

Noranda madeninde tatbik edilen ufkî ara-kat madencilik usulü

Yazan: Falih Ergunalp
Yüksek maden mühendisi

Ö N S Ö Z

Bu yazı 1941 yazında, muharrir Noranda madeninde (Kanada'da) çalışmakta iken hazırlanmıştı. Yazıdan maksat bilhassa büyük masif cevher kitlelerinin işletilmesine elverişli modern bir madencilik usulünün karakteristik taraflarının tarifidir. Bu yazının M.T.A. dergisinde çıkmasıyla, memleketimizde metal madenciliği ile alâkadar olanların, modern metal madenciliği tekniğinin Türkiye'de tatbikinde rol oynayabilecek faydeli malûmat bulacakları ümit edilmektedir.

Bu makalenin hazırlanmasında istifade edilen malûmat ve resimlerin kullanılmasına müsaade etmek lûtfunda bulunmalarından Noranda Madeni Direktörlüğüne ve başmühendis Mr. Eilertsen'e derin teşekkürlerimi sunarım.

İÇİNDEKİLER

- I. Giriş
- II. Madencilik usulünün tarihçesi
- III. Jeoloji
- IV. Madencilik usulünü seçmede müesir olan âmiller
 - (a) Arazinin dayanıklılığı
 - (b) Emniyet şartları
- V. Madencilik usulünün esasları
 - (1) Madencilik (Mağara açma) şartları
 - (2) Ara-Kat açılışı
 - (3) Standard mağara plânı
 - (4) Mağara tabanı
 - (5) «Yarık» ın açılışı
 - (6) Çemberleme perforasyon
 - (a) Seksiyonlu (muhtelif parçalardan müteşekkil) çelik perforatörleri

- (b) Elmaslı perforatörler
- (7) Patlatma
- (8) İskara ve şütler
- VI. Boşlukları doldurma
- VII. İstihsal ve maliyet
- VIII. Netice

I. GİRİŞ

Noranda madeninde gerek sülfür cevher kitlesinde ve gerek riolit (rhyolite) kitlesinde kullanılan, esas kabul edilmiş mağara açma usulü, bu madendeki cevher kitlelerinin şeraitine göre değişebilen bir «ufkî ara - kat» mağara açma usulüdür. Böylece, halihazırda tatbik edilen usul, ufki ara-kat usulünün bir cinsidir ve buna da «çemberleme perforasyon usulü» ismi verilmiştir. Bu yazıdan maksat, bu mağara açma usulünü, Noranda madeninde halen tatbik edildiği gibi tarif etmek ve evvelce kullanılmış olan «Kademe Usulü» ile mukayese etmektir. Yeni usuldeki başlıca farklar kademelerin yerine ara - kat galerilerinin kullanılması ve elmaslı perforatör ve seksiyonlu çelik perforatörleri kullanarak uzun delikler delinmesidir.

II. MAĞARA AÇMA USULÜNÜN TARİHÇESİ

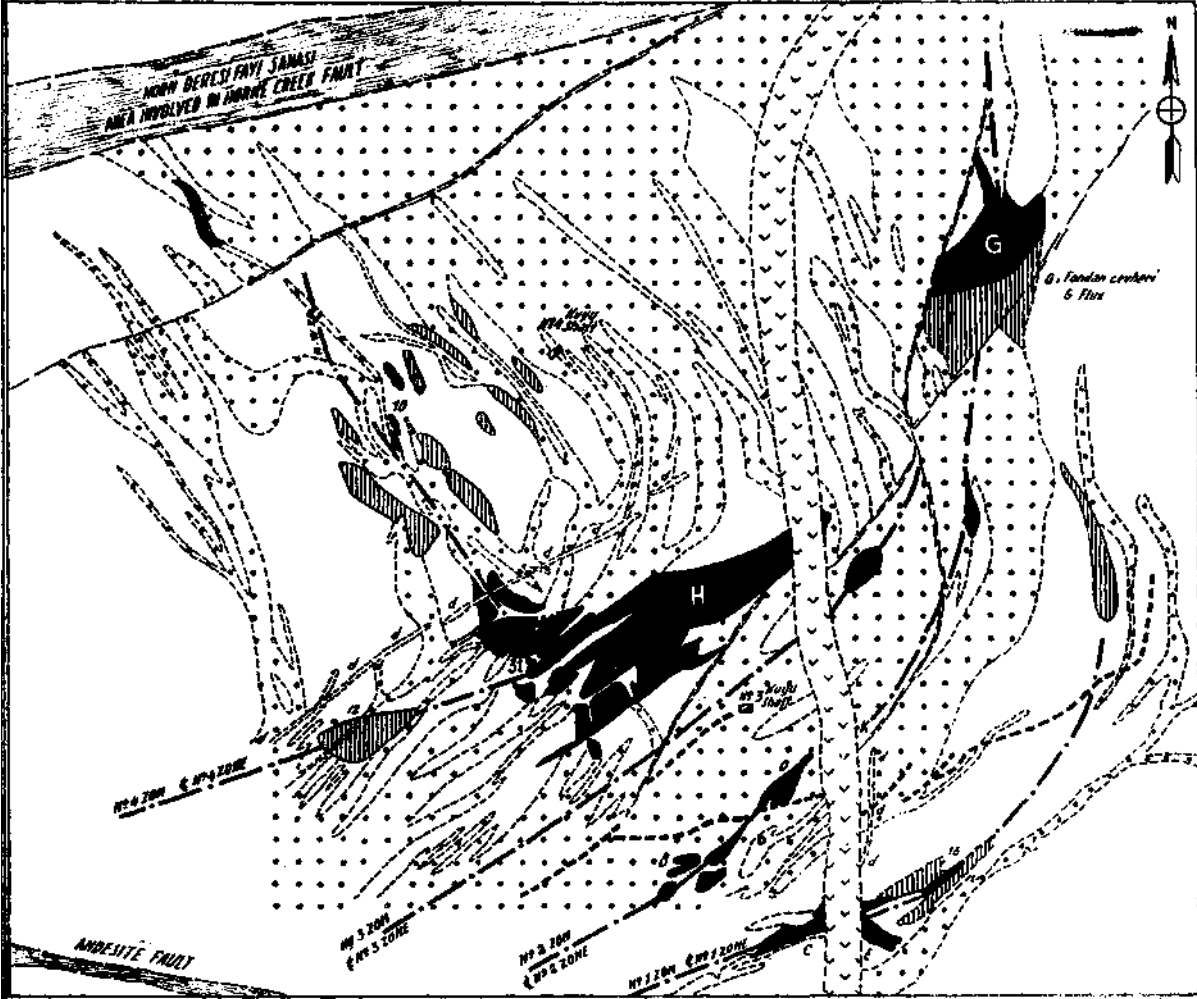
Noranda'da ilk aramalar 1922 ile 1925 seneleri arasında yapılmıştı.. Elde edilen neticeler, cevherin ne şartlar altında bulunduğu hakkında tam bir fikir vermemişti. Büyük sülfür cevher kitlelerinin alçak tenörlü olduğu bilinmiyordu ve kârlı işletmeye elverişli, yüksek tenörlü cevher ihtiva eden küçük kitleler de diabaz dayakları ve entrüzyonları ile karışmış bir vaziyet-

HORNE MADENİ
NORANDA - QUEBEC
200 AYAK KATI JEOLÖJİK PLANI

HORNE MINE
NORANDA - QUEBEC
200 FT. LEVEL GEOLOGICAL PLAN

SERİ: 1
 FIG. 1

Meters 0 250 500 Feet
 Noranda madeni teknik müdürlüğü bürosunun müdürlüğü tarafından çıkarılmıştır.
 Taken, by permission, from Noranda Mines Engineering Office.



İŞARETLER - LEGEND

Miyofit...	Myofite...	Mülecik Diabaz	Later Diabase	Kesif Sülfürler	Massif Sulphures
Meladiabaz	Meladiabase	Mülecik Diabaz yüksek Dağlar	Later Diabase Rikets	Fandan cevheri	Flux Ore
Siyenit Porfirü	Syenite Porphyry			Taylar ve kayımlı zamlar	Faults & Shear Zones

te idi. O zamanlar, yalnız fazla cevher ihtiva eden ve altın muhteviyatı yüksek olan kitlelere tesadüf etmek ümit ediliyordu. 1928 de açılmakta olan 3 numaralı kuyu yüksek tenörde bakır ve altın ihtiva ettiği tesbit edilen H. kitlesine girdi (şekil 1 ve 2 ye bakınız). 1000 ayak seviyesinde bir istasyon açıldı ve galeri açılması ve maden alınması bunu takip etti. 100 ayak genişliğinde ve 500 ayak uzunluğunda bir sahanın cevherle kaplı olduğu tesbit edildi.

H - kitlesinin bulunuşundan sonra madenin alınması büyük terakki ile ilerledi. Bu safhada, meyilli başyukarılar (inclined raises) ve kademeler (benches) kullanılan bir usul yukarı H - kitlesini işletmede tatbik edildi. (şekil 2) 1930-31 ve 32 iktisadî buhran senelerinde, bu meyilli başyukarılarla açılmış olan sahada yalnız yüksek tenörlü altın cevheri ihtiva eden kısımlar işletilmişti. Madenin daha alt kısımlarının işletilmesine de 1934 de altının fiyatı artmasıyla başlandı. Aşağı H - kitlesinin işletilmesine kademe usulüyle karışık bir ufki ara - kat usulü ile başlandı. Dokuzuncu işletme yılı olan 1936 senesinin sonunda Noranda madeninde 2 mil kuyu, 34 mil galeri, 40 mil başyukarı açılmış ve 80 mil elmaslı perforatör deliği tamamlanmış ve 11 milyon ton (amerikan tonu = 2000 libre) cevher çıkarılmıştır.

