Kapazität

zität von 500 t. Aus dem Silo kommt das vorzerkleinerte Gut in drei Kugelmühlen. Als Kugelmühlen kommen etwa solche von Allis Chalmers oder Hardinge mit einer Stundenleistung von $7 \frac{1}{2}$ t bei einer Zerkleinerung des Gutes von 2" auf 50 Maschen in Betracht. Die benötigten Wassermengen von 1800 Minutenlitern stehen aus dem Ablauf des Brunnens stets zur Verfügung. Der Kraftbedarf der Kugelmühlen beträgt 480 PS. Die Kugelmühlen stehen in geschlossenem Kreislauf mit einem Dorrklassierer und geben das Gut schliesslich auf zwei Rohrmühlen zur notwendigen Feinzerkleinerung auf etwa 200 Maschen. Das genügend fein zerkleinerte Material wird auf den Konditionierungstank gebracht und kommt aus diesem über einen Verteiler auf die Nickel-Flotationszellen (etwa Geco oder Mc.Intosh Zellen) und im Anschluss daran an die Reinigerzellen, (Etwa Humboldzellen). Der gereinigte Nickelschaum kommt auf Trommelscheibenfilter, wo ihm das Wasser entzogen wird. Das vom Filter abgenommene fertige Nickelkonzentrat kommt in einen kleinen Zwischenbunker und wird dann mit Feldbahn oder Lastauto zum Konzentratlager an der Kaianlage gebracht.

Für die Olivinflotation kommen die bei der Nickelflotation erhaltenen erzfreien Schäume in einen Entwässerungskonus und dann auf einen Dorrthickenertank zur Entwässerung und gelangen dann in die Olivinflotationsabteilung. Hier wird das Gut unter Zugabe von Frischwasser und Reagenzien in den Konditionierungstank gebracht und gelangt aus diesem in die Olivinflotationszellen (Geco oder Mc.Intosh) und wird nach Durchgang durch die Reinigerzellen auf einen Scheiben oder Trommelfilter (Oliver) gebracht. Das entwässerte Konzentrat wird dann in einen Zwischenbunker gebracht und geht von dort mit der Feldbahn an das Hauptlager am Verschiffungskai.

7. Transport von der Grube zur Aufbereitung.

Das vorzerkleinerte Rohgut muss aus dem Brecherstollen über den Abgang zur Aufbereitung gebracht werden. Liegt die Alternative 1 vor, dass die Aufbereitungsanlage in Björkäsen benutzt wird, so ist die richtige Lösung der Bau einer Seilbahn mit einer Stundenleistung von 40 t. Diese Seilbahn wird 8 km lang und führt ohne grosse Terrainunebenheiten am Hang entlang. Erst von Björkäsen überquert sie die Reichsstrasse und den Björselv. Die Seilbahnstrasse ist einfach und sinkt ohne grössere Höhenunterschiede allmählich auf annähernd Meeresniveau ab. Der Bau dieser Seilbahn stösst auf keine

grossen technischen und Transportschwierigkeiten und erfordert demgemäss keine hohen Ausgaben. Rein überschlagungsmässig kann man die -Kosten dieser Seilbahn auf etwa 250 000 Kr. schätzen.

Bei der Alternative der Erstellung der Aufbereitung am Fusse des Hanges wird es notwendig das Erz vom Eingang des Brecherstollens in etwa 250 m Höhe über den Hang bis zur Aufbereitung in einer Höhe von 30 - 40 m zu bringen. Förderband bzw. Bremsberg wird 800 m lang. Da es sich um einen Hang ohne Gegensteigungen mit ziemlich ausgeglichener Neigung handelt, bestehen hier zwei ziemlich einfache Möglichkeiten für den Abtransport des zerkleinerten Haufwerkes und zwar entweder über einen Bremsberg oder über ein Transportband. Beide Alternativen haben ihre Vor- und Nachteile.

Der Bremsberg kann auch für den Transport von kleinen Materialien und Maschinenteilen hinauf zur Grube verwendet werden und ist evtl. auch in der Lage den Transport der Leute zur Schicht zu übernehmen, wodurch die Erstellung einer Siedlung in der Höhe der Grube erspart wurde und die Anlage in noch grösserem Ausmass in der Küstenebene um die Aufbereitung konzentriert werden kann.

Bei Förderung des Grubengutes durch ein Transportband liegt der Vorteil in der geringen Wartung und den geringeren Transportkosten per Tonne. Auch wird die Anlage des Transportbandes bei Unterteilung in mehrere Teilstrecken billiger, weil weniger Erbauung und Aufbauten zur Errichtung einer annähernd gleichmässigen Steigung, wie sie für einen Bremsberg erforderlich ist, notwendig sind. Die Durchführung in mehreren Teilstrecken von 150 - 250 m Länge hat den Vorteil einfacher Auswechslung und Reparatur. Die einzelnen Transportbänder sind miteinander gekoppelt, um gleichmässige Geschwindigkeit für die einzelnen Teilstrecken zu erhalten. Für das Gummi- oder Stahlförderband kann man mit längerer Lebensdauer rechnen, weil das Gut vorgebrochen ist und keine sehr grossen Stücke mehr aufweist und das Gut nach abwärts befördert wird. Die Hangneigung liegt zwischen 15 - 18° und da ist noch keine Gefahr, dass das Gut auf dem Förderband zu rutschen beginnt. Da das Gut über den Hang abgebremst wird und die einzelnen Teilstrecken nicht gleiche Neigung haben, wie auch die Belastung nicht ständig gleich ist, wird man bestens Bremsmotoren mit Fliehkraftregelung verwenden, um die Geschwindigkeit des Bandes möglichst gleichmässig zu halten. Da es sich um ein ziemlich schneereiches Gebiet handelt, muss das Förderband auf seine ganze Länge durch einen Schneetunnel überdacht werden, dadurch wird der Transport

gegen Wettereinflüsse gesichert. Der aus einem Holzrahmen mit Bohlenüberdachung gebaute Schneetunnel sollte am besten so gross sein, dass er neben dem Förderband einen Fusssteig zulässt, der der Grubenbelegschaft leichten Zugang zur Grube gestattet, abgesehen davon, dass er die ständige Beaufsichtigung der Transportanlage erleichtert.

8. Die Kaianlage.

Es ist vorteilhaft, die Kaianlage möglichst nahe dem Werk zu haben. Wie aus der beiliegenden Karte hervorgeht, sind zwar in der Nähe der Aufbereitung auch Möglichkeiten für eine Kaianlage, wenn z.B. Arnesholmen für diesen Zweck benutzt wird. Es ist jedoch zu beachten, dass die Berge von der Aufbereitung in Råna eine Verschlammung der Küstenstrecken in der unmittelbaren Umgebung der Aufbereitungsanlage bewirken werden. Auch von den Schlämmen der Björkåsengrube kommt noch ein geringer Teil bis in diese Gegend. Die Kaianlage wird am besten auf Arnesklubben gelegt, da dort die Küste steil in die Tiefe sinkt und durch die Halbinsel die Anlage eines sturmgeschützten Kais erleichtert wird.

Die Kaianlage ist mit der Aufbereitung durch eine Feldbahn verbunden, die jedoch die Reichsstrasse überqueren muss. Am Verladekai sind Lagerhäuser für eine etwa 3 monatige Produktion zu errichten. Die Monatsproduktion beträgt etwa 1000 t Nickel Konzentrat und etwa 5000 t Olivin Konzentrat. Im Ballangenfjord sind Eisschwierigkeiten während des Winters nicht zu erwarten.

Die weiteren Nickelvorkommen des Rana Noritfeldes. =====

Wie bereits im Kapitel "Geologie" erwähnt, gibt es ausser der Hauptlagerstätte beim Bruvann eine Reihe von weiteren Erzvorkommen, die sich fast über die ganze Randzone des Eruptivstockes erstrecken. Die wirtschaftliche Bedeutung derselben kommt in keinem Falle an das Bruvannsfeld heran, sie sind aber zu wenig untersucht, um sich ein endgültiges Urteil über ihren Wert bilden zu können. Die geologischen Verhältnisse sind durchaus nicht alle der Lagerstätte von Bruvann gleichzusetzen, sondern sie haben verschiedene Bildungsbedingungen.

Das grosse Peridotitfeld von Bruvann beginnt im nordöstlichen Teil sich in einzelne Bänder und Linsen aufzulösen, die zum Teil vollständig auskeilen, um dann nach kurzer Zeit wieder anzusetzen, wobei jedoch die einzelnen Peridotite bedeutend weniger mächtig sind und mit den Noriten in ungleichmässiger Verwachsung verzahnt sind.

