



Bergvesenet

Postboks 3021, 7002 Trondheim

Rapportarkivet

Bergvesenet rapport nr BV 3616	Intern Journal nr	Internt arkiv nr	Rapport lokalisering Trondheim	Gradering
Kommer fra ..arkiv	Ekstern rapport nr BA 1113	Oversendt fra	Fortrolig pga	Fortrolig fra dato:
Tittel Lagerstettliche und allgemeine Beschreibung der Knabengrube				
Forfatter		Dato 19	Bedrift	
Kommune Kvinesdal	Fylke Vest-Agder	Bergdistrikt Vestlandske	1: 50 000 kartblad	1: 250 000 kartblad
Fagområde Geologi	Dokument type	Forekomster		
Råstofftype Malm/metall	Emneord Mo			
Sammendrag				

Lagerstättliche und allgemeine Beschreibung der Knabengrube.1. Lage.

Die Knabengrube liegt im Fjotland-Distrikt etwa 65 km nördlich vom Fjederfjord in einem Seitental des Kvina-Flusses. Das Kvina-Tal hat einen nord-südlichen Verlauf. Bei der Siedlung Risnes mündet der Knabenbach in die Kvina. Das Knabental hat einen ost-westlichen Verlauf. Die Knabengrube liegt etwa 10 km östlich der Siedlung Risnes am Oberlauf des Knabenbaches. Die Vererzungszone, von welcher ein Teil durch die Knabengrube bearbeitet wird, hat eine Breite von maximal 1 km und eine streichende Erstreckung von etwa 10 km. Das Streichen des durch die Knabengrube bearbeiteten Vorkommens ist etwa NNO - SSW. Die Lagerstätte fällt mit 30 - 35° nach SO ein. Die Mächtigkeit des Vorkommens beträgt im nördlichen Teil der Lagerstätte bis zu 35 m. Im südlichen Teil hat die Lagerstätte nur eine Mächtigkeit von etwa 3 m, soweit sie auf der 1. Sohle aufgeschlossen ist. Der geologische Aufbau des Knabengebirges ist einfach. Die Gebirgsmassen werden gebildet durch einen Granit mit grossen roten Feldspaten, der bei der Knabengrube das Hangende und Liegende der Lagerstätte bildet. Untergeordnet sind Restschollen eines Gneisgranites und von Amphibolit- und anderen Hornblendeschiefern zu beobachten. Der erzführende Granit typ hat ganz charakteristische Eigenschaften, und zwar sind es die folgenden:

- a) Der Granit hat eine grau-grüne Färbung, verursacht durch eine Bleichung der Feldspate.
- b) Der Granit ist ausgesprochen arm an dunklen Mineralien.
- c) Der Granit ist bedeutend reicher an Quarz als der normale Granit des Hangenden und Liegenden.
- d) Eine Bänderung und Streckstruktur ist ganz offensichtlich. Die Streckstruktur stimmt mit dem Streichen und Fallen der Lagerstätte überein. Die Feldspate scheinen durch sekundäre Einwirkungen nicht nur gebleicht sondern auch abgebaut zu sein.
- e) Der Granit führt ständig Imprägnationen von Sulfiden, und zwar Molybdänglanz, Kupferkies, Magnetkies und Schwefelkies.

Die Schieferung der Granitgneise und Amphibolite ist stark ausgeprägt, jedoch kaum zu beobachten in den jüngeren roten Graniten.

Die Streckstruktur weist auch bei diesen Gesteinen SSW-NNO-Streichen und OSO-Fällen auf. Das Fallen ist vorwiegend $20 - 30^{\circ}$, jedoch kommen lokale Abweichungen herab bis 15° und herauf bis 45° vor. Die stellenweise gut zu beobachtende Bankung des roten Granites ist mit der generellen Schieferung der Gneise identisch. Ein roter aplitischer Lagergang konnte am Hängenden der Lagerstätte im Südteil der Knabengrube beobachtet werden. Diabasgänge als jüngste Intrusionen sind im Distrikt zu beobachten. Ihr Streichen ist meist Ost-West. Obwohl sie gewöhnlich nicht mehr als 1 - 2 m mächtig sind, sind sie auf beträchtliche Erstreckung zu verfolgen.