1940 ekim ayında 6 numaralı dahilî kuyunun açılmasına 25 inci kattan başlanılmıştı. Halihazırda bu dahilî kuyu yer yüzünden 5700 ayak derinliğe varmış bulunuyor. Bu kuyu madende derinlemesine yapılan aramalar için kullanılmaktadır. Bu aramalardan elde edilecek neticelere bağlı olarak yeni mağaralar açılacak ve 6 numaralı kuyu da istihsal için kullanılacaktır. Nakliyat yapılan en alt kat 3000 ayak derinliktedir. Hâlen mağaraların kısmı küllisi «çemberleme sondaj» (Ring drilling) usulüyle işletilmektedir. Birkaç mağarada «çekilme usulü» (Shrinkage method) en elverişli usul olarak tatbik edilmektedir.

III. JEOLJİ

Noranda madeni riolit akıntıları (flows) tüfler ve aglomerlardan müteşkil bir sahada bulunup, şimalde Horne deresi fayı ve diğer üç cihette de andezit ile çevrelidir (Şekil 1). Riyolitlere, fayın şimalinde, ve andezit mıntakasının güney-doğu, güney ve güney batısında da tesadüf edilmektedir. Horne rioliti ile andezit kontağında bir kayma mıntakası teşekkül etmiştir. Riolit üç muhtelif safhada, Kuarts - diorit, siyenit ve genç gabro tarafından delinmiştir (intruded). Cevher daha genç bir safhada yukarı çıkan sıcak mahlüllerden teressüp ederek birikmiş ve «breccia» haline gelmiş riolitin yerini tutan masif sülfür kitlelerini meydana getirmiştir. Pirit ve kalkopirit disemine bir şekilde, ince taneli riolitin içinde de birikmiştir. Sülfürlerin, riolitin yerine geçmesi daha ziyade kayma mıntakalarında vukubulmuştur.

Kullanılan mağara açma usulünü tetkik ederken jeolojisini nazarı itibare alacağımız başlıca kısım cevher kitlesidir. Madende dört muhtelif cinste cevher mevcuttur. Birincisi, yukarı H- ve aşağı H kitleleri gibi en geniş cevher kitlelerini teşkil eden, masif sülfür cevheridir (şekil 2). Bu cevher kitlelerinin ekserisinde kalkopirit, pirit ve pirotit başlıca metalik muhteviyatı teşkil etmektedir.

H. kitlesinin alt kısımlarında silis miktarı artar ve cevher izabede kendi kendini eritici (Self - fluxing) bir hale gelir. Bu mıntakalardan maada diğer kısımlarda gang'a nadiren tesadüf edilir.

İkinci tip cevher, silisleşmiş bir riolittir, ve bunun iki türlüüne tesadüf edilir: altın ihtiva eden fondan cevheri, bakır ihtiva eden fondan cevheri. Bu her iki cins cevherde de sülfürler riolitin ince çatlakları içinde disemine olmuştur. Bu, ikinci tip cevher kitleleri büyük eb'adda olmakla beraber H - cevher kitlelerinden çok küçüktür.

Üçüncü tip cevher, riolit ve metadia-

Sekil 2

HORNE MADENİ

NORANDA-QUEBEC

3 N°W KUYUDAN GEÇEN E-W

JEOLOJİK KESİMİ

HORNE MINE

NORANDA-QUEBEC

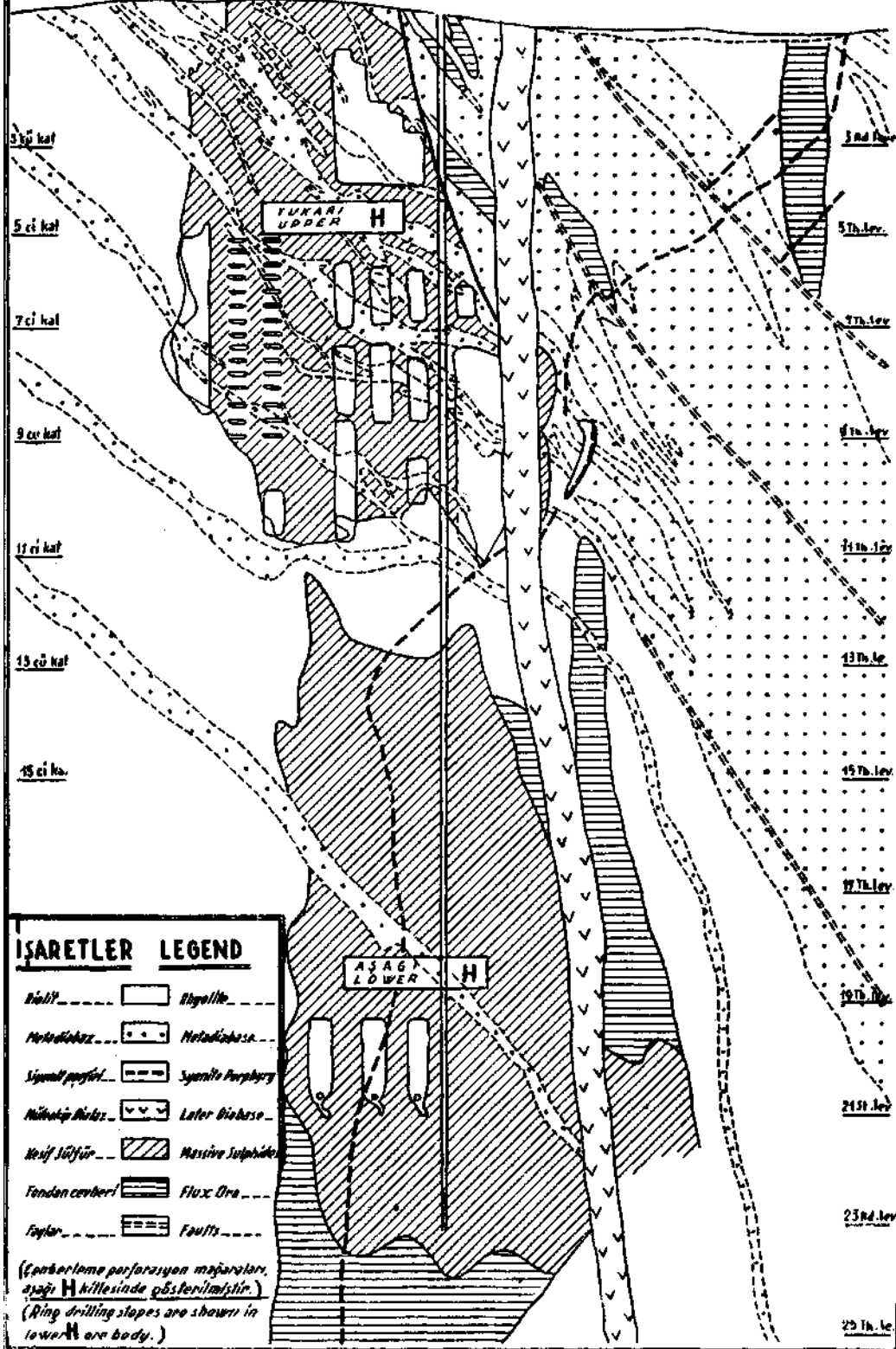
GEOLOGICAL E-W SECTION THROUGH

N° 3 SHAFT

Fig. 2

Noranda madeni teknik mübendıs bürosunun müsadese ile alınmıştır.

Taken, by permission, from Noranda Mines Engineering Office.



bazın alterasyon mahsulü olan kloritli bir kaya içinde disemine olmuş kalkopirit, pirit, pirotit, altın ve telür bileşiklerinden müteşekildir. Bu cins cevheri ihtiva eden iki kitle mevcuttur. Bu kitleler ince tabaka halinde şakulî istikamette yayılmışlardır. Dördüncü tip cevher, sfalerit, piritli riolit ihtiva eder ve ehemmiyeti haiz değildir.

IV. MADENCİLİK USULÜNÜ SEÇME-DE MÜESSİR OLAN ÂMİLLER

Madenin jeolojisi hakkında yukarıda verilen izahatta görüldüğü gibi, gerek sülfür cevheri ve gerek altın ihtiva eden «fondan» cevheri büyük kitleler halinde bulunmaktadır. Sülfür cevher kitleleri, cevherin tenorunun şayanı ehemmiyet bir derecede düşmesine sebep verecek kadar gang maddesi ihtiva etmediğinden ve «fondan» cevherinin altın ihtiva etmesi bile, izabede ise yarayacağından her bir cevher kitlesini tamamıyla işletip çıkarmak şayanı tercihtir. Şu halde seçilecek olan madencilik usulü, kabil olduğu kadar az işçilikle, büyük miktarda cevher istihsal edebilecek bir usul olmalıdır. Bu husus da ancak kabil olduğu kadar geniş mağaralar açmak suretiyle başarılabilir.

Üzerinde durulması lâzım gelen diğer âmiller, yerin dayanıklılığı, işletme masrafları ve patlatma deliklerinin derinliğidir.

(a) Yerin dayanıklılığı:

Sülfür cevherinin gerek izabeye tâbi tutulan ve gerek konsantre edilen cinsleri sert ve dayanıklı olup kesif kitleler teşkil eder. Bu kitleler iyi sıkışmış bir halde olup ayrıca mesnetlere ihtiyaç kalmaksızın, oldukça geniş açıklıklarda çöküntü emaresi göstermez. Binaenaleyh kuyular, istasyonlar, sütler (chute) ve başyukarılardan maada hiç bir yerde, ağaç mesnetler kullanılmaz. «Fondan» cevheri de, sert ve dayanıklıdır ve geniş açıklıklarda mesnetsiz dayanabilir. Sondaj bakımından sülfür cevherinden daha serttir ve sondaj deliği kuarts damarına tesadüf ettiği takdirde güçlüklerle karşı-

laşılır. «Fondan» cevherinde sülfür cevherinden daha sık kaymalara tesadüf edilir. Kaya «kabuklanıp soyulduğu» takdirde, hususî bir çimento olan «Gunite» kullanılır. Fazla tazyikli mıntakalarda ve bilhassa kuyu ve istasyonlarda, kaya somunu (rock bolt), betonarme ve «Gunite» fazla kabuklanmaya mâni olmak için kullanılan muhtelif vasıtalar vardır.