Bereits 1/2 km nördlich des Bruvannfeldes tritt ein weiteres Peridotitfeld auf, das aber viel kleiner ist als das Bruvannsfeld und keine Anzeichen von Erzführung an der Oberfläche aufweist.

Die westliche Begrenzung des Noritfeldes gegen die umgebenden Glimmerschiefer streicht von Bruvann gegen N und fällt gegen W ein. In diesem Teil wird der Eruptivstock hauptsächlich von Norit gebildet, in den einige Enstatite und Peridotitzüge von geringer Ausdehnung eingelagert sind. In dem steilen Gelände des Gebietes treten einige Rostzonen auf, die wahrscheinlich auf arme Imprägnationen zurückzuführen sind. Nähere geologische Detailuntersuchungen dieses Randgebietes sind noch nötig. Eine Untersuchung der Rostzonen durch einige Diamantbohrungen erscheint angezeigt, doch werden wegen des steilen Geländes die Transporte und die Bohrarbeiten dort auf einige Schwierigkeiten stossen.

Gegen den Nordrand des Eruptivstockes, der hier bis zur Küste herankommt, werden die Peridotite zahlreicher und mächtiger, dazwischen treten auch mehrfach Enstatitgesteine auf, die hier besonders weit verbreitet sind. Zwischen den Peridotiten und Enstatitgesteinen gibt es besonders in diesem Gebiet keine scharfen Grenzen. Diese ultrabasische Gesteinspartie lässt von vornherein eine gewisse Vererzung erwarten; es sind auch eine Reihe von Schürfen von dort bekannt, aber systematische Untersuchungen gerade dieses Teiles fehlen. Obwohl die Gebiete schon seit 1915 - 1916 vor allem von Björkäsen Grube und Schjölberg durch Freischürfe gedeckt waren, wurden keine

grösseren Schürfarbeiten ausgeführt. Dieses Gebiet wird durch das scharf eingeschnittene Stordalen zerschnitten und ist besonders in den tieferen Teilen ziemlich stark von Moräne überdeckt, was natürlich ein Hindernis für die Untersuchungen bildet. Enstatit waltet gegenüber Peridotit vor und obwohl Rostzonen vorhanden sind, dürften diese derselben Art von Imprägnationen entsprechen, wie sie auch im Bruvannsfeld in den Enstatitgesteinen zu finden sind, wo nämlich die Imprägnationen ganz sulfidarm sind.

Ein Schurf (oberer Arnesschurf) im enstatitreichen Peridotit weist eine Imprägnation auf, die in einer Probe folgende Gehalte hatte: 0.31 % Ni, 2.42 % S, das entspricht 5 % Ni in reinem Sulfid. Östlich des Stordalen tritt Enstatit noch stärker hervor. Die Zone wird dort über 1/2 km breit. Eine Probe von der Oberfläche aus einer ziemlich stark verwitterten Rostzone ergab nur 0.1 % Ni. Untersuchungen mussten durch Diamantbohrungen erfolgen und sich hauptsächlich auf die Peridotite erstrecken.

Da die bergmännischen Schürfarbeiten hauptsächlich in den Jahren 1915 - 1918 durchgeführt worden waren, ging man in erster Linie an die besonders kompakten Kiese heran, ohne auf das geologische Auftreten der Erze Rücksicht zu nehmen. Man hatte noch nicht erkannt, dass die Sulfide in den Peridotiten wesentlich nickelreicher sind als die Sulfide in den Noriten. Die Kiesanreicherungen in den Noriten führen zu kompakteren Erzen, die auch in diesem Gebiet Anlass zu einigen Untersuchungsarbeiten geben und zwar wurden von Björkåsen Grube 1918 auf zwei Erzvorkommen grössere Schürfarbeiten ausgeführt, die beide im Norit liegen. Das erste ist der Arnesakselen Schurf, ein unregelmässiger Stock von relativ gutem Erz mit ungefähr 2 m Mächtigkeit. Das kompakte Erz geht allmählich in ärmere Imprägnationen über. Eine Probe aus dem Schurf hatte 1.02 % Ni bei 15.15 % S, das entspricht einem Nickelgehalt von 2.63 % im reinen Sulfid.

Auch bei Kringelyann wurde eine etwa 2 m mächtige Rostzone 1 m Norit bis auf 5 m Tiefe verfolgt. Unter der Rostzone kam ziemlich homogenes gutes Imprägnationserz zum Vorschein. Eine Probe von dort ergab 0.75 % Ni und 11.94 % S, das entspricht 2.54 % Ni im reinen Sulfid. Eine weitere Probe aus der armen Imprägnationszone ergab 0.21 % Ni und 3.28 % S, das entspricht 2.65 % Ni im reinen Sulfid. Die

Erze sind vor allem noch dadurch gekennzeichnet, dass sie sehr grafit-
haltig sind. Einige weitere Schürfe bei Kringelvann im normalen
Norit enthalten Erz mit nur 1.2 - 1.4 % Ni im reinen Sulfid.

Ränbøgen.

Weiter östlich von Rana im Gebiet von Ränbøgen wurden 1918 in stark
überdecktem Gebiet 5 Schürfröschen in 120 - 180 m Höhe über dem Meer
angelegt. Diese dienten zur Untersuchung von Erzanreicherungen im
Norit, die unmittelbar an der Grenze zu Peridotit
auftreten. Die Vererzung ist 2 - 6 m mächtig und im Streichen über 25
120 m Länge nachgewiesen. Die Erzführung besteht im Kern aus ziem-
lich kompakten Kiesadern und Imprägnationen, nimmt aber gegen den
Rand zu langsam ab. Das Einfallen des Norit-Peridotit Kontaktes ist
nördlich und die Vererzung folgt ihm.

Die durch die Schürfe untersuchten Erzzonen brachten in den Proben
folgende Resultate:

1.60 % Ni	und	36.02 % S	entspricht	1.75 % Ni	im reinen Kies
0.62 % "	"	17.4 % S	"	1.41 % Ni	" " "
0.2 % "	"	3.62 % S	"	2.22 % Ni	" " "

Im Jahre 1941 wurde anschliessend an die magnetische Probemessung
beim Bruvansfeld bei Ränbøgen ebenfalls eine magnetische Messung
durchgeführt. Zum Unterschied von den zweifelhaften magnetischen
Resultaten in Bruvann ergeben die magnetischen Messungen im Ränbøgen
sehr deutliche und klare Indikationen, die zweifelsohne auf die Ver-
erzung zurückzuführen sind. Wegen der starken Moränenüberdeckung
des Geländes wäre daher eine geophysische Untersuchung des Arnes und Rän-
bøgengebietes von Vorteil. Das Beste wäre es, sie mit einer geolo-
gischen Detailuntersuchung basiert auf einer Kartenaufnahme 1 : 2000
zu kombinieren.

Die niedrige Nickelgehalt des Kiesel lässt ja das Gebiet nicht sehr
interessant erscheinen. Es darf dabei aber nicht übersehen werden,
dass der mitfolgende Peridotit überhaupt nicht untersucht ist. Es
wäre daher angebracht, zwei Diamantbohrungen etwa 30 - 50 m nördlich
des Peridotitkontaktes gegen S zu anzusetzen, um nicht allein die Erz-
zone im Norit am Kontakt zu Peridotit zu durchfahren, sondern auch
noch den Peridotit zu untersuchen.

Im Olivinnorit ist noch ein weiterer kleiner Schurf am Abhang des Rånkielipen gelegen. Proben ergaben einen Ni-Gehalt von 0.56 % und einen S-Gehalt von 4 %; das entspricht einem Ni-Gehalt von 5.5 % im reinen Sulfid. Eine besonders reiche Probe mit 2.70 % Ni und 31 % S ist wohl aus der Zementationszone. Oxydation und Zementation spielen im allgemeinen bei den Erzen des Råna Noritgebietes keine Rolle. Die Rostzone, die an der Oberfläche zu bemerken ist, reicht nur in Ausnahmefällen bis zu 4 - 5 m Tiefe hinab. Da die Verwitterung so wenig weit reicht, bestand natürlich auch kaum die Möglichkeit zur Bildung einer ausgedehnten Zementationszone mit ihren reichen Erzen. Dass Oxydation und Zementation eine so geringe Rolle spielen ist darauf zurückzuführen, dass das Gebiet mit seiner Eisbedeckung entsprechend starker Abasion ausgesetzt war.