Innerhalb der Knabenlagerstätte sind aplitische Lagergänge von Zentimeter- bis zu beträchtlicher Mächtigkeit häufig. Die Aplite innerhalb der Vererzungszone der Knabengrube haben Streichen und Fallen der Lagerstätte und sind konform mit der Paralleltexur des Granites injiziert. Die an den Grenzflächen und innerhalb der Lagerstätte injizierten Aplitkörper führen fast immer Molybdänglanz meist in feiner Form imprägniert. Grossblättriger Molybdänglanz im Aplit konnte jedoch auch, so besonders in den Apliten des Tagebaues in Höhe der 3. Sohle im Norden der Grube, beobachtet werden. Endogene Granitpegmatitgänge von wenigen bis 30 cm Mächtigkeit findet man in die Schieferungsflächen des erzführenden Granites injiziert. Diese Pegmatitgänge sind gewöhnlich frei von Molybdänglanz. Der Feldspat dieser Gänge hat grau-grüne Färbung wie auch die Feldspate des Erzgranites. Offensichtlich jüngere Pegmatite mit grossen rosa Feldspaten bis zu einem Meter Mächtigkeit sind ab und zu zu beobachten. Es sei hier als typisch ein Gang im südliche Feldesteil erwähnt. An den Salbändern ist dieser Gang stellenweise vollkommen verquarzt und teils reich vererzt. Es ist ein dunkler Rauchquarz, der an vielen Stellen Hornblende führt. Die Erzführung ist auf die Rauchquarzpartien beschränkt. Das Streichen dieses Ganges ist N-S. Der Gang fällt mit etwa 25° ein und ist auf sämtlichen Sohlen des Südflügels zu beobachten.

Die Erzführung im Felde der Knabengrube ist alles andere als einheitlich. Abgesehen von der Erzführung, gebunden an den oben erwähnten Pegmatitgang, die eine Ausnahme bildet, kann man folgende Verallgemeinerungen aufstellen:

1. Molybdänglanz ist imprägniert in den Aplitgängen, die oben bereits näher beschrieben wurden.
2. Molybdänglanz tritt als Imprägnationserz in dem gebleichten und schiefrigen Granit auf.
3. Molybdänanreicherungen entlang dünner Quarzinjektionen parallel zur Schieferigkeit des gebleichten Granits sind häufig zu beobachten. Die Mächtigkeit dieser molybdänglanzreichen Injektionszonen wechselt von einigen Millimetern bis zu einigen Dezimetern mit teils erheblicher Erstreckung von bis zu 1 km.
4. Molybdänglanz tritt auf, gebunden an Injektionen wie unter 3., jedoch in nicht anhaltenden Linsen. Der Quarz ist ebenfalls fast immer dunkel.

Während im nördlichen Grubenfeld die Begrenzung der Erzführung nach dem Hangenden und Liegenden fast immer recht scharf durch die Bleichung des Granits gegeben ist, kann diese Regel im südlichen Feldesteil nach den neuen Aufschlüssen auf der 1. Sohle nicht aufrecht erhalten werden. Es sind hier drei schwache Quarzgänge innerhalb einer 3 m mächtigen gebleichten Zone zu beobachten; doch ergab sich bei weiterem Abbau, dass auch Quarzgangschnüre stockwerkartig in den nur wenig veränderten roten Granit übergreifen. Es kann angenommen werden, dass, während im Nordteil der Grube die pneumatolytische Einwirkung eine weitgehende war, im südlichen Teil auf der 1. Sohle die hydrothermale Phase stärker ausgebildet ist. Eine vollkommene Abwesenheit der Aplit-Injektionen spricht ebenfalls hierfür. Ohne eingehende petrografische Studien kann ein abschliessendes Bild der Lagerstätte natürlich nicht gegeben werden und ist eine genetische Erklärung nicht möglich. Jedoch komme ich nach der Kenntnis der Lagerstätte und Beurteilung der Handstücke zu folgendem Schluss:

Der molybdänführende Granit scheint ein gewöhnlicher Biotitgranit zu sein, in dem durch hydrothermal-pneumatolytische Einwirkung eine Reihe Neu- und Umbildungen stattgefunden haben. So scheint besonders der Feldspat abgebaut und umgewandelt zu sein. Weiterhin ist der Biotit anscheinend stark chloritisiert. Sekundäre Quarzablagerungen haben in dem ursprünglichen Granit entlang den Schwächelinien des frischen Granits stattgefunden.

Berner sei bemerkt, dass im Gegensatz zu dem roten Granit der erzführende Granit keinen Magnetit enthält. Die Vermutung liegt nahe, dass der Schwefel-, Kupfer- und Magnetkies ihren Eisengehalt dem Magnetit zumindest teilweise verdanken und sekundärer Natur sind. Flus-Spat konnte an einigen Stellen als Begleitmineral beobachtet werden.

Den grauen erzführenden Granit fasse ich als beginnende Greisenbildung des roten Granits auf. Der erzführende gneisartige Granit ist gleichen Alters wie der rote Granit. Die gneisartige Struktur führe ich darauf zurück, dass eine stärkere Paralleltexur bereits ursprünglich vorhanden war oder auch durch eine grössere Menge von im Granit schwebenden Gneis-Schollen begünstigt wurde. Entlang dieser Schwächezone trat einmal eine stärkere Eindringung des Aplites als Erzbringer auf und wurde andererseits die Greisenbildung und pneumatolytische Einwirkung begünstigt.

Die Ausbildung im südlichen Grubenfeld sehe ich als eine mehr hydro-thermale Phase der Lagerstätte an.

Aufschluss.