(b) Emniyet şartları:

Arazinin evsafı, çöküntü tehlikesine maruz kalmaksızın, açık mağaralarla madeni işletmeye müsaittir. Açık mağaralarla işletme usulü Noranda madenin ilk günlerindenberi muhtelif şekillerde tatbik edilmiştir. İlk kullanılan usul bir meyilli dehlizler ve kademeler sisteminden ibaretti. Bu dehlizler 45° meyilli olarak açılmıştı ve bütün işlerde sureti mahsusa staj görmüş amele kullanılmasını icap ettiriyordu. Bu usulde tehlikeye karşı kâfi derecede emniyet mevcut değildi. İkinci usul olarak «ufkî ara - kat» usulü tatbik edilince amele için daha emin çalışma şartları elde edilmiş oldu. Daha sonra, kademeler üzerinde çalışmanın tehlikesi nazarı itibara alınarak, bu usul «çemberleme sondaj» ın ilâvesiyle daha emin bir şekle sokulmuştur. Böylece, halihazırda bütün ameliye madenin en emin yerleri olan galerilerin içinde yapılmaktadır. Galerilerin emniyeti, «sırt» daki gevşek kaya parçalarını koparmak suretiyle bir kat daha arttırılır. Kademelerin tamamıyla emniyetli yerler olmayışının sebepleri şunlardır: geniş bir saha kaplayan mağara sırtında daima kaya parçaları gevşeyip düşebilir, cevher kitlesindeki çatlaklardan dolayı kademelerin kendisi çöküp gidebilir.

Yukarıdaki izahattan anlaşılacağı gibi, çemberleme sondaj usulü doğrudan doğruya tatbik edilmiş değil, fakat tehlikenin önüne geçmek için diğer usullerin terakki ettilmesinden doğmuştur. Halihazırda standard olarak kabul edilmiş usul de budur, çünkü azamî emniyet ve asgarî maliyet ile kabili tatbiktir.

Sekil 6

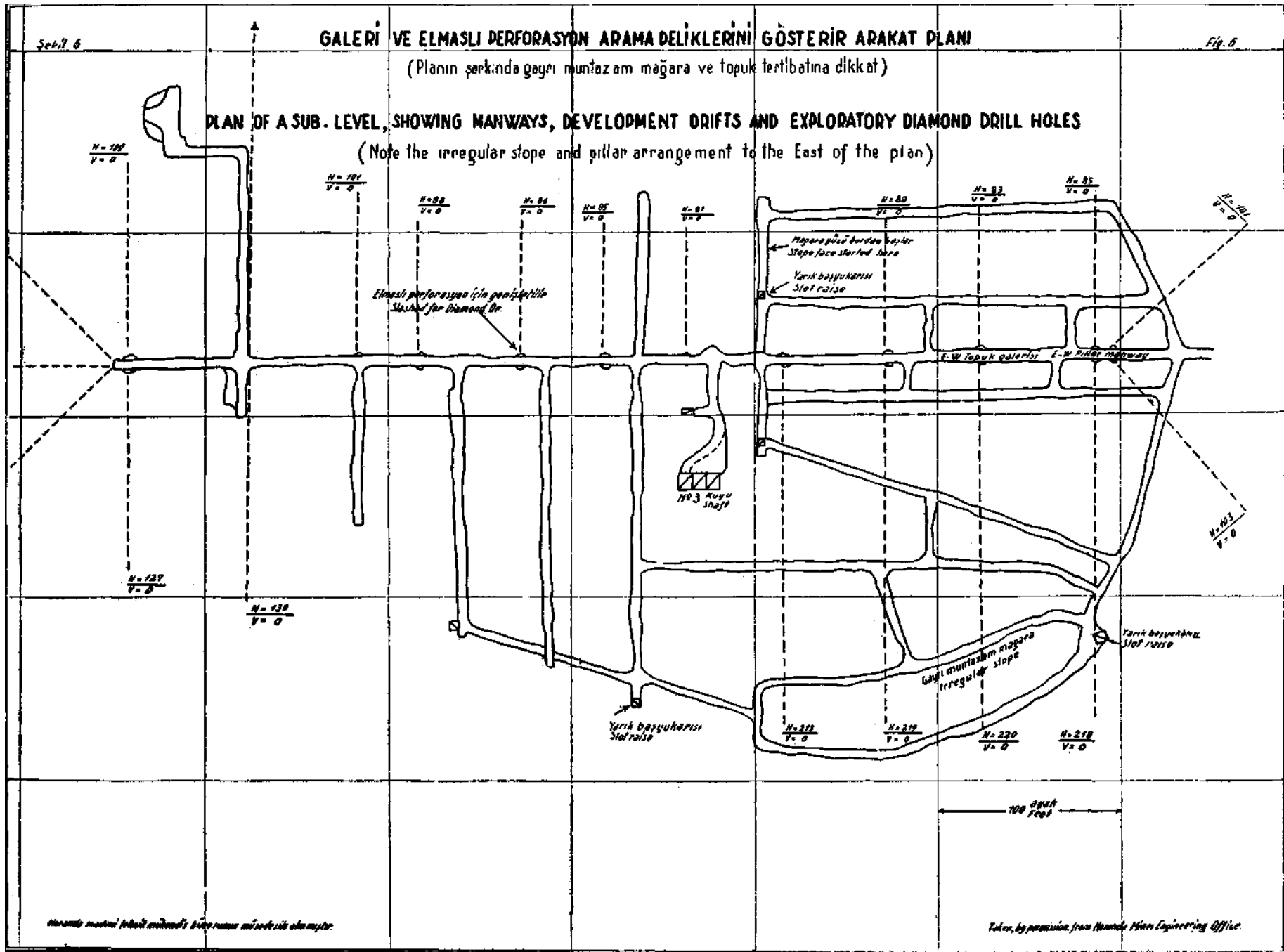
GALERİ VE ELMASLI PERFORASYON ARAMA DELİKLERİNİ GÖSTERİR ARKAT PLANI

Fig. 6

(Planın şarkında gayri muntazam mağara ve topuk tertibatına dikkat)

PLAN OF A SUB. LEVEL, SHOWING MANWAYS, DEVELOPMENT DRIFTS AND EXPLORATORY DIAMOND DRILL HOLES

(Note the irregular slope and pillar arrangement to the East of the plan)



V. MAĞARA AÇMA USULÜNÜN ESAŞLARI

(1) MAĞARA AÇMA ŞARTLARI:

Madenin jeolojisinde gösterildiği gibi, muhtelif evsafi haiz cevher kitlelerini işletmek için bir standard tip mağara kullanılmaz. Değişik şartlara uygun muhtelif tipte mağaralar şu şekilde tasnif edilebilir:

(1) Seksiyonlu çelikli (yani muhtelif parçaların eklenmesiyle meydana gelen mihveri havî) kaya delme makinelerinin kullanıldığı muntazam sülfür cevheri mağaraları.

(2) Elmaslı sondaj makinelerinin kullanıldığı fondan cevheri mağaraları.

(3) Her iki nevi sondaj makinelerinin kullanıldığı gayrimuntazam mağaralar.

Nakliyat katlarının ve ara katların plânlanması ve madeni açma ve asıl işletme safhalarındaki ameliye sırası her üç sınıf mağara için de aynıdır.

(2) ARA - KAT AÇILIŞI (Şekil - 6)

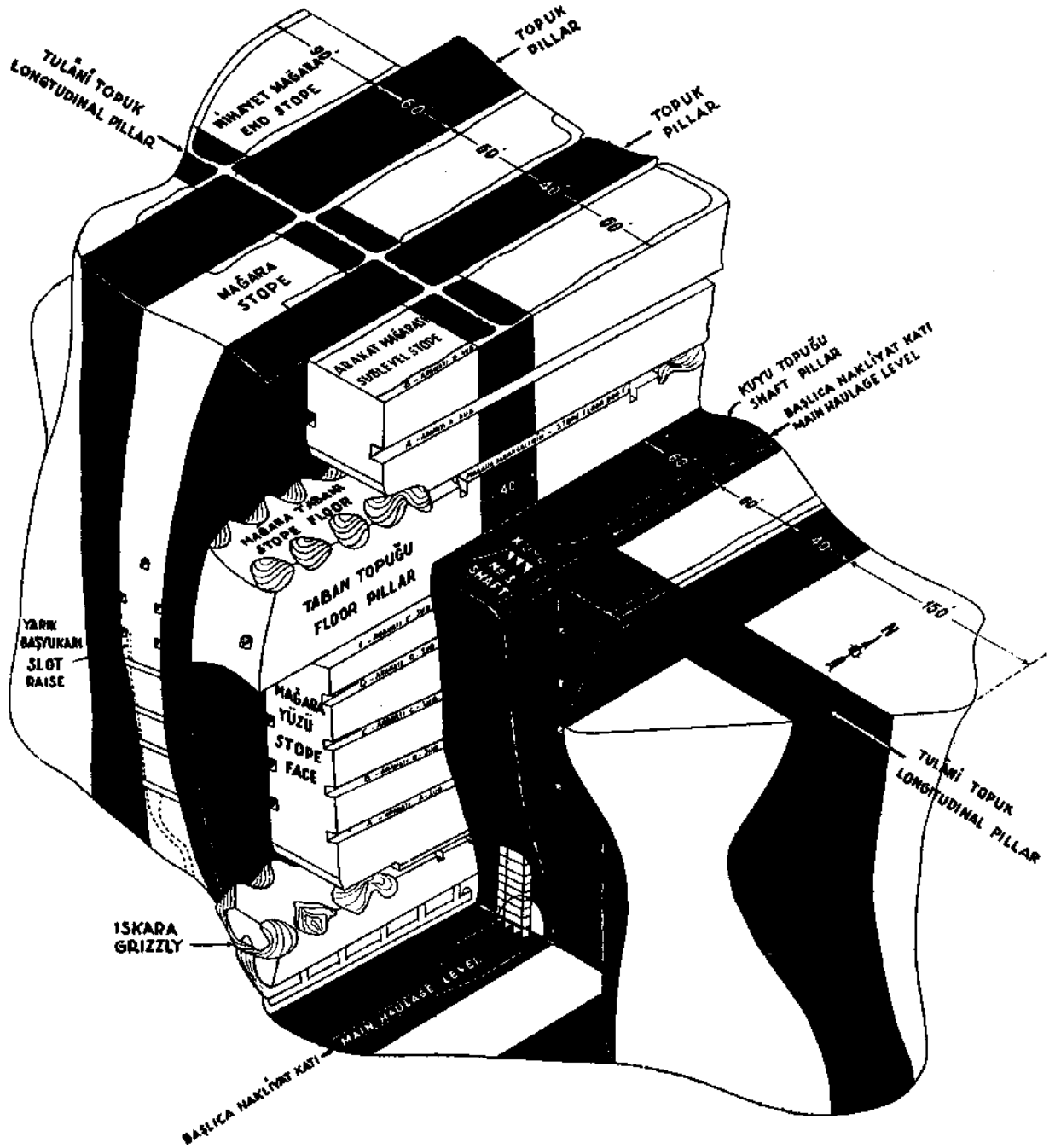
Mağara istihsale başlamadan evvel tamamlanması icap eden ihzari ameliyeden biri de ara katların açılışıdır. Ameliye sırası şöyledir:

3 numaralı kuyu civarında, müstakbel mağaranın alt kısmına isabet eden nakliyat katından üst kısmına isabet eden nakliyat katına kadar bir şakulî «başyukarı» (raise) açılır. Bu başyukarı her ara-kat seviyesinde ufkî galerilerle 3 numaralı kuyuya bağlanır. Bundan sonra «başyukarı» açılma devresinde çıkan taşların nakli için kullanılır. Bütün ara katların açılmasına üç numaralı kuyudan başlanır. Üç numaralı kuyu 4 numaralı kuyuya bağlanır. Cevher kitlesinin bir başından diğer başına doğu-batı istikametine bir galeri açılır. Bu galerinin ebadı 4X7 ayaktır ve ismi «topuk galerisi» dir. Cevher kitlesi bu ara kat seviye-

sinde elmaslı sondaj makineleri ile bir eksplorasyona tâbi tutulur. Bu İsta kullanılan sondaj makineleri çoğan çıkaran tipdendir. Her 50 ayak mesafede her iki duvardan almak suretiyle galeri 7 ayak genişliğinde açılır ve bu şekilde sondaj istasyonları için kâfi derecede geniş yer temin edilmiş olur. Bu eksplorasyon delikleri ufkî ve «topuk galerisine» amut istikamettedir. Her deliğin istikametinde cevher kitlesinin hududu bu suretle tesbit edilir. Aynı zamanda «topuk galerisi» ile cevher kitlesinin mücavir kaya ile kontakta arasındaki mesafede cevherin muhteviyatı hakkında kâfi derecede malûmat elde edilir. Ameliyatın bu safhasında, mağara ve topukların aranjmanını takarrür ettirecek kâfi derecede malûmat toplanmış olur. Şekil - 6 gayrimuntazam mağara açma şartları altında yapılan aranjmanı göstermektedir.

(3) STANDARD MAĞARA PLÂNI (Şekil - 3)

40 ayak genişliğinde tulâni bir topuk, hudutları tâyin edilmiş olan cevher kitlesinin takriben ortasında şarktan garbe uzanır. 4X7 ayaklık galeri bu topuğun merkez hattını takip eder. Mağaraların tulâni istikameti şimalden cenuba doğrudur. Ekseri muntazam mağaralar 60 ayak genişliğinde olup aralarında 40 ayak genişliğinde bir topuk bulunur. Uzunlukları, tulâni topukla kontakt arasındaki mesafeye tâbi olduğundan değişir. Mağaranın irtifai arazinin dayanıklılığına göre değişir. Standard sülfür cevheri mağaraları 175 ayak irtifaındadır ve her 35 ayakta bir ara - kat bulunur; riolit mağaraları ise 320 ayak yükseklikte olup, her 60 ayakta bir ara - kat vardır. «Tulâni topuk» a amut ve 60 ayak genişliğinde bir «kuyu topuğu» 3 numaralı kuyunun muhafazası için bırakılmıştır. Bu, aynı zamanda iki mağara arasında topuk vazifesini de görür. Bir mağaranın tabanı ile alttaki diğer bir mağaranın sırtı arasında ufkî bir topuk bırakılır. Buna «taban topuğu» ismi verilir ve 60 ilâ 70 ayak kalınlığında-



ŞEKİL 3: ARAKAT MAĞARALAR VE TOPUKLARIN PERSPEKTİF GÖRÜNÜŞÜ

FIG 3: A VIEW IN PERSPECTIVE OF SUB-LEVEL STOPE & PILLARS

Noranda madeni teknik mühendis bürosunun müşadesiyle alınmıştır. Taken by permission from Noranda Mines Engineering office.

dır. Şeraitin icabatına göre 35 veya 60 ayakta bir ara - kat açılır. Bütün ara - katlarda müşabih işler yapılır. Topuk galesine amut istikamette 7X7 ayaklık ve kontakt mıntakasına kadar uzanan galeriler açılır. Bu galeriler birbirinden 60 ayak mesafede olup mağaranın yan duvarlarını tâyin ederler. Bu galerilerin son noktaları, kontaktı takip eden diğer bir galeri ile bağlanır. Bütün bu galeriler topuk galesinden daha geniştir, çünkü sondaj istasyonları arasında mesafe çok kısa olduğundan galeriyi yalnız sondaj noktasında genişletmenin manası kalmaz.

(4) MAĞARA TABANI:

Mağara tabanının (Stope floor) açılmasına, mağaranın kontakt noktasından başlanır ve mağara gerileyerek açıldıkça genişletilir. Mağaranın kenarını takip eden ve iskara başyukarılarını birleştiren 4X7 ayaklık bir galeri açılır. (Şekil 5). «Mağara taban açıklığı» na, kontakt'da bu galerinin nihayet noktasından başlanır. «Yarık başyukarısı» nın açılması da ameliyatın bu safhasında vukubulur. Mağara tabanı açıklığı mağaranın bütün genişliğince imtidat eder ve mağara yüzünden (face) 30 ayak ileride olarak açılır. Mağara yüzünün alt köşesi alınır. Bu ameliyeye mağara tabanından yapılır. İskara başyukarıları mağara tabanı açılmadan tamamlanmış bulunur. Bu başyukarılarının mağara tabanına açılan yukarı noktaları genişletilip huni şekline sokularak cevher geçecek delikler haline getirilir.

(5) «YARIK» (SLOT) IN AÇILIŞI:

Bütün ara - kat galerileri açıldıktan sonra yapılan ilk iş cevher kitlesinin kontaktı boyunca bir «yarık» açmaktır. Bu safhadan sonra da mağara, çemberleme perforasyon usulü ile işletilmeye hazırdır. Mağara tabanı katından mağara yüksekliğinde ve bütün ara - katlardaki dip galerilerini (kontakt boyunca olan galeriler) bağlayan 6X6 veya 7X7 ayaklık bir şakuli başyukarı açılır (Şekil 4). Yarık'ın

delinmesi işi her ara kattan yapılır. Arazinin sertliğine göre, delme ameliyesi seksiyonlu çelik perforatörler yahut elmaslı perforatörler veya her ikisi ile yapılır. Üç yukarı delik ve üç aşağı - delik bir «sıra» teşkil eder. Bir sıra teşkil eden delikler aynı şakulî plânda delinir. «Sıralar» arasındaki mesafe iki ayaktır. Dinamitleme başlanmadan evvel bütün «yarık»ın delinme ameliyesi tamamlanır. Aynı sıradaki bütün delikler, aynı zamanda dinamitlenir ve patlatılır ve böylece 2 ayak kalınlığında, her ara - kattaki dip galerilerinin genişliğinde ve mağaranın yüksekliğinde bir parça koparılmış ve parçalanmış olur. Bu parçalanmadan çıkan kaya «çekiş delikleri» (draw - holes) ve iskara kardan geçerek alt nakliyat katında kuyuya sevk olunur. Cevher kitlesinin kontaktı ekseri şakulî değildir. Fakat mağara duvarlarının şakulî olması arzu edilir. Bu husus da, ileri çıkan ara katlarını şakulî mağara yüzü hizasına getirmek suretiyle başlarılır. Bunun için iki usul tatbik edilir.

(i) Ayrı patlatma

Elmaslı perforatörler kullanılır. Ara-kattan ara-kata yalnız aşağı - delikler delinir. «Yarık» ilk evvelâ en aşağı ara katta tamamlanır. Bundan sonra ileri doğru çıkıntı teşkil eden arakat cevher alınmak suretiyle şakulî mağara yüzü hizasına getirilir.

(ii) Beraberce patlatma

Seksiyonlu çelik perforatörler kullanılır. Aşağı - delikler ve yukarı - delikler delinir. Muhtelif ara katlarda aynı sıradaki delikler beraberce patlatılır ve bütün yarık aynı zamanda gerileyerek açılır.

Yukarda zikredilen her iki usulde de ileri çıkıntı teşkil eden ara katları şakulî mağara - yüzüne irca etmek için ilâve delikler delinir (şekil 4). Mağara yüzü şakulî plâna getirildikten sonra standard delme projeleri tatbik edilir.