Saltvikvann.

Folgt man der Grenze des Eruptivstockes noch weiter nach O, so kommt man zu den Schürfen beim Saltvikvann. Diese liegen 5 km von Råna entfernt in 500 m Höhe. Wie die beiliegende Skizze von Foslie im Massstab 1 : 1000 zeigt, ist die Vererzung an ein Peridotitfeld von 220 m Länge und 70 m Breite gebunden. Diese Peridotitlinse hat eine Längsachse in der SE - NO Richtung, besitzt aber an ihrem N-Ende eine nach S vorspringende Lunge, die an der Oberfläche starke Verroftung aufweist. Diese Rostzone wurde im Jahre 1918 durch 2 Schürfe untersucht, die unterhalb der Verwitterungszone zeigten, dass es sich um starke Imprägnationen im Peridotit von derselben Art handelt wie sie im Bruvannafeld auftreten. Diese Rostzone ist etwa 70 m lang. Obwohl die Proben nur von der Oberfläche genommen werden können und nicht ganz zuverlässig sind, ist es doch recht charakteristisch, dass zwei dort entnommene Proben und zwar eine aus dem Jahr 1918 bei einem S-Gehalt von 3.66 % 0.82 % Ni aufwies, was einem Nickelgehalt von 8.9 % im reinen Kies entspricht, während eine zweite 1941 dort entnommene Probe bei 2.99 % S 0.67 % Ni hatte, was 8.8 % Ni im reinen Kies entspricht.

Unmittelbar an die Vererzungszone im Peridotit anschliessend tritt im Norit an der Grenze gegen den Peridotit eine weitere Rostzone auf, die auf längere Erstreckung zu verfolgen ist und Ost-Streichen aufweist. Diese Rostzone wurde durch einen 32 m langen Stollen in Untersuchung genommen, der aber anscheinend falsch angesetzt ist. Proben von Oberflächenschürfen ergaben folgende Werte:

1.44 % Ni, 31.5 % S entspricht 1.79 % Ni im reinen Sulfid
 0.50 % Ni, 16.1 % S " 1.21 % Ni " " "

Wir haben hier ein ganz besonders schönes Beispiel für die unterschiedlichen Ni-Gehalte des Magnetkieses, wenn er in Peridotit oder in Norit auftritt.

Sukkertoppen.

Etwas südöstlich des gerade besprochenen Vorkommens am Saltvikvann liegt nördlich des Vesterdalselv ein weiteres kleines Peridotitfeld. Am Kontakt desselben findet man in Norit eine Vererzungszone, die reich an Kies ist, aber wie es auch sonst diesem Typ entspricht einen geringen Nickelgehalt im reinen Kies aufweist. Die O-T streichende Peridotitschliere ist etwa 180 - 200 m lang. In einer Noritzung ist an der Peridotitgränze der Hauptschurf angelegt, der die am Kontakt recht reichen Kiese untersucht. Diese reichen Erze gehen vom Kontakt weg in den Norit hinein in eine ärmere Imprägnation über. Eine Probe aus dem Schurf hatte 0.86 % Ni bei 17.6 % S, das entspricht 1.94 % Ni im reinen Sulfid.

Im Peridotit selbst deuten Rostzonen darauf hin, dass diese auch imprägniert sein dürften. Da aber die Kontaktzone kiesreicher war als die Imprägnation und man damals nicht aufmerksam war auf die Tatsache die Ni-reichen Sulfidimprägnationen im Peridotit, waren die Untersuchungsarbeiten auf die Kontaktzone beschränkt geblieben.

Biterdalen.

Biterdalen Grube liegt im südöstlichen Teil des Noritfeldes, im Biterdalen, am Südwesthang des Klubviktinden, ca. 200 m über der Talsohle. (350 m über Meeresspiegel).

Dieses Vorkommen im Røna Noritfeld ist am längsten bekannt und früher auch mehr untersucht als das Bruvannsfeld. Die ersten Untersuchungen wurden 1913 von Advokat Lumholtz ausgeführt, der dort mehrere Stollen anlegte und aus einem Stollen 135 t Erz mit einem Durchschnittsgehalt von 1.4 % Ni, 0.7 % Cu gewann. 1917 wurde das Vorkommen von Christiania Raffineringsverket übernommen und der Stollenvortrieb fortgesetzt, jedoch mit Kriegsende eingestellt. 1941 wurde das Vorkommen von der Erzgesellschaft in Option genommen, um es gleichzeitig mit dem Bruvannsfeld zu untersuchen. Der mit dem Besitzer Sverre Young in Oslo geschlossene Optionsvertrag wurde aber 1943 nicht mehr erneuert, da auf Grund der geologischen Vorarbeiten die

Aussichten für einen Bergbaubetrieb nicht günstig genug erscheinen, um die Untersuchungsarbeiten dort auszuführen. Vor allem spielte dabei mit eine Rolle, dass man die Arbeiten nicht verzetteln wollte und dazu kam, dass ja das Vorkommen bei seiner Lage im südöstlichen Teil des Feldes kaum für die Belieferung einer Aufbereitungsanlage bei Arnes mit Roherzen in Betracht kam.

Die Lagerstätte ist die einzige des sonst in Norwegen meist vertretenen Typs von Nickellagerstätten im Rana-Noritgebiet, sie tritt im Norit und zwar am Kontakt zu umgebenden Glimmerschiefer auf und enthält z.T. reichere Imprägnationen z.T. kompaktes Erz. Der Kontakt Norit-Glimmerschiefer wird gerade dort von einem etwa 2 m mächtigen Granitgang begleitet. Die Gesteinsgrenze fällt zuerst gegen N ein, ändert aber dann die Fallrichtung, so dass sie eine Mulde bildet. Der Norit ist knapp am Kontakt stark verschiefert und chloritisiert und ziemlich reichlich mit Kupferkies imprägniert. Die Kontaktzone wurde außer durch einige Stollen durch 5 kürzere Stollen auf eine Länge von etwa 150 m querschlägig angefahren. Die westlichen Stollen weisen keine Erzführung auf, sind aber wohl zu kurz, um weiteren Aufschluss darüber geben zu können, ob dieser Teil noch vererzt ist. Die östlichen Stollen dagegen haben 3 reichere Erzensammlungen angetroffen, deren gegenseitige Verbindung und Erstreckung nicht bekannt ist, aber eine Vererzung von wirklich bedeutender Ausdehnung ist wohl kaum zu erwarten. Die Stollen durchfahren zuerst die geschieferte Chloritzzone, die hauptsächlich mit Kupferkies imprägniert ist. Weiter inner erst folgt der massive Norit mit dem Nickel-Magnetkies, der grobkörnig ist. Die Vererzung im östlichen Stollen hat ein Erzareal von mindestens 200 m², ohne dass die Erzanreicherung in ihrer vollen Ausdehnung bekannt wäre, aber gegen N zu setzt sie nicht sehr weit fort und die im nächsten Stollen II angetroffene Erzanreicherung ist lokal. Aus dieser Grube waren 135 t mit 1.4 % Ni gewonnen worden. Das Imprägnationserz enthielt 0.53 % Ni. Auf reinen Kies berechnet enthält das Eiterdalen Vorkommen 4 % Nickel. Die Form dieser Erzanreicherung erscheint stockförmig.

Vorschläge für die Untersuchungen außerhalb des Bruvannfeldes.

Der südliche Teil des Bruvannfeldes weist anscheinend keine Erzensammlungen von Bedeutung auf. Er ist freilich ganz besonders schwer zugänglich und es ist daher fraglich, ob dieses Gebiet auch annähernd so bekannt ist, dass nicht evtl. Vererzungszonen übersehen sind.

Sonst ist das ganze Randgebiet des Eruptivstockes mehr oder weniger erzverdächtig, wobei aber die vorgenommenen Untersuchungserbeiten bisher ausser dem Bruvannsfeld keine Erzvorkommen von grösserer Bedeutung erschlossen haben. Diese Untersuchungen waren aber bisher nur recht oberflächlich und unsystematisch vorgenommen und es fehlen ihnen die Voraussetzungen für einen wirklichen Erfolg.