Die bisher auf 1600 m Länge erschlossene Lagerstätte wurde in streichender Erstreckung durch Sohlen mit einem Vertikalabstand von etwa 12,5 m aufgeschlossen. In den letzten Jahren ging man dazu über, den Sohlenabstand auf 25 m zu erhöhen. Die 9.Sohle wurde somit nicht aufgefahren. Im südlichen Grubenfeld wurden nur die 1., 3., 5. und 8. Sohle getrieben. Die 10.Sohle hat das südliche Grubenfeld noch nicht erreicht. Die Aufschluss-Strecker werden mit 4,40 x 2,50 m Querschnitt am Hangenden der Lagerstätte gehalten. Die Gründe hierfür werden bei der Abbaubeschreibung ersichtlich werden. Nach der Teufe zu ist die Lagerstätte durch eine Reihe tonnläger Schächte erschlossen.

Schacht 1 liegt innerhalb der Lagerstätte etwa 300 m südlich des nördlichsten Aufschlusses. Sein Querschnitt ist 5 x 2 m. Der Schacht geht bis zur 8.Sohle (578,4 m) und ist mit einem eintrümmigen Haspel ausgestattet. Der Schacht dient lediglich der Fahrung und Materialförderung.

Der Hauptschacht ist 335 m südlich des nördlichsten Aufschlusses gelegen. Der Querschnitt ist 5 x 2,50 m. Der Hauptschacht ist bis zum Niveau der 12.Sohle geteuft. Das Einfallen des Schachtes ist 37°. Der Schacht ist zweitrümmig und mit einem Haspel mit Trommeln von 3000 mm Durchmesser ausgerüstet. Die Breite der Trommeln beträgt 1200 mm. Als Antriebsmotor wird ein 75 KW Schleifringmotor mit 720 Touren verwendet. Die Fördergeschwindigkeit beträgt 1,20 m/sec. Die Kopfskipps haben ein Fassungsvermögen von je 4 t.- Der Hauptschacht dient lediglich der Förderung von der Füllstelle der 12.Sohle. Der Schachtbunker steht in Verbindung mit Fülltaschen von der 7. und 8.Sohle. Die Fördermaschine dieses Schachtes steht über Tage. Das Fördergerüst ist eine Betonkonstruktion, in die ein Betonbunker von 1600 t Fassungsvermögen eingebaut ist. Das Fassungsvermögen des Füllortbunkers (10. - 12. Sohle) ist etwa 200 t eff. Die Fülltaschen von der 7. - 10. Sohle haben weitere etwa 550 t Fassungsvermögen.

Schacht 2 hat gleichen Querschnitt und ähnliche Ausstattung wie Schacht 1. Er liegt 364 m südlich des nördlichsten Ausbisses und ist ebenfalls, wie Schacht 1, in der Lagerstätte aufgefahren. Der Schacht ist bis etwa 10 m unter der 10. Sohle (546,0 m) abgeteuft und dient nur der Materialförderung. Schacht ist wie Schacht 1 ein Blindschacht.

Schacht 3 liegt 500 m südlich des nördlichsten Ausbisses. Der Querschnitt ist 5 x 2,75 m. Schacht 3 ist nahe dem Hangenden innerhalb der Lagerstätte verteuft. Die Fördermaschine steht auf der 1.Sohle (671 m). Der Schacht ist bis zur 10.Sohle abgeteuft und zweitrümmig ausgerüstet. Er ist lediglich für die Personenförderung bestimmt. Da die Schachtsohle oberhalb der 7. Sohle durch einen Abbau in Mitleidenschaft gezogen ist und hier durch Betonarbeiten abgefangen werden muss sowie der Förderhaspel einiger Ergänzungen bedarf, ist der Schacht zur Zeit nicht in Betrieb.

Schacht 4 liegt 825 m südlich des nördlichsten Aufschlusses. Der Schachtquerschnitt ist 5 x 2,75 m. Schacht 4 ist verteuft bis unterhalb der 8.Sohle und als zweitrümmiger Förderschacht mit 2 t Kopfskips ausgerüstet. Das Füllort liegt unterhalb der 5.Sohle mit Sturzvorrichtung auf der 5.Sohle. Das Bunkerfassungsvermögen bis zur 5.Sohle beträgt etwa 100 t; die Bunkertasche bis zur 3.Sohle hält weitere 150 - 200 t. Die Fördermaschine steht auf

der 1. Sohle; die Seilscheiben befinden sich oberhalb der 1. Sohle (696,5 m). Der Sturzbunker oberhalb der 1. Sohle hat ein Fassungsvermögen von 250 - 300 t (1. Sohle Schacht 4 674,7 m). - Für Schacht 4 wird zur Zeit auch eine Füllorteinrichtung unterhalb der 8. Sohle geschaffen, so dass dieser Schacht in Kürze auch von der 7. und 8. Sohle (580,1 m) die Förderung übernehmen kann. Schacht 5 liegt 1630 m südlich des nördlichsten Aufschlusses. Der Schacht steht am Liegenden der Lagerstätte und ist bisher bis zur 5. Sohle (630,4 m) abgeteuft. Der Sturzbunker oberhalb der 1. Sohle wird zur Zeit ausgeschossen. Weitere Abteufung ist vorgesehen; Querschnitt 5 x 2,75 m. Der zweitürmige Schacht 5 soll lediglich der Erzförderung dienen. Die Fördermaschine ist 33 m oberhalb der 1. Sohle aufgestellt.