Şekil: A

**STANDART SÜLFÜR MAGARASININ NİDAYET NOKTASININ PLAN VE KESİMLERİ,
YARIĞIN PERFORASYONUNU GÖSTERİR**

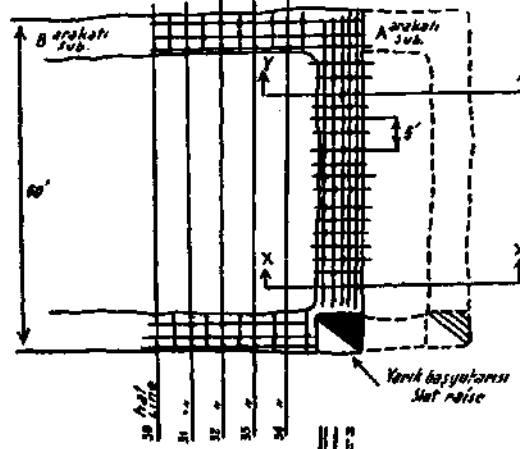
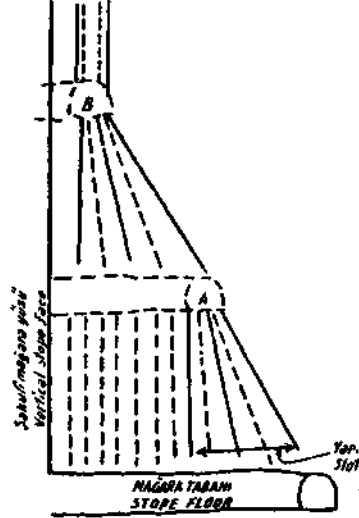
Fig. 4

**PLAN AND SECTIONS AT THE END OF A STANDARD SULPHIDE STOPE.
SHOWING DRILLING OF SLOT**

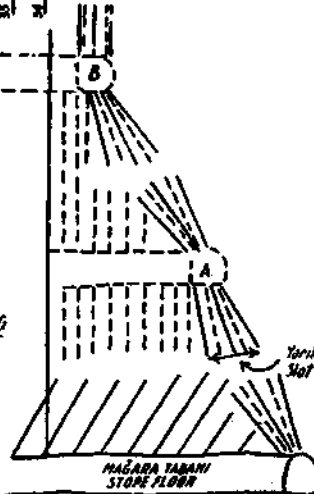
Merende maden' tekdürlük müessesisi bünyesinde çalışılır.

Takım, by permission, from Merende Mines Engineering Office.

**ELMASLI PERFORASYON
Y-Y KESİMİ
SECTION Y-Y
DIAMOND DRILLING**



**SEKSİYONLU ÇELİK PERFORASYONU
X-X KESİMİ
SECTION X-X
SECTIONAL STEEL ROCK DRILLING**



Şekil 5

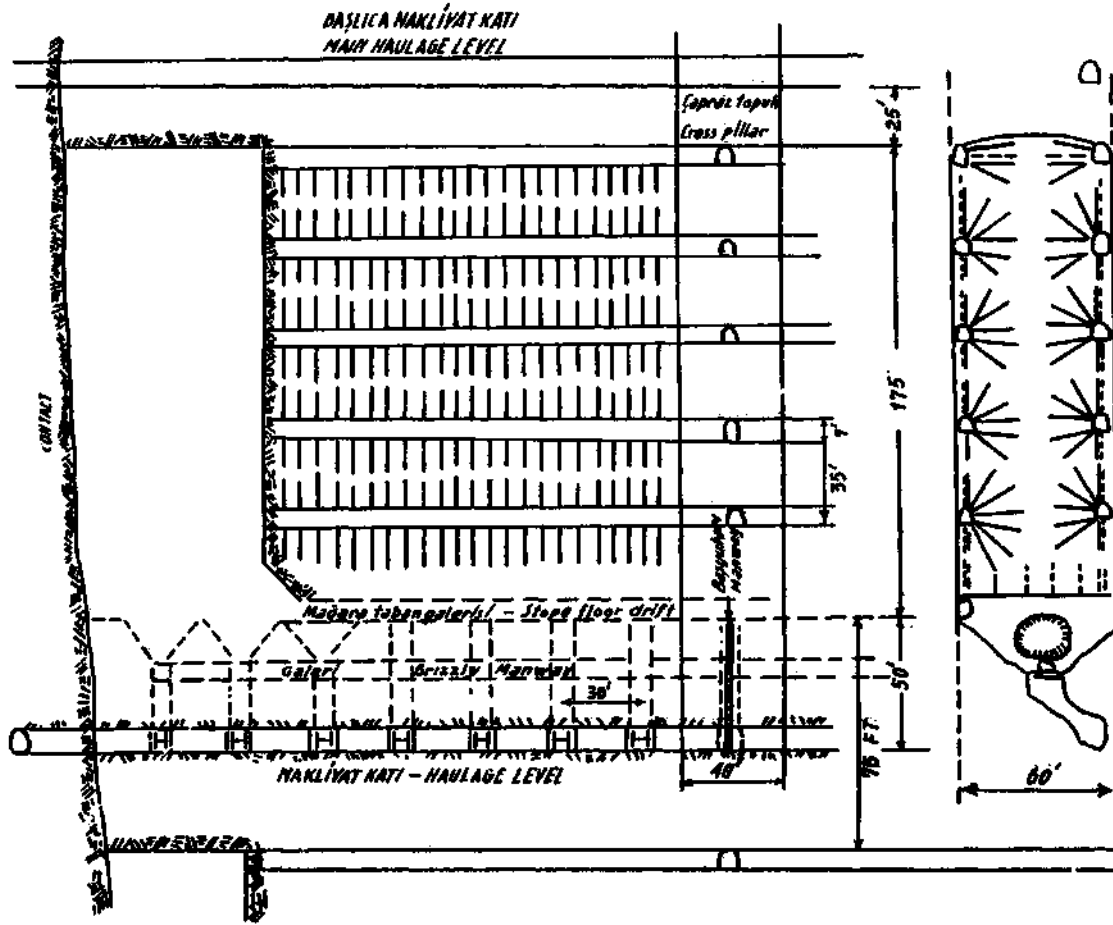
**MAĞARA YÜZÜ PATLATILMASI İÇİN PERFORASYON TEVZİİNİ GÖSTERİR
STANDART SÜLFÜR MAĞARASI YAN GÖRÜNÜŞÜ**

Fig. 5

**SIDE ELEVATION OF A STANDARD SULPHIDE STOPE SHOWING DRILLING
LAYOUT FOR FACE BLASTING**

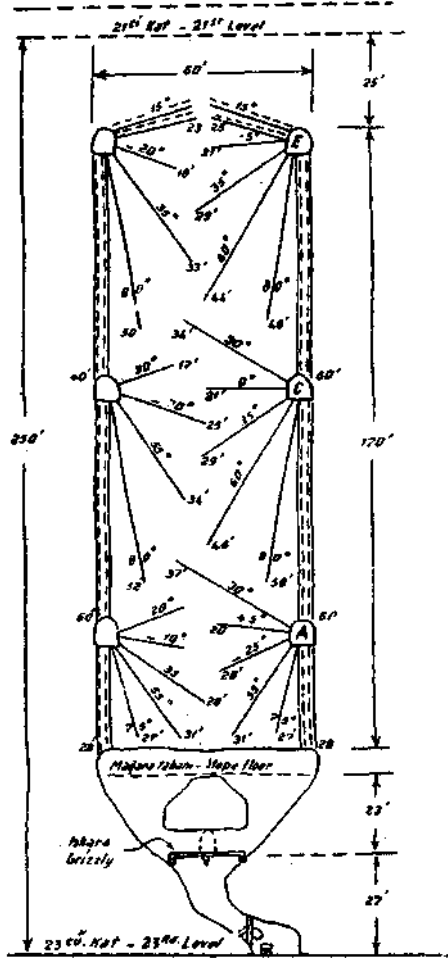
Noranda madeni teknik müdürlüğü bürosunun müsaadesi ile alınmıştır.

Taken, by permission, from Noranda Mines Engineering Office.



(6) ÇEMBERLEME PERFORASYON

Çemberleme perforasyon, bu mağara açma usulünün en karakteristik tarafıdır. Ara katlardan delinen muhtelif uzunluklardaki delikler bütün «yüz» e simetrik bir şekilde dağılmak üzere, yelpaze gibi açılırlar (şekil 7+8). Deliklerin tevzii projesi, en az kırma maliyeti verecek şekilde



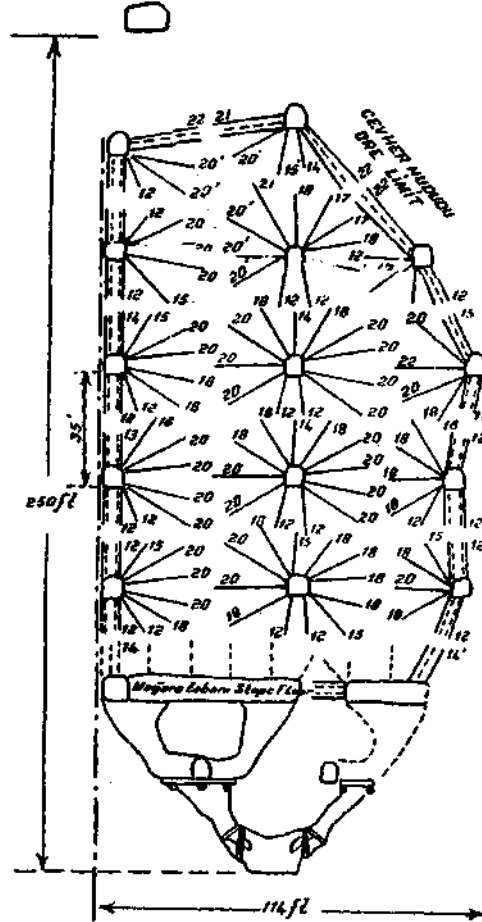
60' GENİSLİĞİNDE STANDART MAĞARA
ELMASLI PERFORASYON
[Aşağı H Kütlesi]

STANDARD 60 FT. STOPE
DIAMOND DRILLING
[Lower H Orebody]

ŞEK. 8: BİR FONDAN CEVHERLİ MAĞARASININ ÖNDEN GÖRÜNÜŞÜ

FIG. 8: FRONT ELEVATION OF A FLUX ORE STOPE

Noranda madeni teknik mühendis bürosunun müsaadesile alınmıştır.
Taken by permission from Noranda Mines Engineering office.