Weiteren bergmännischen Untersuchungsarbeiten müssen zuerst geologische Detailarbeiten z.T. mit Unterstützung von geophysikalischen Untersuchungen vorausgehen. Diese Detailkartierung sollte etwa im Massstab 1 : 2000 ausgeführt werden, um auch die einzelnen Peridotit-, Enstatit-, Olivinnorit- und Norit-Grenzen eintragen zu können. Die bergmännischen Schürfarbeiten werden sich dann wohl in erster Linie auf die Rostzonen in den Peridotiten zu erstrecken haben, weil es diese sind, die auf reinen Kies bezogen, den höchsten Ni-Gehalt aufweisen. Auch Olivinnorit und Enstatigestein bieten noch Aussicht. Am wenigsten Aussicht auf Erfolg dürften wohl die Arbeiten in den Schürfgelieten haben, die bisher am meisten bearbeitet wurden, nämlich die Lagerstätten im Norit vor allem am Kontakt zum Peridotit. Lagerstätten dieser Art grösserer Ausdehnung müssten in dem z.T. ganz gut aufgeschlossenen Gelände in ihrer Ausdehnung nun schon annähernd bekannt sein, bei ihrem geringen Ni-Gehalt im reinen Sulfid sind aber nur reiche Imprägnationserze oder nahezu kompakte Erze bauwürdig. Die Imprägnationslagerstätten aber, wie sie in den Peridotiten auftreten, sind an der Oberfläche viel leichter zu übersehen und hier sind die Möglichkeiten zu weiteren bauwürdigen Erzvorkommen gegeben, wenn es auch sehr unwahrscheinlich ist, dass sie sich in ihrer Bedeutung dem Bruvannsfeld nähern, weil die anderen Peridotitfelder im allgemeinen kleinere Ausdehnung besitzen als das Bruvannsfeld.

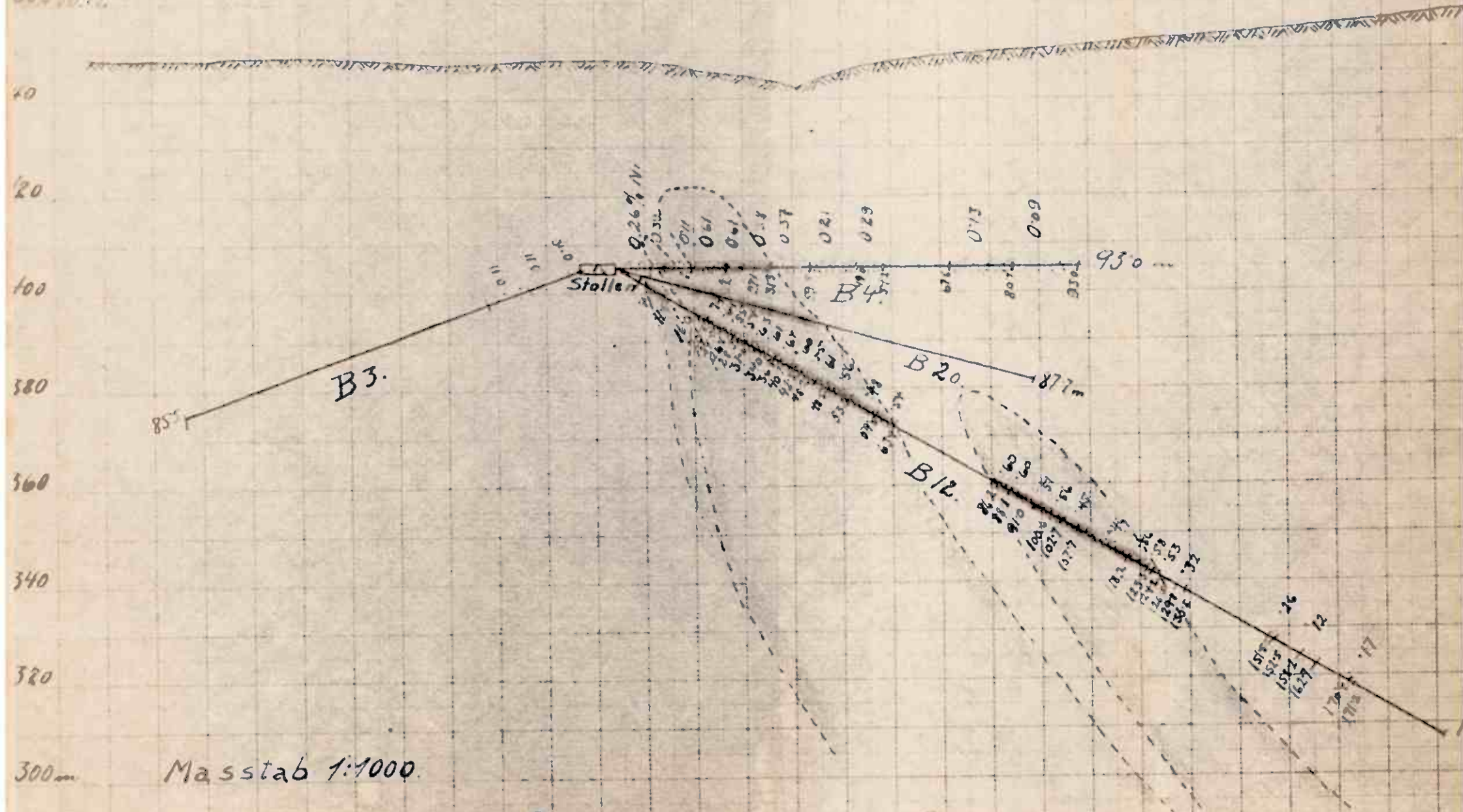
U n t e r l a g e n:

- Statistolog St. Foslie: Beskrivelse til det geologiske kart Tyafjord
NGU skrifter Nr. 149
- " " Exposé über die Nickelvorkommen Rana Arnes in
Ofoten, Oktober 1940.
- " " Rapport über das nickelerzführende Gebiet von
Bruvann Rana Ofoten, Dezember 1941
- H. Borchert: Mikroskopische Beobachtungen an einigen
nordnorwegischen Nickelerzen. 1941.
- F. Egeberg: Rapport über Flotationsversuche mit Rana Nickel
erz für A/S Malmundarskjelser und weitere
Schreiben darüber
- Oslo Materialprøveanstalt: Analysenresultate der eingesandten Proben
aus Vortriebsarbeiten und Diamantbohrungen.
- J. Horvath: Profile durch die Diamantbohrungen.
- " Karte der Diamantbohrungen im Stollenniveau
1 : 1000
- " Lageplan für projektierten Ausbau 1 : 5000
- " Verschiedene Aktenvergerke über die Unter-
suchungsarbeiten in Rana.
- " Möglichkeiten der Nutzbarmachung der Nickel-
lagerstätte Rana. 22.4.42.
- " Ausbauplan für die Nickelgrube Rana bei Ballan-
gen. 24. 2. 1944.
- O. " Bericht über die magnetischen Untersuchungen
bei Rana, 7. Dezember 1941
- Douglas Scholtz: The magmatic nickeliferous ore deposits of
East Griqualand.
- Transaction of the geological society of
South Africa 1936, page 31.
- Björkåsen Gruber: Kart over Arnes Ballangen Björkåsen Bruvann.
17.10.1939
- H. Hornemann: Geologische-topographische Karte über das Ge-
biet am Bruvand See 1 : 2000
- " Rapport over Bruvannsfeltet, 2.11.1937.
- A/S Malmundarskjelser: Betriebsberichte und Wochenrapporte über die
Untersuchungs- und Ausbauarbeiten.
- Advokat Schjölberg: Møtingsbrev og utmålsforretningsprotokoll.
- S. Hauge: Kart over Rana Nikkelfelt, 2 blad, 1:2000
- O. Pedersen: Oversiktskart av Byggeplass ved Arnes 1:400
- Stahl: Bericht über die Reise nach Norwegen.
- Lentler: Betriebsbericht Rana.