Sohlenaufschluss und Abbaumethode.

Die 1. (669 m), 2. (656,5 m) und 3. (446,3 m) Sohle gehen am nördlichen Ausbiss der Lagerstätte zu Tage aus. Im Tagebaubetrieb wird noch Erz des nördlichen Ausbisses gewonnen und über die 3. Sohle nach untertage gefördert, hier in einen Abbau gestürzt und schließlich dem Hauptschacht zugeführt.

In früherer Zeit wurde das Erz in unsystematischer Weise abgebaut. Man baute von den Sohlenstrecken aus gewöhnlich 2 Scheiben von insgesamt 8 m Mächtigkeit ab und liess unregelmässig Pfeiler bis 8 m Stärke stehen. Wo besonders reiche Partien angetroffen wurden, wurde auch die Schweben zwischen den Sohlen durchgebaut. Die Schächte und Strecken wurden im besten Erz aufgefahren, damit sich die Aufschlussarbeiten möglichst weitgehend selbst trugen. Dass durch diesen Maulwurfsbergbau erhebliche Reicherzpartien als Schachtpfeiler, später kaum angreifbare Schweben für immer verloren gingen, nahm man in Kauf. Ausbau ist auf Grund der Standfestigkeit des Gebirges nicht notwendig.

Man ist nunmehr dazu übergegangen, durch systematischen Kammbergbau mit 8 m starken Pfeilern zwischen den 20 m breiten Kammern die Lagerstätte abzubauen. Die Sohlenstrecken von 4,40 m Breite werden am Hangenden der Lagerstätte aufgeführt. Die einzelnen Kammern werden durch Pfeileraufhauen, von denen die Kammern zur Wetterführung querschlägig in Abständen von etwa 10 m angefahren werden, vorgerichtet. Durch die Pfeileraufhauen werden die Abbaue

mit Pressluft und Wasser versorgt. Ausserdem dienen sie der Bewetterung der Abbaue und als Fahrorte zum Zubringen des Gezähes. Die weitere Vorrichtung hängt davon ab, ob das Haufwerk durch Schrapper oder von Hand geladen wird.

Wenn Schrapperladung vorgesehen ist, ist es notwendig, an der Hangenseite der Ausrichtungsstrecke eine Nische für den Schrapper auszumauern. Die Sohle dieser Nische wird in Höhe der zu errichtenden Schrapperbank angelegt. Die Strecke muss an dieser Stelle genügend hoch gedrückt werden, damit die Seile frei geführt werden können. Der Abbau wird dann so angelegt, dass die Sohle desselben in Höhe der Schrapperbank liegt. Die Anlage des Schrapperabbaues ergibt sich aus beigefügter Abbildung. Es wird zunächst in 2,5 m Breite in der Mitte des Abbaues 10 - 12 m vorgegraben. Sodann wird die Hangenseite in Höhe von 2,5 - 3 m gedrückt und auf die gesamte Abbaubreite erweitert. Um die Schrapperbank vor Zerstörungen möglichst zu bewahren, wird sobald wie möglich der mit A bezeichnete Teil des Abbaues in seiner endgültigen Form ausgeschossen. Der Restblock C wird erst nach völliger Ausraubung der Kammer abgebaut. Nach völligem Durchtrieb der Hangenseite wird dann der Restblock abgestosst. 4 m lange Löcher werden meist senkrecht abgebohrt und nach Kesselung abgeschossen. Die Sohle der Kammer lässt man zur Erleichterung des Schrapperens mit etwa 5° ansteigen. - Für die Handförderabbaue ist eine besondere Vorrichtung nicht notwendig. Die Hangenseite wird von der Strecke aus in voller Kammerbreite aufgehauen. Von der Auffahrungsstrecke werden, sobald der Abbau genügend fortgeschritten ist, vier Gleise verlegt.

Die Abbauhauerleistung für den Abbau der Hangenseite beträgt etwa 12 cbm je Hauerschicht, der Sprengstoffverbrauch 0,6 kg/cbm. Die Abstosshauerleistung beläuft sich auf 20 cbm je Hauerschicht, der Sprengstoffverbrauch auf 0,21 kg/cbm.

In den Abbauen sind gewöhnlich 1 Hauer und 1 Helfer eingesetzt. In obiger Leistungszahl ist der Helfer nicht mit einbegriffen. Der Anfall an grobstückigem Material ist ganz erheblich, so dass besondere Blockschiessarbeiten in den Schrapper- und Handförderbetrieben noch notwendig sind. Es werden noch etwa durchschnittlich 0,044 kg Dynamit je cbm verbraucht. Ein Blockschiesser macht 150 - 200 t/Schicht ladefertig.