TİPİK GAYRİMUNTAZAM MAĞARA ÇELİKLİ PERE.
(AŞAĞI H KİTLESİ)

TYPICAL IRREGULAR STOPE, ROCK DRILLING
(LOWER H OREBODY)

Şek. 7 : Bir sülfür mağarasının önden görünüşü

Fig. 7 : Front elevation of a sulphide stope

Noranda madeni teknik mühendis bürosunun müsaadesile alınmıştır.

Taken by permission, from Noranda mines engineering office.

hazırlanır. Sıralar arasındaki mesafe 2 ayaktır ve topuk hattına yakın noktalarda iki yardımcı delik açılır. Teodolit cihazı ve şerit kullanılarak «sıra»ların yerleri tayin edilir ve galerinin her iki duvarına beyaz boya ile işaret edilir. Bir «sıra»daki bütün delikler aynı şakulî plân dahilinde

delinirler. «Yüz» ü düzeltmek icap ettiği zaman kısmî bir sıra delinir.

(a) Seksiyonlu çelik perforatörler:

Arazinin nisbeten yumuşak olduğu ve 20 ayakdan uzun deliklere ihtiyaç olmadığı sülfür cevheri mağaralarında, çelik perforatörler kullanılır. Yatık «aşağı - delikler» ve bütün yukarı delikler için «drifter» tipinde perforatörler kullanılır. Dik aşağı - delikler için «plugger» tipinde perforatörlerden istifade edilir. Perforatörler 20 ayak uzunluğunda kollar ve şakulî sütunlar vasıtasıyla tespit edilir. Seksiyonlu çelik dairevî maktada olan çelik perforatör çubuklarından müteşekkildir. Bu çubuklar en fazla 6 ayak uzunluktadır, ve 2 1/4 pus uzunluğunda ve 1 1/2 pus haricî kuturda vanadium çeliğinden mamul parçalarla birbirlerine eklenirler. Kullanılan makkaplar delinmeğe başlanırken 2 pus ve bitirilirken 1 1/16 pus kutrundadır. Dinamit çubukları 1 1/8 pus kutrundadır.

Delme hassaları:

Deliklerin azamî uzunluğu «Fondan» cevherlerinde 14 ayak, sülfür cevherinde 32 ayaktır. 8 saatlik bir vardiyede 70 ayak uzunluğunda delik delinebilir, 1 ayak deliğin vasatı maliyeti 0,28 dolardır. (Kanada doları). Bu miktara, amele, çelik ve tamirat masrafları dahildir. 1 ayak uzunluğunda delik başına takriben 4.5 ton (Amerikan tonu = 2000 libre) cevher koparılmış ve kırılmış olur. Bu şekilde bir delme vardiyesi başına her mağarada 200 ton cevher düşer.

(b) Elmaslı perforatörler:

Daha sert olan riolit cevherinde elmaslı perforatörler kullanılır, zira bu makineler çelik perforatörlerden iki misli süratle delerler ve bu evsiftaki arazide daha az masrafla iş görürler. Mağaralar sülfür cevherinde olduğundan daha geniştir (şekil 8). Böylece 100 ayak genişliği olan mağaralar işletilmiştir. Sülfür cevheri mağaralarına kıyasen, bu mağaraların ara - kat mesafelerinin 60 ayak oluşu ve bütün ebadın artmış oluşu açma masraflarında bir azalmayı intaçeder. Delme pro-

jelerinin hazırlanışı ve «sıra» ların araziye işaret edilişi sülfür cevherinde olduğu gibidir. Uzun deliklerin düz gitmesi için lâzım gelen ihtimam gösterilir. Mağara duvarına mütecavir yalnız bir yardımcı delik delinir. Küçük ölçüde tazyikli hava veya elektrik ile işleyen makineler kullanılır. Kullanılmakta olan perforatörler Longyear - Electric, Boyles, Heath ve Sherwood ve Holman gibi muhtelif markalardır. Fazla ihtizazdan dolayı perforatörler galeri istikametine amut ve galeri duvarlarına sıkıştırılan bir kızak üzerine oturtulur. Bu şekilde kızığın bir tesbitinde ancak bir «sıra» delinebilir. Delikler 1 3/16 pus kutrundadır. Makkap çubukları 1 1/8 pus kutrunda ve 2 1/2 ayak uzunluktadır. Çubuklar 1 1/2 pus uzunluğunda vidalı parçalar vasıtasıyla birbirine eklenir. Muhtelif tipte koçan veya karot çıkarmayan makkaplar kullanılır. Bu cins makkapların deliş sürati, koçan çıkaran makkaplardan daha azdır. Fakat delikten koçan çıkarmak işi bertaraf edildiği için hayli zaman kazanılmış ve neticede vardiyeye başına daha fazla delik delinmiş olur. Koçan çıkarmayan makkabın diğer bir üstünlüğü de daha uzun müddet dayanabilmesidir. Elmasları tamamiyle eskimeden bir makkap riolitte vasatı 60 ayak delebilir. Perforatörün devir adedi ve ilerleyiş sürati iyi kontrol edilmediği takdirde fondan cevherinde tesadüf edilen kuarts damarcıkları makkabı çok çabuk eskitebilir.

Delme vasıfları :

Riolit'de vardiyeye başına vasatı 35 ayak delinir. Sülfür cevherinde ise bu uzunluk kolayca 100 ayağı bulabilir. Elmaslı delmenin maliyeti bir ayakda 0.33 dolardır.

(7) PATLATMA

«Mağara yüzü» nün patlatılması maddede başka faaliyet olmadığı cumartesi akşamları vukubulur. Galeri ve başyukarılarda patlatma her gün akşam vardiyesinin sonunda yapılır. Çelik perforatör delikleri ile elmaslı perforatör delikleri arasında bazı farklar vardır.

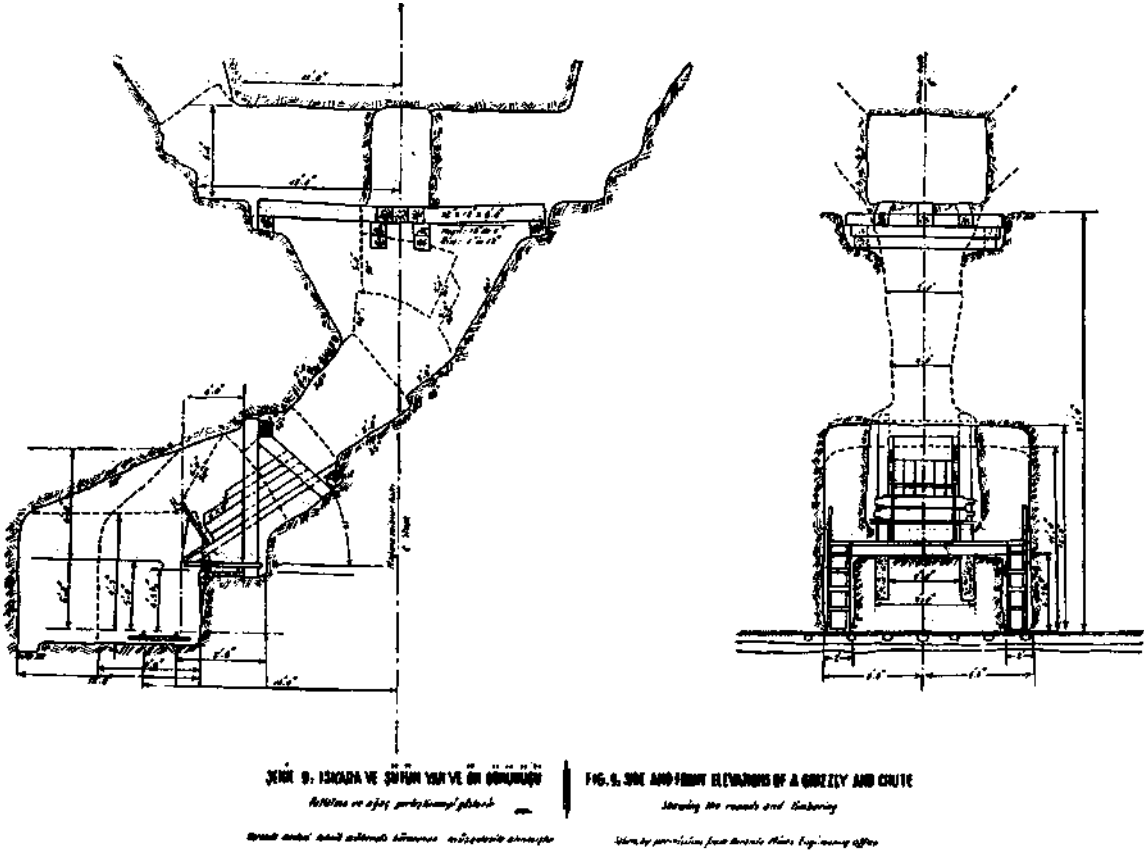
(I) Seksiyonlu çelik perforatörlerle, yani sülfür cevheri mağaralarında, her patlatmada bütün mağara «yüzü» nü kaplayan 6 ayak kalınlığında bir dilim koparılmış olur. Bu patlatma neticesinde takriben 8000 ton cevher çıkar. Mağara yüzünün patlatılması başlamadan evvel bütün mağaradaki deliklerin delinmesi tamamlanmış olur. Yüzde 40 standard «forcite» dinamiti kullanılır. Dinamit çubukları 1 1/8 pus kutrunda ve 8 pus uzunluğunda olup 110 çubuk 50 libre gelir. Dinamit çubuklarının kâğıdı iki defa yarıılır ve böylece dinamit deliğe daha sıkışık olarak yerleşebilir. Çelik perforatör delikleri pek muntazam olmadığından ve dinamit çubuklarından daha büyük bir kutturda olduklarından böyle bir tedbir yerindedir. Mafsallı «doldurma» değnekleri ile dinamit deliklerde sıkıştırılır. Bu ilk patlatma tamamıyla elektrikle yapılır. 1 libre

dinamit başına 3,5 ton cevher koparılmış olur.