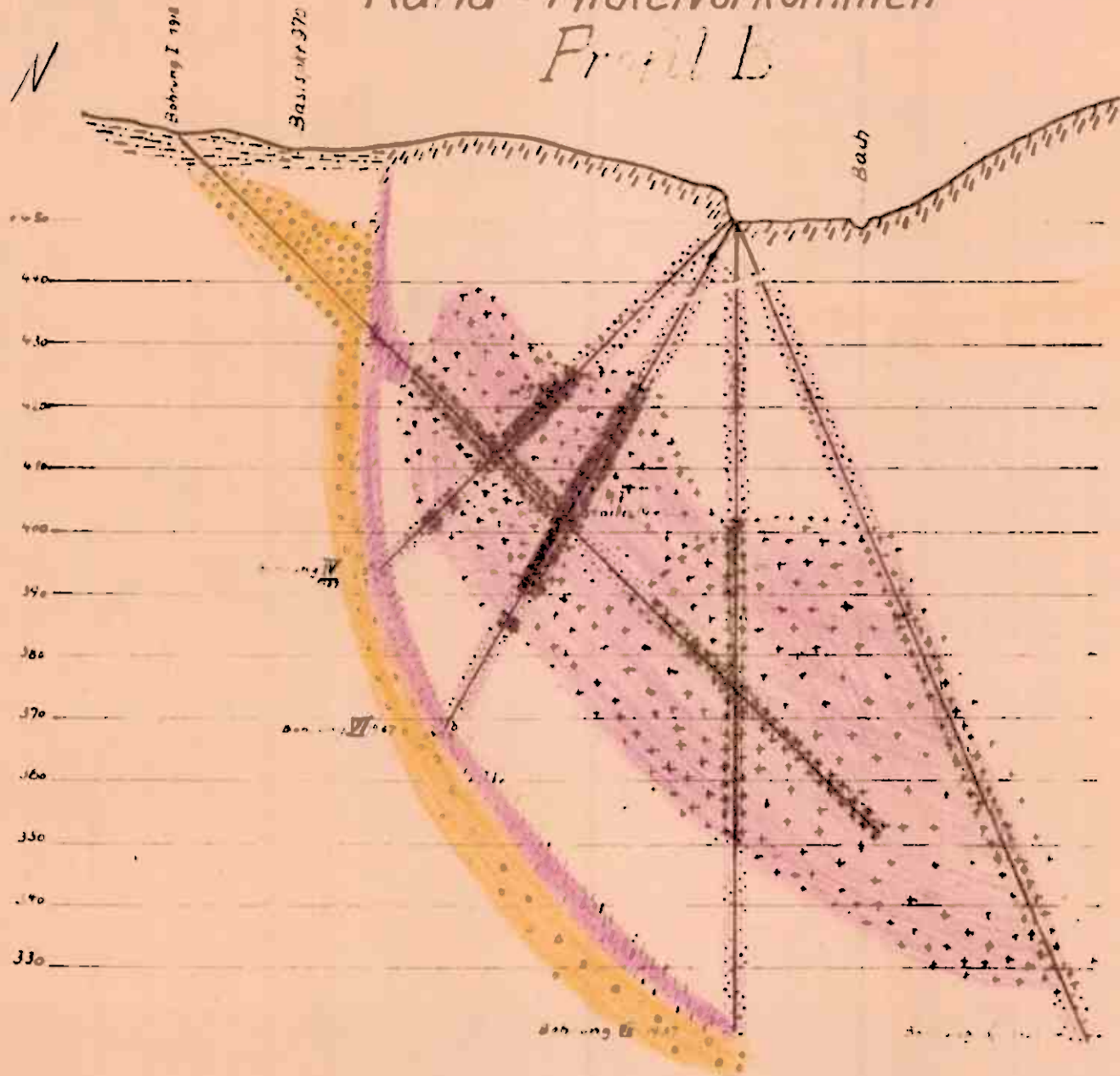
Råna

Querprofil durch Bohrung 4, 12, 20, 3.

60. 11. 12.








Råna - Nickelvorkommen
Profil L



N. 1.1000



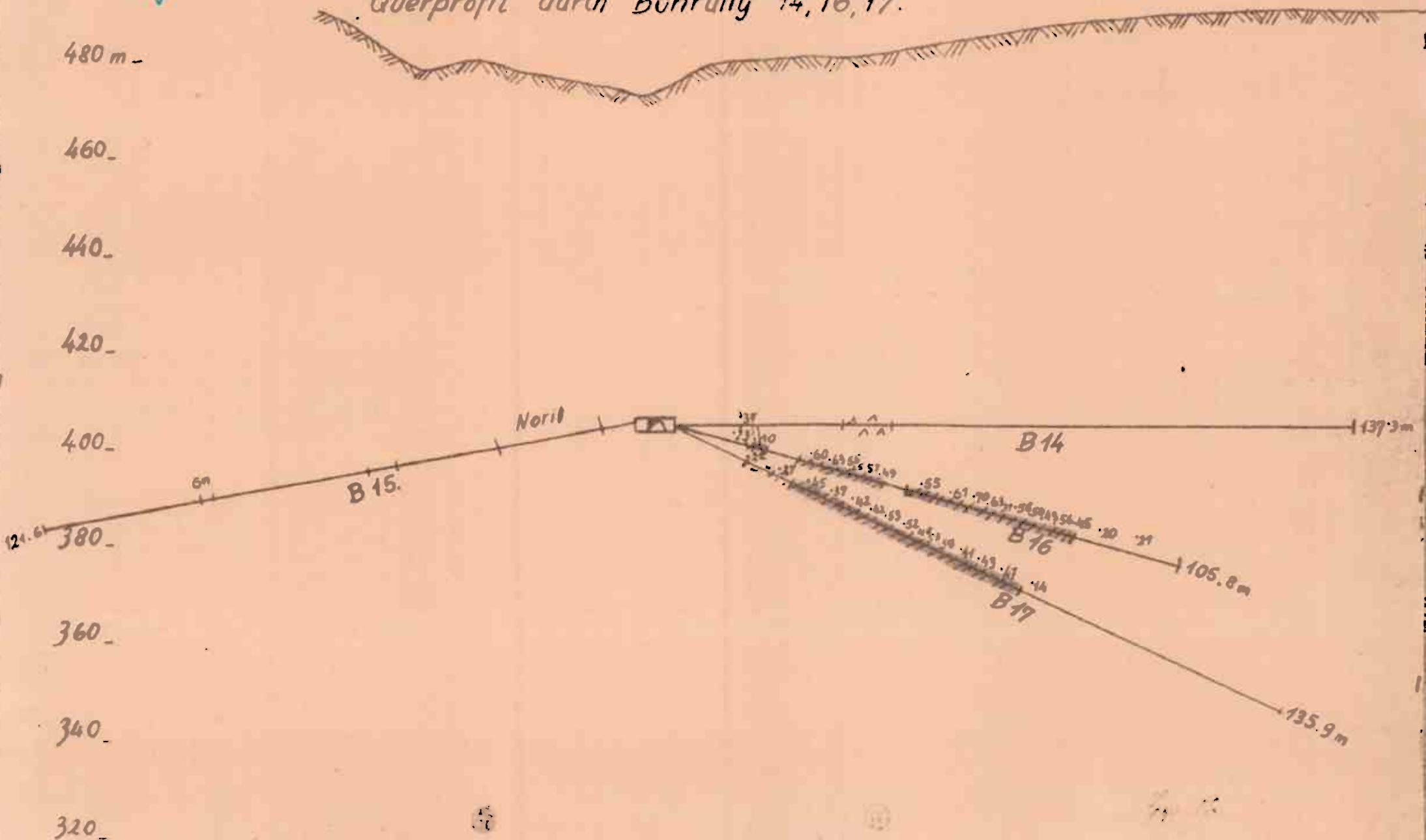
25

-  Periapikale in guter Knochimplragnation
-  Periapikale in armer Knochimplragnation
-  Periapikale
-  Alveolarkontinuitt
-  Alveolarkontinuitt

2/sek.

Råna.