Zum Aufschliessen der Hangendscheibe werden Stossbohrmaschinen Atlas Cyklop 65 und Flottmann DU 65 verwandt. Das Abstossen des Liegendblockes geschieht mit Atlas Bohrhämmern Type RH 70. Zum Bohren der Knäpperlöcher werden leichte Atlashämmer OH 5 benutzt. Der im Abbaubetrieb verwandte Bohrstahl ist ein norwegischer Kohlenstoffstahl sechskant 1" in Abstufungen bis maximal 4,5 m Länge. Zum Blockschiessen werden Knäpperbohrer 7/8" gleicher Qualität benutzt.

Laden und Fördern.

Etwa 60 - 70 % der Ladearbeit geschieht mit Schrappern oder untergeordnet mit Lademaschinen. Die restlichen 30 - 40 % des Haufwerkes werden von Hand geladen.

Schrapperladung und Förderung:

Es werden vorwiegend Dreitrommelschrapper mit 25 PS Antriebsmotoren, Type Sala Morgårdshammer oder Ingersoll verwandt. Die Motoren haben eine Drehzahl von 1000/min. Die Sala-Schrapper haben eine Seilgeschwindigkeit von 0,7 m/sec für den Vollzug und 1,2 m/sec für den Rücklauf. Die Zugkraft beträgt 2000 kg. Die Schrapper arbeiten entweder direkt über Schrapperbänke in 3 t - Granby-Wagen oder in Rolllöcher, von denen dann entweder in 5 t - Granby-Wagen oder Handförderwagen abgezogen wird. Die Schrapperleistungen einschliesslich Förderung gestalten sich wie folgt:

1. Schrapper arbeitet über Ladebank in 3 t - Granby-Wagen. 45 t/Mann/Schicht (76 190 t Gesamttonnage in 854 Schrapperschichten). Lokomotivförderweg 610 m. Der Lokomotivführer ist nicht eingeschlossen.
2. Schrapper arbeitet in Rolloch. Abförderung in 5 t - Granby-Wagen. 47 t/Mann/Schicht (17 527 t Gesamttonnage in 248 Schrapperschichten). Lokomotivförderweg 115 m. Der Lokomotivführer ist eingeschlossen.
3. Schrapper arbeitet über Schrapperbank in Kopfkippförderwagen von etwa 2 t Fassungsvermögen. 24 t/Mann/Schicht (107 090 t Gesamttonnage in 1581 Schrapperschichten). Handförderweg 175 Förderleute sind eingeschlossen.

Die Einrichtung von Rollöchern lässt sich nach vollkommener Durchführung der oben beschriebenen Abbauphase leider nicht ohne besondere Auffahrung innerhalb der Lagerstätte durchführen. Man wird somit auf die Anwendung von Schrapperbänken angewiesen bleiben.

Die Schrapperhaspel machen wenig Schwierigkeiten. Viele Reparaturen sind jedoch an den Schrapperkästen notwendig. Der Seilver-schleiss ist erheblich und beträgt 0,193 kg/t geschrappten Haufwerks. Es sind Schrapperseile von 16 mm $\varnothing$ für Leer- und Volltrommel in Gebrauch. Die unregelmässige Sohle sowie die Grobstückigkeit des Haufwerks wirken sich sehr nachteilig auf die Schrapperleistungen aus. Der Verbrauch an Schrapperkästen sowie Seilumlenkrollen ist beträchtlich. Der Verbrauch an Kästen betrug auf 227 000 t geschrapptes Haufwerk 16 Stück im Werte von 45 600 nkr.

Die Abförderung der Granby-Wagen auf der 1.Sohle geschieht durch SSW Akkumulatoren-Lokomotiven. Die Lokomotiven sind mit zwei Motoren von je ca. 10 PS ausgestattet (120 Volt, 60 Amp.). Auf der 8.Sohle ist eine ASEA Lokomotive etwa gleicher Leistung wie die SSW Lokomotiven eingesetzt.-- Auf der 1. sowie 8.Sohle sind je eine Gleichrichter und Akkumulatoren-Ladestation erstellt. Die Granby-Wagen der 1.Sohle entleeren direkt in den Grobbrecherbunker. Auf der 8.Sohle geht das Material über einen Rost von 40 cm Rostweite in den Schachtbunker. Die Lokomotivstrecke der 8.Sohle ist doppelgleisig ausgelegt und mit 93/18 Schienen ausgestattet. In den Strecken und Abbauen mit Handladung und -Förderung werden leichtere Schienenprofile mit 10 oder 12 kg/m Gewicht verwandt. Für die Handförderabbaue werden Schnabelkippwagen von 0,6 cbm Inhalt benutzt.