(II) Elmaslı perforatör deliklerini patlatma ameliyesindeki değişiklikler bazı teferruattan ibarettir. Mağara «yüzü» nün her bir patlatılışından 12.000 ton cevher çıkar. Yüzde 40 «forciete» dinamiti kullanılır, dinamit çubuklarının kâğıdını yarmaya lüzum yoktur. Dinamitle beraber «ara çubukları» kullanılmaz. 1 libre dinamit başına 5 ilâ 6,5 ton cevher koparılmış olur.

(8) İSKARA VE ŞÜTLER:

Noranda madeninde iki tip ıskara vardır: Çift ıskaralar ve tek ıskaralar. Şekil 9 bir çift ıskara göstermektedir. Tek ıskaralar da bundan pek farklı değildir. Ağaçlar yerleştirilmeden beton temel inşa edilir. İskara traversleri 12X12 pusluk, üstü ve her iki kenarı çelik levhalarla kaplı ağaçlardan ibarettir. Traverslerin arasındaki açıklık «çekiş deliği» tarafın-

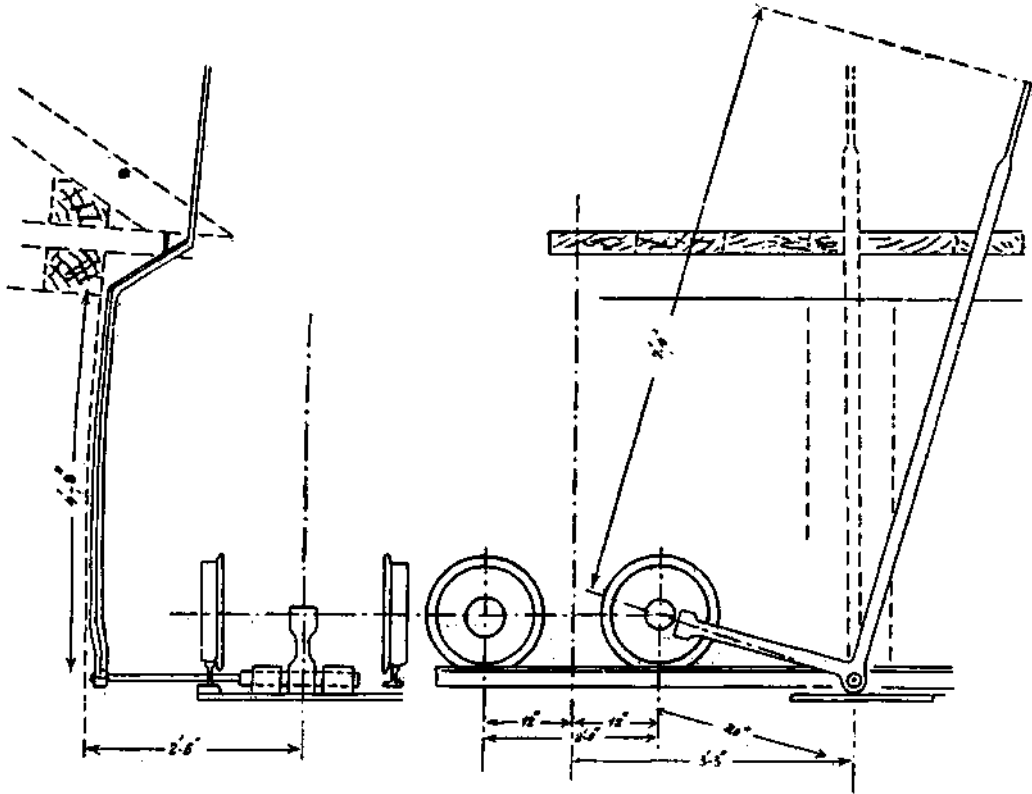


da 20 pus ıskara odasının merkezinde 22 pustur. İkinci patlatma ıskara odasında vukubulur. Birinci patlatmadan çıkan büyük kaya parçaları «çekiş deliği» ni tıkayabilirler. Bu takdirde dinamit kille yapıştırılmak suretiyle bu kar yalar alttan patlatılır. Bundan husule gelen parçalar ıskara traversleri arasından geçmezse tekrar dinamitlenir ve patlatılır. Bu patlamalarda icap ederse «plugger» perforatörler kullanılır. Şekil 9 bir standard şüt göstermektedir. Şütte çalışan ameleler raylardan 4 ayak yüksekte bir iskelede dururlar. Burada iki amele çalışır. Bunlardan birisi bir manivela vasıtasıyla vagonu şütün hizasında durdurabilir. (Şekil 10).

VI. BOŞLUKLARI DOLDURMA

Boşlukları doldurma usulü, topukları

işletmek ve böylece orada kalan cevheri almak hususu ile yakından ilgili olduğu için tatbik edilen usulün burada kısaca tarifi faydalı olur. Doldurma ameliyesi desteksiz mağara işletmesi ile topukların işletilmesi arasında vukubulur. Doldurma maddesi, kaya, izabe cürufu ve «tailling» lerden (konsantratörden çıkan ıskarta) müteşekildir. Mayi halindeki izabe cürufu suya boşaltılmak suretiyle 2 pusluk taneler halinde donar. Cüruf demir oksidi ve silikat ihtiva eder. «Tailings» de pirotit ve silisten müteşekildir. Mağaralara döküldüğü zaman bu iki madde karışır ve danelenmiş cüruf parçalarının aralarındaki boşlukları doldurmak suretiyle «tailings» harç vazifesini görür. Böylece konsantratörden çıkan sülfürler çimento vazifesini ifa eder. Doldurma maddesinin



ŞEKİL-10 : ARABALARIN ŞÜTLERDE DOLDURULMASI İÇİN VAGON DURDURMA TERTİBATI

FIG.- 10: CAR STOP FOR CHUTE LOADING

Haranda madeni İskan'ın müteahhidi bürosunun müzede ile alınmıştır.

Taken, by permission from Haranda Mines Engineering office.

muhteviyatının en randımanlı nispetleri tâyin için tecrübeler yapılmıştır. Çimento vazifesini görecek kâfi miktarda «tailings» mevcut olmalıdır. Fakat oksidasyondan ileri gelen hararetin önüne geçmek için sülfür nispeti asgarî olmalıdır. Cüruf taneleri daha ufak olursa daha az miktarda «tailings» çimento vazifesini görür. En elverişli neticeler şu karıştırmadan elde edilmiştir:

- % 50 Daneleşmiş cüruf
- % 38 Daneleşmiş ve kırılmış cüruf
- % 12 Pirotit'li «tailings»

Mağara doldurulduktan sonra durmadan hararet intişar eder ve sühnet 200° F'a çıkar.

Konsantratörden çıkan «tailings» yer yüzünden mağaralara açılan elmaslı perforatör deliklerine boşaltılır ve bu deliklerden muhtelif mağaralara tevzi olunur. Bu deliklerin her birinden saatte 25 ton «tailings» geçebilir. Daneleşmiş cüruf mağaraların sırtına açılan «başyukarılar» vasıtasıyla ithal edilir. Bu doldurma maddesi takriben 3 senede donar ve madenin tabii arazisi sertliğine gelir. Böylece dolma mıntakalarında desteksiz galeriler açılabilir. Bu doldurma usulünün avantajları şunlardır: «Taillings» ve cürufu boşaltacak yer tedariki meselesi ortadan kalkmış olur ve bilâkis bu maddeler de bir işe yarar. Cevherin yerini tutan madde cevher kadar sert olup aynı emniyetli şartlar içinde işletme fırsatını verir.

VII. İSTİHSAL ve MALİYET (*)

Haftada 6 gün olmak üzere, günde 6500 ton cevher çıkarılır. Konsantratör ve izabehane haftada 7 gün işler. Günde 3000 ton cevher konsantratörden, 1400 ton sülfür cevheri ve 1400 ton fondan cevheri de izabehanedan geçer.

Kuyudan çıkan cevherin bir tonunun maliyeti:

(*) Bu kısımda verilen malûmat ya evvelce neşredilen makalelerden alınmış veya muharririn kendi tahminleri olup halihazırdaki işletme şartlarına tekabül etmeyebilir.

Mağara işletme	0,90 dolar
İstahsalden evvel galeri açma	0,30 "
Boşlukları doldurma	0,10 "
Harpten dolayı maliyet ve gündeliklerde yükseliş	0,10 "
Yekûn:	1,40 dolar

VIII. NETİCE

Noranda madenindeki mevcut şartlar altında, daha başlangıçtan, bir desteksiz mağara usulünün tatbik edilmiş olması barizdir. Sülfür cevherinde bir «çekilme» usulü (shrinkage method) kullanmak doğru olmazdı, çünkü sülfürlerin oksidasyonu konsantrasyona tesir ederdi ve oksidasyondan çıkan hararet yangın tehlikesine sebep olabilirdi. Yukarı H - kitlesinde kullanılan standard kademe usulü tatmin edici neticeler vermiştir ve çemberleme perforasyon usulünden pek geri kalmaz. Kademe usulü daha fazla hazırlık galerilerine ihtiyaç gösterdi, fakat bir mağaradan daha büyük hacimde cevher çıkarıldığı için, yine kârlı bir usuldü. Arazinin daha az dayanıklı olmasından ve kaya taziyekinin artmış olmasından aşağı H - kitlesinde böyle geniş mağaralar açılmaz. Bu şekilde, asgarî hazırlama galerileriyle küçük çemberleme perforasyon mağaraları bu şartlar altında en muvafığıdır.

Çemberleme perforasyon usulünün başlıca avantajları şunlardır:

(a) Delme ve patlatma işleri madenin en tehlikesiz yerleri olan galerilerden yapılır. Galeriler amele ve malzeme için kolayca erişilebilen yerlerdir.

(b) Bütün hazırlama ve delme ameliyeleri duvar ve topukların zayıflığından doğabilecek tehlikeli şerait husule gelmeden tamamlanır.

(c) Mağara yüzünün patlatılışı cumartesi akşamları yapıldığından, pazartesi sabahı çalışmaya devam edildiği zaman maden gaz ve tozdan ârîdir.