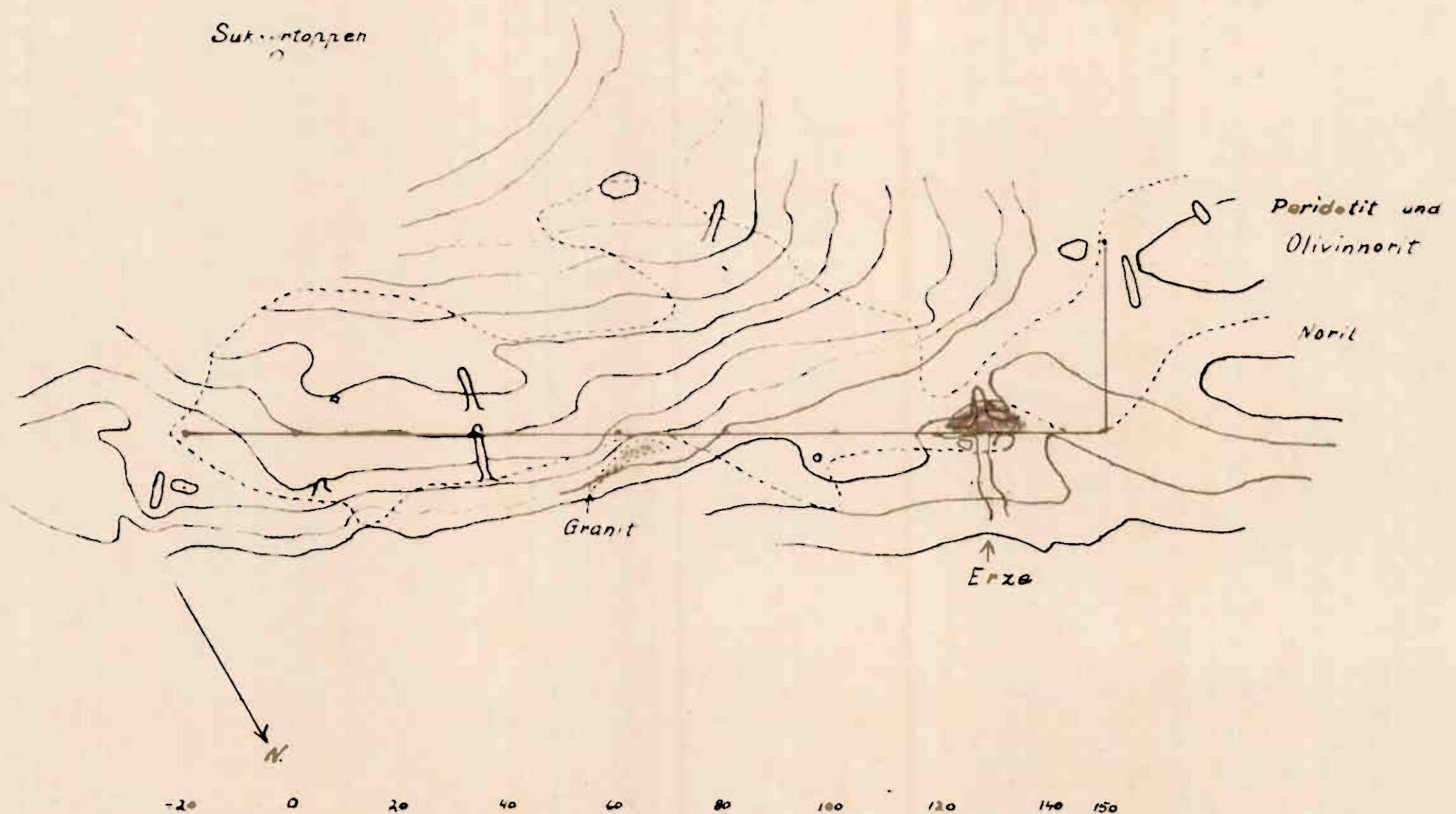
Querprofil durch Bohrung 14, 16, 17.



Saltvikfjellene

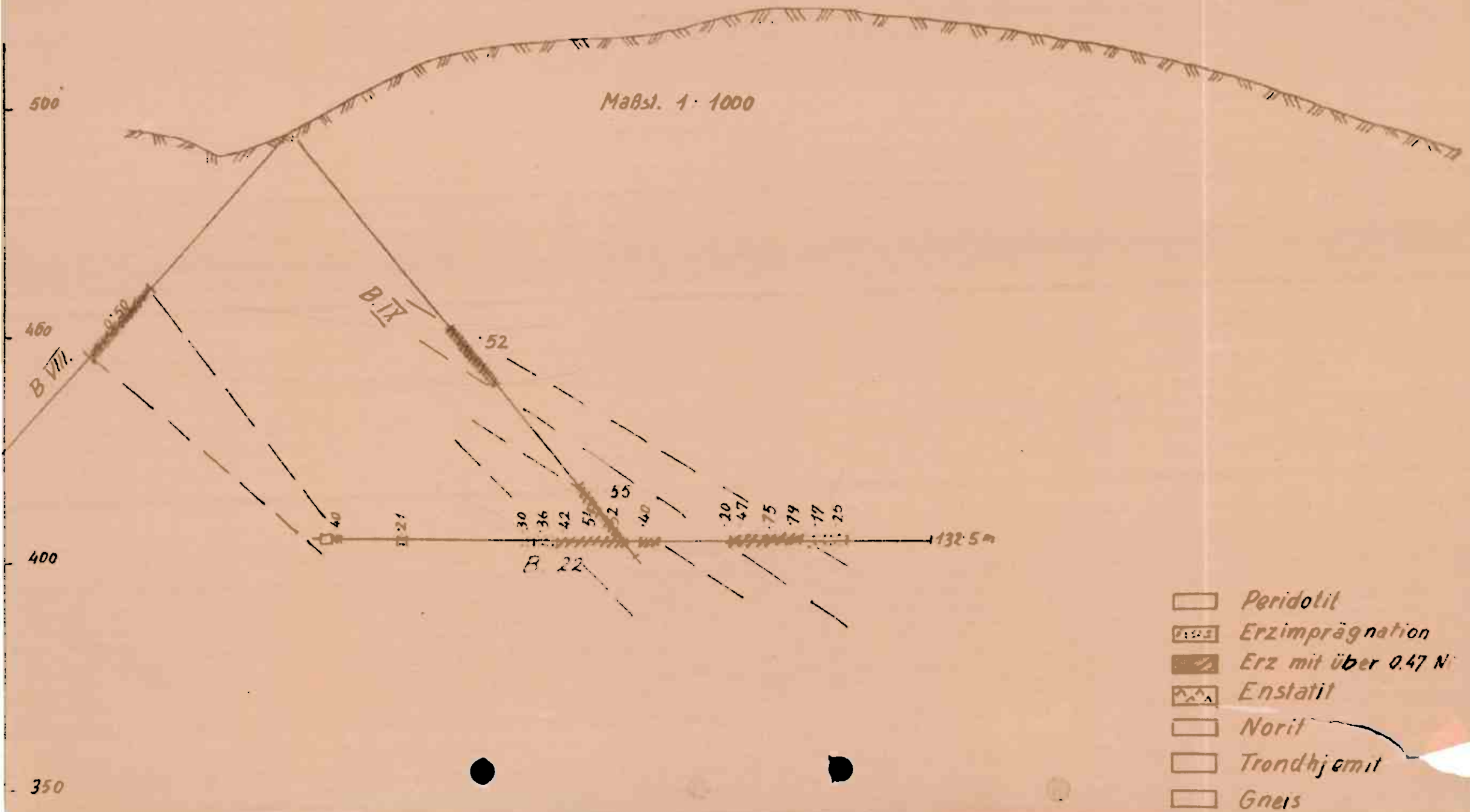
1:1000

Horizontal distance ca 3m.



Råna

Querprofil durch Bohrung 22, VIII, IX.