In den Abbauen wurden Versuche mit Lademaschinen durchgeführt. Die Atlas-Lademaschine erwies sich für das grobstückige Haufwerk als zu leicht. Auch der Eimco-Lader ist für das grobstückige Haufwerk nicht gut geeignet. Der Salzgitter-Lader mit einem Dienstgewicht von 5,5 t war wohl in der Lage, an geeigneten Stellen gute Leistungen zu erzielen, konnte jedoch auf Grund seiner geringen Wurfweite die 3 t - Granby-Wagen nur zu etwa 60 % füllen. Ein systematischer Einsatz der Salzgitter-Lader

für den Abbaumetrieb macht grosse Schwierigkeiten, da die Kurven für die Lademaschinen und Granby-Wagen nicht unter 12 m Radius gehalten werden sollten. Da ausserdem zur guten Ausnutzung der Lademaschine und der Akkumulatoren-Lokomotiven Wechselgleise innerhalb des Abbaues eingerichtet werden müssen - eine Verschiebung der Wagen von Hand ist nicht möglich -, ist bei einer maximalen Abbautiefe von 35 - 40 m eine wirtschaftliche Ausnutzung der Salzgitter-Lader nicht zu erreichen.

Wasserhaltung.

Die Lagerstätte selbst führt wenig Wasser, so dass die zusetzende Wassermenge stark von den Niederschlägen abhängt. Die Klüftigkeit des Gebirges, besonders im nördlichen Grubenfeld, sowie Tagesdurchbrüche begünstigen den Zulauf der Niederschlagswasser. Ein grosser Teil der zusetzenden Wassermenge wird auf der 1. Sohle aufgefangen und über die 2. Sohle dem Trübeabflussstollen der Untertage-Aufbereitung zugeführt. Die tiefer dringenden Wasser werden zum grossen Teil in einem Sumpf der 8. Sohle aufgefangen und von hier über die 2. Sohle zu Tage gepumpt. Auf der 10. Sohle ist in der Nähe des Hauptschachtes eine weitere Pumpstation eingerichtet, von wo die zwischen der 8. und 10. Sohle anfallenden Wasser über die 2. Sohle zu Tage gepumpt werden. Der Schachtsumpf wird mit Voco-Pressluftpumpen trocken gehalten. Die Voco-Pumpe hat eine gemessene Leistung von 7 cbm/Stunde. Das Wasser des Schachtsumpfes wird zur Vorklärung in eine abgedämmte Strecke gepumpt, von der aus es dem Pumpensumpf der 10. Sohle zuluft.

Das Fassungsvermögen des Pumpensumpfes der 10. Sohle beträgt etwa 850 cbm. Ende Februar 1945 belief sich der tägliche Zulauf zum Sumpf auf etwa 550 cbm.- Die Höhendifferenz vom Sumpf bis zur 2. Sohle beträgt 115 m.

Auf der 10. Sohle stehen folgende Pumpen:

Hauptpumpe: Fabrikat Jörnköping, Type ZHK 3
3 Stufen Zentrifugalpumpe
Q = 1000 l/min., h = 205 m, n = 2950
Direkt gekuppelt mit Wirbelstrommotor 53 KW.

Messungen Ende Februar 1945 ergaben für die Pumpe lediglich eine Leistung von 0,715 cbm/min. Die Minderleistung gegen die Nennleistung ist zurückzuführen auf stark verschlissene Lauf- und Leiträder.

Reservepumpe, Fabrikat unbekannt.
die lediglich zur Die Fördermenge beträgt bei einer Druckhöhe
2. Sohle fördert. von 35 m etwa 0,5 cbm/min.

Das Fassungsvermögen des Sumpfes der 8. Sohle beträgt etwa 580 cbm. Ende Februar betrug der tägliche Zulauf etwa 740 cbm.

Auf der 8. Sohle stehen 2 einstufige Jörnköping-Pumpen, die mit Wirbelstrommotoren 32,4 KW gekuppelt sind. Jede Pumpe leistete bei Messungen Ende Februar 1945 0,425 cbm/min. Höhendifferenz Sumpf - 2. Sohle = 83 m.

Sehr unbefriedigend in der Wasserhaltungsanlage ist die unzureichende Kapazität der Sumpfe der 8. und 10. Sohle. Weiterhin ist das Fehlen irgendwelcher Vorklärungssumpfe recht bedauerlich. Der Verschleiss der Pumpen ist deshalb beträchtlich.

Es ist daher beabsichtigt, von Schacht 2 aus den Hauptschacht zu unterfahren und hier eine vernünftige Klär- und Klarsumpfanlage mit 1500 cbm Fassungsvermögen anzulegen. Gleichzeitig soll durch diese Unterfahrung die zweckmässige Reinigung des Hauptschachtfüllortes erreicht werden.

Bewetterung

Da entlang dem Ausbiss der Lagerstätte eine grosse Anzahl Tagesdurchbrüche besteht, ausserdem die 1., 2. und 3. Sohle Stollenausgänge besitzen, ist der natürliche Wetterzug ganz beträchtlich. Irgendwelche systematische Wetterführung ist daher überflüssig.

Pressluftwirtschaft.