420

400

380

360

350

340

320

300

280

260

240

220

200

180

160

140

120

100

80

60

40

20

0

Bremsberg

Hauptförderstollen

Bunker

Brecher

Transportband

Brecherstollen

Oberflächenneigung ca 8°

Förderstollen ca 170 m lang

Hauptförderstollen bis zum Bunker ca 70-80 m

Durchbruch von Transportstollen zu Tage ca 12 m

Länge des Bremsberger ca 580 m

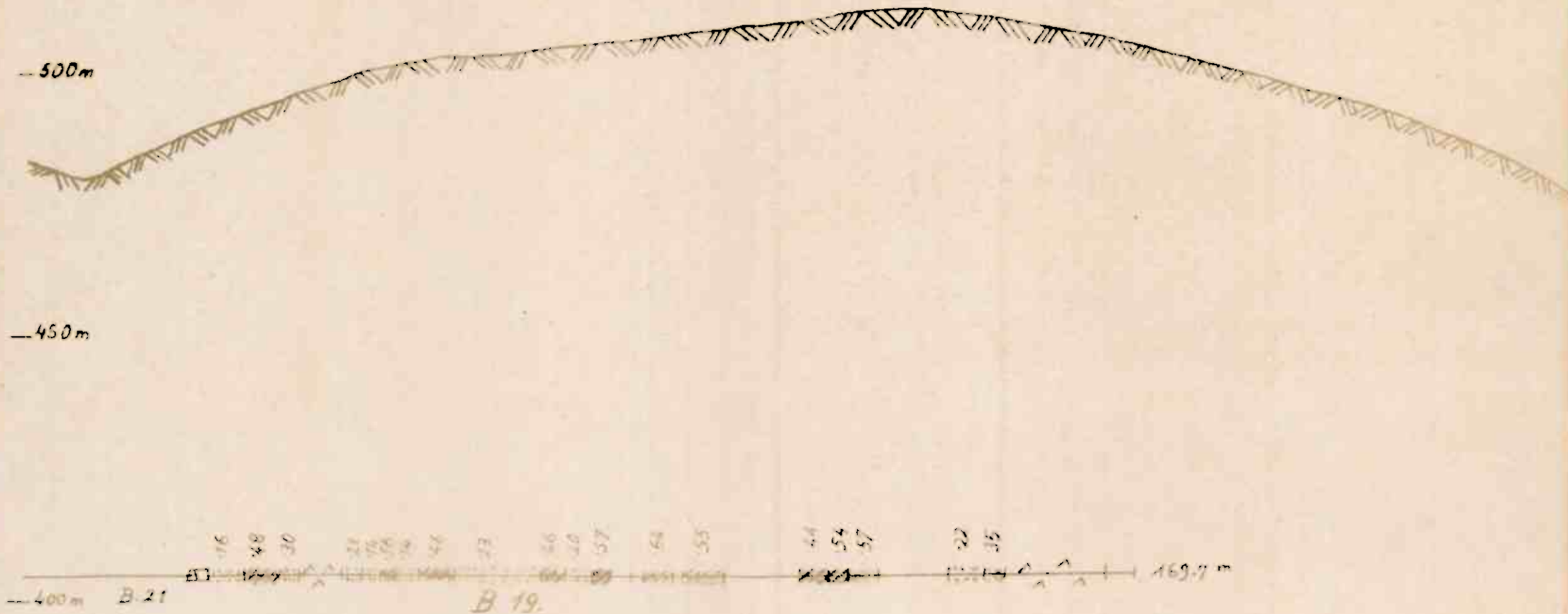
RAU-NICKELFELD

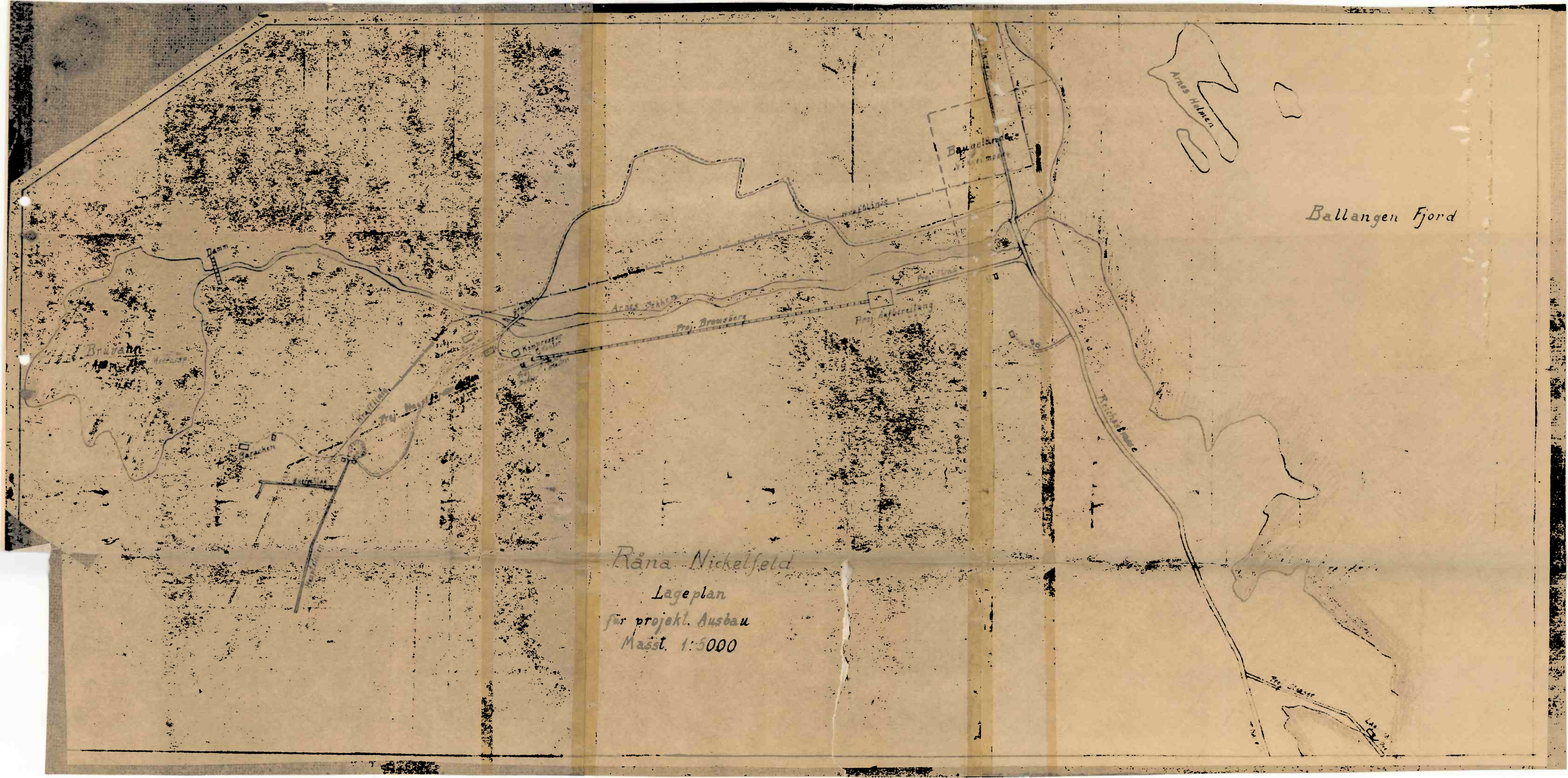
Profil durch Förder und Brecherstollen,
Bremsberg

1:2000

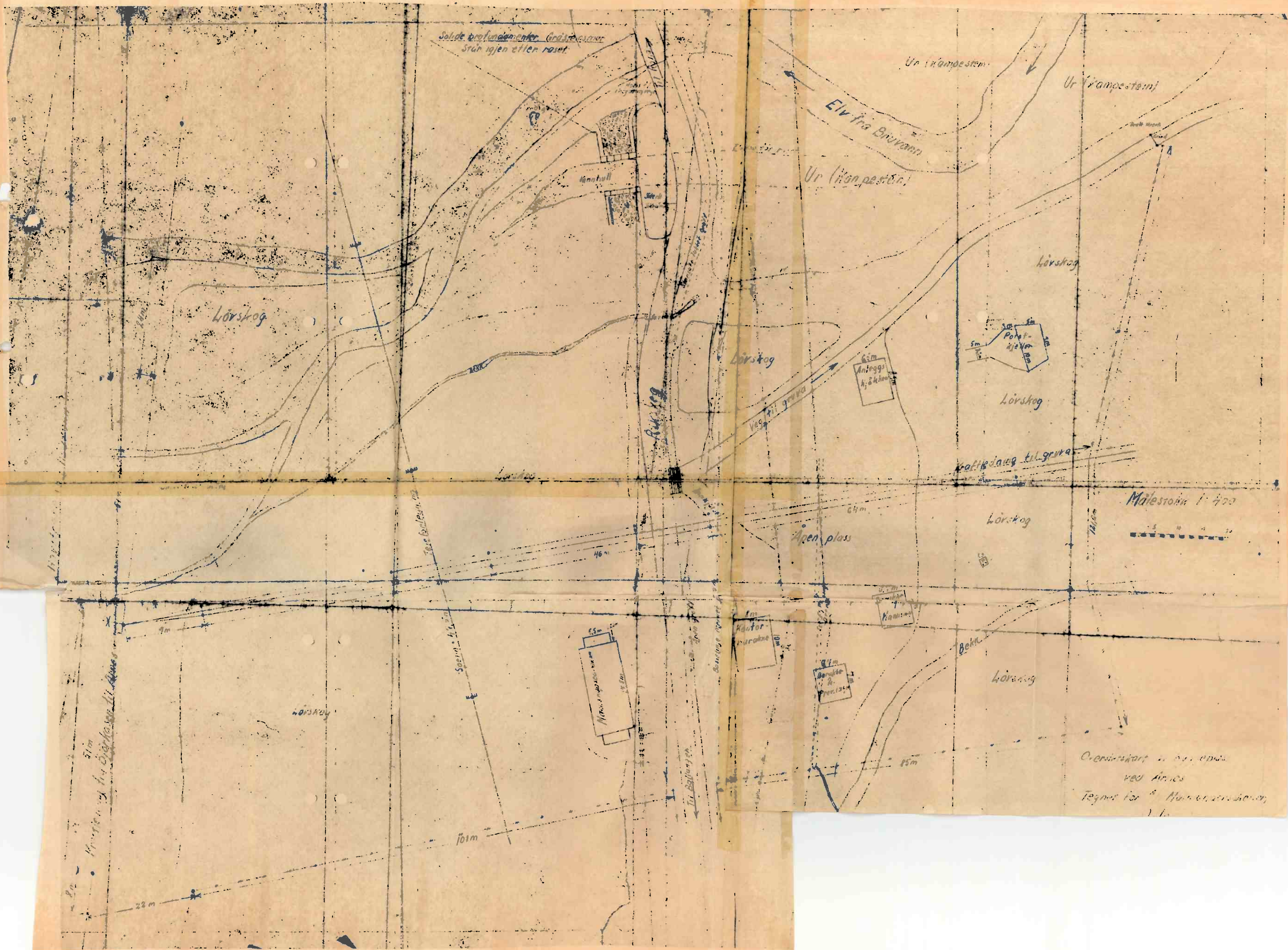
Råna.

Profil durch die Bohrungen 19 und 21.

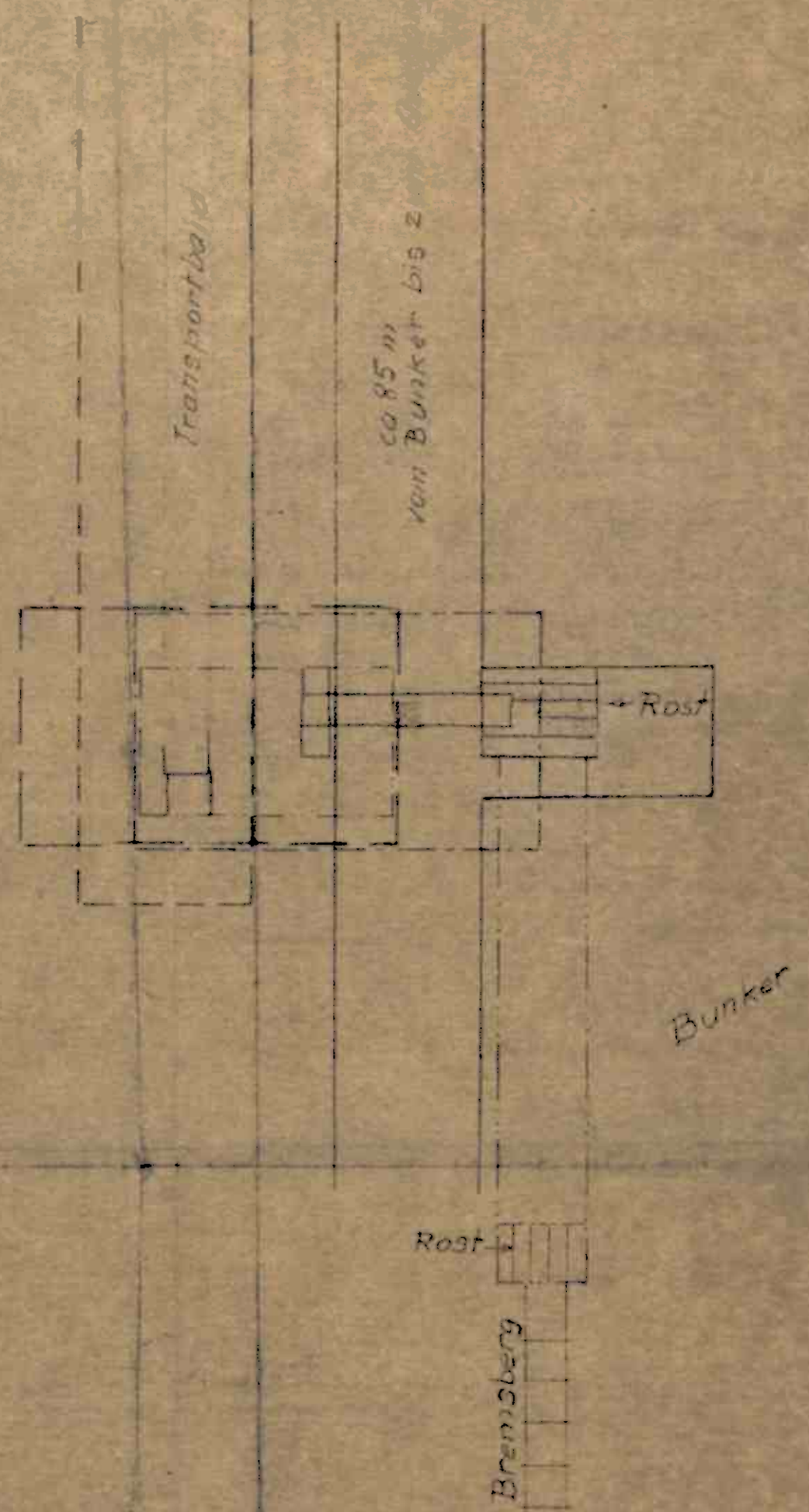
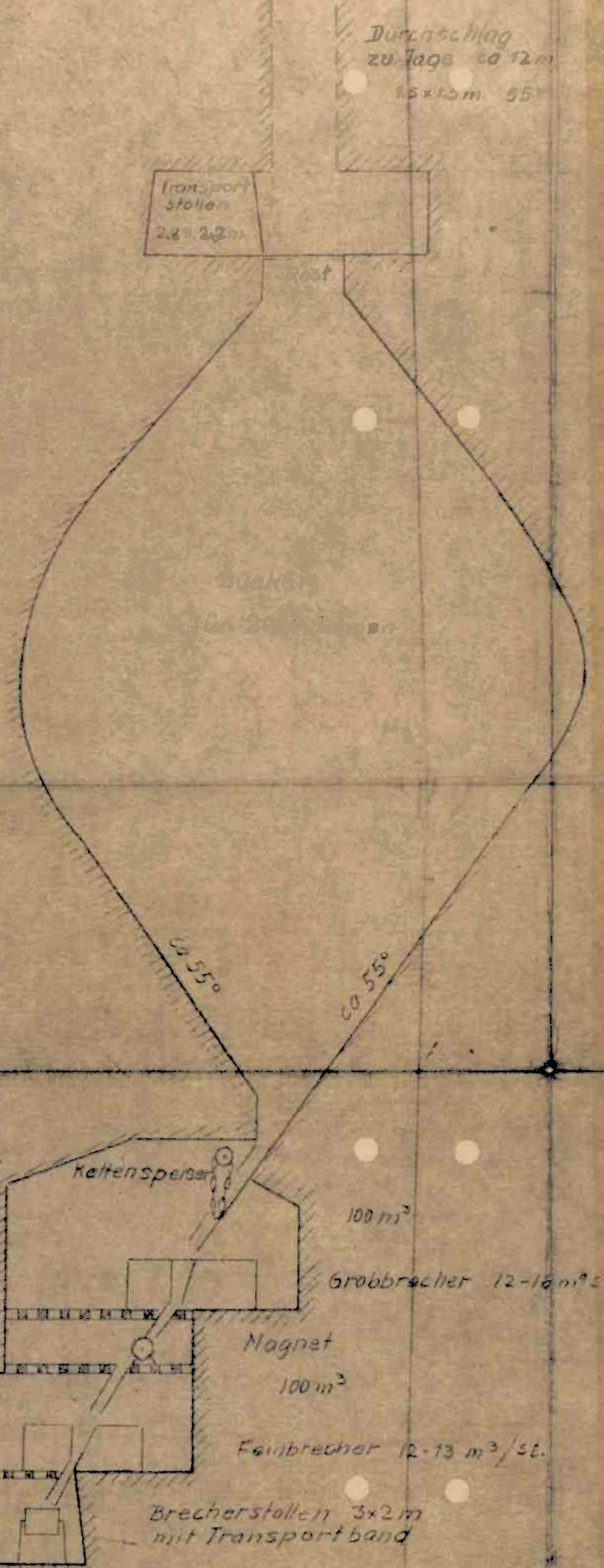




Rana Nickel-feld
Lageplan
für projekt. Ausbau
Maass. 1:5000



Handwritten notes at the top left corner of the page.



- Brecherstellen mit Transportband
- Feinbrecherraum
- Grobbrecherraum
- Sturzschnitz von Tage zum Bunker
- Transportstellen über dem Bunker

RÄNA NICKELFELD

Bunker und Brecheranlage

1:100