Zur Pressluftherzeugung stehen zwei Ingersoll Rand - Kompressoren zur Verfügung mit folgenden Daten:

Ingersoll Rand, Type XVH-2 Nieder- und Hochdruckstufe
Kolbendurchmesser 25" und 15"
Kolbenhub 12"
58 cbm/min 7 atü
Antrieb: Synchronmotor von 350 PS

Ingersoll Rand, Type XVH Nieder- und Hochdruckstufe
Kolbendurchmesser 21" und 13"
Kolbenhub 12"
39 cbm/min 7 atü
Antrieb: Asynchronmotor NEBB
Type MSD 2818 A von 265 PS.

Beide Kompressoren sind unter Tage aufgestellt und bekommen Ansaugluft durch einen im Tage geführten Kanal. Die angesaugte Luft wird nicht gefiltert, was bei der sauberen Gebirgsluft auch kaum notwendig ist.- Zur Aufstellung soll noch ein 60 cbm Demag Rotationskompressor kommen. Der Kompressor wurde angeliefert; der in Deutschland fertiggestellte dazugehörige 355 KW Motor mit 5300 Volt Spannung wurde vor der Absendung beschlagnahmt.

Die beiden vorhandenen Kompressoren arbeiten direkt auf einen Windkessel von 5 cbm. Das Nichtvorhandensein eines Nachkühlers, der eine stärkere Abscheidung von Wasser herbeiführen würde, ist ein grosser Mangel.

Das Pressluftnetz muss als ziemlich unzureichend bezeichnet werden. Die 1.Sohle ist bis zum Schacht 4 mit 5"-Rohren ausgestattet worden. Der Schacht 2, von dem die Verteilungsleitungen des nördlichen Grubenfeldes abgehen, ist genau wie Schacht 4 für das Südevier mit 4"-Rohren ausgestattet. Auf den Sohlen sind 3"-Rohre verlegt. Es ist beabsichtigt, die 1. Sohle bis zum Schacht 5 mit 8"-Rohren auszustatten, Schacht 2 mit 6"-Rohren und Schacht 4 und 5 mit 5"-Rohren. Die vorhandenen 4"-Rohre sollen dann auf den hauptsächlich beanspruchten Sohlen verlegt werden. In den Abbauen werden 1"-Rohre verwandt.

Die grössten Pressluftverbraucher sind die Salzgitter-Lademaschinen. Ein starker Luftbedarf liegt ausserdem an den Schacht- und Rollochladestellen vor, zumal die die Füllschnauzen bedienenden Pressluftzylinder schwer dicht zu halten sind.

Aufbereitung.

Die ursprüngliche Aufbereitung über Tage hatte eine Durchsatzleistung von etwa 900 - 1000 t/Tag Rohgut. Im Jahre 1940 wurde begonnen, die Aufbereitungsanlage auf 1800 - 2000 t tägliche Durchsatzleistung auszubauen. Im Frühjahr 1943 waren die

Aufbereitungsanlage und Grube so weit ausgebaut, dass mit einem Durchsatz von 1800 t/Tag gerechnet werden konnte. Durch feindliche Luftaktionen wurde die Anlage jedoch Anfang März 1943 teilweise zerstört, so dass ein dreimonatiger totaler Stillstand eintrat. Im November 1943 war der Wiederaufbau so weit fortgeschritten, dass mit 1800 t Tagesdurchsatz für 1944 gerechnet werden konnte. Mitte November 1943 wurde die Anlage durch Feindeinwirkung wiederum derart getroffen, dass für 2½ Monate die Aufbereitung still lag und schliesslich nur mit 5 Mühlen anstatt der vorgesehenen 8 Mühlen gefahren werden konnte. Nach dem Angriff im März 1943 wurde beschlossen, die Aufbereitung durch Verlegung nach unter Tage gegen Fliegerangriffe unempfindlich zu machen. Die ersten Planungen waren im Juni 1943 abgeschlossen. Im Juli 1943 wurde mit den bergmännischen Vorarbeiten begonnen. Bis Dezember 1944 waren die Bauarbeiten und Montagen so weit durchgeführt, dass mit 2 Mühlen auch unter Tage zu arbeiten begonnen werden konnte. Die noch über Tage befindlichen Mühlen und Brecher werden in der Weise nach unter Tage verlegt, dass ein möglichst geringer Produktionsausfall eintrat. Zur Zeit sind 5 Mühlen unter Tage montiert.

Anlage über Tage.

Der Bunker des Hauptschachtes hat ein Fassungsvermögen von etwa 1600 t. Das Fördergut der 1. Sohle, Schacht 4 und später Schacht wird mit Granby-Wagen ebenfalls in diesen Bunker entleert. Von dem Bunker rollt das Material durch einen Kettenauftrag regulier einen Morgårdshammer Backenbrecher von 42" x 36" Maulweite zu. (Antriebsmotor 150 PS, ca. 200 t/Std., $n = 175/\text{min}$). Der Austrag des Grobbrechers wird direkt einem Backenbrecher von 20" x 30" Maulweite (Fabrikat Hadfield, Antriebsmotor 100 PS, ca. 80 t/Std., $n = 225/\text{min}$) zugeführt. Der Nachbrecheraustrag wird mit einem 26" breiten Transportband dem über Tage stehenden Symonsbrecherbunker mit einem effektiven Fassungsvermögen von etwa 400 t zugefördert. Ursprünglich waren für jedes Mühlensystem von je 4 Mühlen zwei 3' Standard-Symonsbrecher, Fabrikat Morgårdshammer, aufgestellt. (Antriebsmotor 65 PS). Sämtliche Symonsbrecher haben folgende

Daten: Mahlweite 115 mm, Brecherausstrag 20 mm kleinste Stellung, $n = 580/\text{min}$. Der Stundendurchsatz soll etwa 40 t betragen. Zur Schonung des Brechers wurde die Spaltweite etwas vergrössert, so dass das Durchschnittsausstragsgut etwa 30 mm gross ist und Stückgrössen bis 50 mm vorkommen. Die Symonsbrecher werden stark überbeansprucht, da das Brechgut gewöhnlich mehr als 120 mm Kantenlänge besitzt. Die Beschädigung der Brecher geschieht durch Schubwagenspeiser.

Beide Mühlensysteme werden über je ein Transportband von 26" Breite von den Symonsbrechern über zwei Bunker von je etwa 600 t effektivem Fassungsvermögen beschickt. Unter jedem Bunker waren 4 Gründals Kugelmühlen angeordnet. Die Mühlen haben einen Trommeldurchmesser von 2040 mm, die Trommellänge beträgt 1720 mm. Die Umdrehungszahl der Mühlen ist 31/min. Die Mühlen arbeiten mit etwa 3,5 t Kugelfüllung (6" Durchmesser). Die Leistung der Mühlen beträgt etwa 10 t/Std. Das Gut wird auf etwa 0,5 mm aufgemahlen. Die Antriebsmotoren der Mühlen haben 110 PS Leistung. Die Flotationsanlage war mit 5 Fahrenwaldbatterien mit je 8 Zellen ausgestattet. Jede Zelle hat einen Inhalt von etwa 0,5 cb. Das Durchsatzvermögen je Batterie beläuft sich bei der Trübedichte von etwa 1 : 4 auf 20 - 25 t/Std. Als Schäumer wurde früher Pineöl, jetzt Flotol A verwandt. Der Verbrauch beläuft sich auf etwa 110 g/t. Als Sammler wird Solaröl, und zwar etwa 50 g/t, zugesetzt. Als drückende Reagenz für die verschiedenen Kiese wird NaCn in 10 %iger Lösung genommen. Das Cyannatrium sowie die übrigen Reagenzien werden der Trübe vor den Fahrenwaldzellen in einem Verteilerspitzkasten zugegeben. Der Cyannatriumzusatz beträgt 1,5 l/t durchgesetzten Haufwerks (10 %ige Lösung NaCn). Der Konzentrataustrag der Fahrenwaldzellen wird noch einmal in zwei 15' Mc Intosh-Zellen nachgereinigt, das noch im Konzentrat verbliebene Kupfer auf 0,5 % herabgedrückt. Der Cu-reiche Abgang der Mc Intosh-Zellen wird wiederum den Fahrenwaldzellen über den Spitztrichter zugepumpt. Das Mc Intosh-Fertigprodukt wird in einem Sammler kontinuierlich eingedickt und das Konzentrat durch ein Kratzband auf einen Tisch ausgeschlagen und vorgetrocknet. Das vorgetrocknete Gut, das etwa 20 - 22 % H_2O enthält, wird alsdann in einer elektrisch geheizten Trommel

getrocknet. Das Konzentrat enthält zur Zeit etwa 92 % MoS_2 und 0,5 % Cu. Der Versand geschieht in Holzfässern von 135 - 140 kg Nettogewicht.

Zur Zeit wird die Anlage unter Tage durch einen zweiten Nachbrecher versorgt. Der Austrag des Nachbrechers geht über ein kurzes Zubringerband auf ein 26" Band, das zum Symonsbrecherbunker fördert. Das Nachbrechergut wird durch ein reversibles Band der zwei Zapfplatten des Symonsbrecherbunkers zugefördert. Wegen der verhältnismässig geringen Höhe des Symonsbrecherbunkers hat dieser nur ein geringes Effektiv-Fassungsvermögen von insgesamt etwa 200 t. In der Grube sollen schliesslich 9 Mühlen zur Aufstellung kommen, die alle unter einem gemeinsamen Bunker angeordnet sind, der ein effektives Fassungsvermögen von etwa 2000 t hat. Im Flotationskeller sollen insgesamt 5 Fahrenwaldzellen montiert werden. Die Mc Intosh-Anlage soll durch einige GWK-Rührwerkszellen ersetzt werden.

Das Haufwerk hat einen MoS_2 -Gehalt von 0,16 - 0,17 %. Der Kupfer-Gehalt des Haufwerks beträgt 0,025 %. Die Abgangsanalysen haben selten mehr als 0,015 % MoS_2 . Das Konzentrat enthält bis 97 % MoS_2 , sofern die Nachreinigung in den Mc Intosh-Zellen einwandfrei ist und gutes Solaröl verwandt wird.