(d) Delme işleri tamamlandıktan sonra, istihsal sürati yalnız cevheri çekip nakletmek süratiyle tahdid edilmiş olup, kademe usulündekinden daha fazladır.

Ankara. Şubat 1945

The horizontal sub-level sloping method practised at Noranda mine

by *Falih Ergunalp, B. Eng. M. S.*
Mining engineer.

PREFACE

This paper was first arranged during the summer of 1941, while the author was employed by Noranda Mines Limited (in Canada). The aim of the essay has been to describe the outstanding features of an ingenious mining method, particularly suitable to large massive ore bodies. It is hoped that, by the inclusion of this essay in the mining periodical *M. T. A.*, those engaged in the metal mining industry of this country will find useful data which may play a role in the application of modern metal mining technique in Turkey.

The author is deeply grateful to the management of Noranda Mines Limited and to Mr. Eilertsen, the chief engineer, for their kindness in allowing permission to use the information and drawings on which this paper is based.

TABLE OF CONTENTS

- I. Introduction
- II. History of stoping
- III. Geology
- IV. Governing factors in the choice of stoping method.
 - (a) Ground Strength
 - (b) Safety Conditions
- V. Outline of Stopping
 - (1) Stopping Conditions
 - (2) Sub - level Development
 - (3) Standard Stope Layouts
 - (4) Stope Floor
 - (5) Cutting the Slot
 - (6) Ring Drilling
 - (a) Sectional Steel Rock Drills
 - (b) Diamond Drills
 - (7) Blasting
 - (8) Grizzlies and Chutes

- VI. Back - Filling
- VII. Production and costs
- VIII. Conclusion
- Bibliography

I. — INTRODUCTION

The standard stoping method used throughout Noranda Mine, both in sulphide ore and rhyolite flux ore is a horizontal sub - level stoping method modified to suit the conditions of the orebodies in that mine. Thus the mining method practised at present is a particular case of horizontal sub - level stoping, and is called «The Ring Drilling Stopping Method». It is the purpose of this paper to describe this stoping method as practised to - day at Noranda, in order to compare it to the original «Benching Method». Differences in the new method mainly consist of the replacement of benches by sub-level drifts and the introduction of long hole drilling with diamond drills and sectional steel rock drills.

II. — HISTORY OF STOPPING

The early exploration work at Noranda took place between 1922 and 1925. The results obtained did not give a clear idea about ore conditions. The larger sulphide ore - bodies were known to be low grade and the small ore bodies which contained values high enough for profitable mining were intermixed with diabase dykes and intrusions. Then, it was only hoped to strike large ore - bodies with high ore content and high gold values. In 1928 No. 3 shaft, then being sunk, entered the H ore - body which was found to have a relatively high copper and gold content (see figs. 1 and 2). A station was cut at the 1000 - foot level and drifting an mining followed. An area of ore 100 ft. wide and 500 ft. long was determined.

After the discovery of the huge H ore - body, rapid progress in mining followed. At this stage, a stoping method which was characterized by the use of inclined raises and benches was used to mine the Upper H ore - body (see fig. 2). In the depression years 1930, 1931 and 1932 only high gold-bearing sections in this structure of inclined raises were mined. The development of the lower parts of the property started when the higher price for gold came in 1934. The mining of the lower H-ore-body has been carried on by a horizontal sub - level method combined with a benching method. At the end of 1936, the ninth operating year of the company, Noranda had sunk about 2 miles of shafts and driven 34 miles of drifts, 40 miles of raises, had completed 80 miles of diamond drilling and had mined 11 million tons of ore. In October 1940 the sinking of No.6 shaft was started from the 25 th level. At present this winze has reached a depth of 5700 ft. below the surface. It is being used for further exploration. Depending on the results obtained from these explorations new stopes will be opened and No. 6 shaft will be used for production. The lowest haulage level is at a depth of 3000 ft. To - day, the majority of stopes are being mined by the Ring Drilling Method. In a few stopes the shrinkage method is found most convenient.

III. — GEOLOGY

Noranda mine is situated in an area of rhyolite flows, tuffs and agglomerates, in contact on the North with the Home Creek fault and on the remaining three sides with andesite (see fig. 1). Rhyolites also occur North of the fault, and to the South - East, South and South - West of the andesite zone. A shear zone has formed at the contact of the Home rhyolite and the andesite. The rhyolite was intruded at three different periods by quartz diorite, syenite, and younger gabbro. The ore was deposited from hot ascending solutions at a later pe-

riod, forming massive sulphide bodies as replacement of brecciated rhyolites. Pyrite and chalcopryrite were also deposited, disseminated in a fine - grain rhyolite. Replacements occurred in shear zones.

The ore - bodies are the main geological features to be considered in a discussion of stoping practice. There are four different kinds of ore. First, is the massive sulphide ore which forms the largest ore - bodies such as the Upper H and the Lower H ore - bodies (see fig. 2). In the majority of these ore - bodies, chalcopryrite, pyrite and pyrrhotite are the main metallic constituents. Gangue material is rare, except in the lower parts of the H ore - body, where the siliceous content increases and the ore becomes «self-fluxing». The second type of ore is a silicified rhyolite, of which two kinds occur, viz. gold - bearing flux ore and copper - bearing flux ore. In both kinds of ore sulphides are disseminated in fine fractures in the rhyolite. The ore - bodies of the second type are also of considerable size, but much smaller than the main H - ore - bodies. The third type of ore consists of chalcopryrite, pyrite, pyrrhotite, gold and tellurides disseminated in a chlorite lock which is an alteration product of rhyolite and metadiabase *). Two ore - bodies of this type have been found. They are thin horizontally and extend vertically. The fourth type of ore contains sphalerite and pyrite in rhyolite, and is not important.

IV. — GOVERNING FACTORS IN THE CHOICE OF STOPING METHOD

The foregoing outline of the geology of the mine shows that both the sulphide ore and the flux ore, the latter being gold - bearing, occur in large bodies. Since sulphide ore - bodies contain little gangue material

(*) The term metadiabase was introduced by Mr. H. M. Butterfield and refers to a group of rocks of granular diabasic texture and of diabasic composition but altered to secondary minerals.

which would decrease the grade of the ore considerably; and also, because all the flux ore, whether it is gold-bearing or not, is required by the smelter, it is desired to mine out each ore-body entirely. Therefore the mining method selected must be one that can handle large amounts of ore requiring as little labour as possible. This can be done by mining the ore in the largest possible stopes.

Other factors to consider are the safety conditions, ground strength, mining costs and depth of blast holes.

a) Ground Strength:

The sulphide ore, both the smelting ore and the concentrating ore, are quite hard and tough, and constitute massive ore-bodies. These ore-bodies are of a compact character and stand up very well over a fairly long span without any support. Therefore no timber support is used, except in shafts; one or two timber sets in stations, chutes and cribbed manways. The ore is of medium hardness for drilling. The fluxing ore is hard and strong, it stands up well over a considerable span without support. In drilling it is much harder than the sulphide ore, and more difficulty in drilling is encountered when the hole strikes a quartz stringer or vein. Slips are more frequent in the fluxing ore than in the sulphide ore. When the rock spalls (or peels), «Gunite» is used to cover the surface. In heavy ground, particularly at shafts and stations, rock bolts, reinforced concrete and «gunite» are the various means of preventing excessive peeling of the ground.

b) Safety Conditions:

Ground conditions permit open stope mining without any danger of caving. Mining in open stopes has been carried on in different ways since the early days of Noranda. The first method practised consisted of a system of inclined raises and benches. These raises were driven at 45° to the ho-

zontal and required specially trained men for all operations. The method did not provide sufficient safety. When the horizontal sub-level stoping, with benches, was introduced as a second method, greater safety for men was provided. Later, the danger of mining on benches became more apparent, and this method was improved a step further by the introduction of ring drilling. Thus, at present, all operations in this latest type of stopes are carried out in drifts, which are the safest places in the mine. Safety in drifts is improved by scaling the loose rock from the back. Benches are not entirely safe for two reasons: first, the back spreading over a wide span has always some loose rock; secondly, the bench may itself cave, due to cracks in the ore. As is evident from the above discussion, «ring drilling» could not be adopted as the standard method in the early days of Noranda Mine, because it is an improved form of the other methods previously used. It is the standard method to-day, because it affords maximum safety and minimum costs.

V. — OUTLINE OF STOPING METHOD

1) STOPING CONDITIONS :

As is evident from a study of the geology of the mine, one standard type of stope cannot be used to mine the numerous ore-bodies occurring under different conditions. The different types of stopes being used to meet these conditions can however be classified as follows:

- (I) Regular sulphide-ore stopes, using rock drills with sectional steel.
- (II) Flux-ore stopes using diamond drills for drilling blasting holes.
- (III) Irregular stopes using both diamond drills and rock drills.

Layouts of haulage levels and sub-levels, and the sequence of operations in development and actual mining are the same for all the above three classes of stopes.

2) SUB-LEVEL DEVELOPMENT

(SEE FIG. 6):

Development of sub - levels constitutes part of the preparatory work done before the stope can enter production. The sequence of operations is as follows:

A vertical raise, near No. 3 shaft, is driven from the haulage level below the proposed stope to the haulage level above. This raise is connected to No. 3 shaft by horizontal manways at the elevation of each sub - level. From here on, the raise is used for transferring development muck. All sub - levels are opened starting from No. 3 shaft. No. 3 shaft is connected to No. 4 shaft. An East - West drift is driven, extending to the limits of the ore - body in both directions. This drift is 4 by 7 ft., and is called «the pillar manway». The ore - body is explored at the horizon of that sub - level by drilling diamond drill holes. Core type of drills are used for the purpose. Walls are slashed at 50-foot intervals along the pillar manway, widening it out to 7 ft. for the purpose of providing sufficient space for set - ups at diamond drill stations. These exploration holes are horizontal and at right angles at the pillar manway. The limit of the ore - body in the direction of each bore hole is determined. Also, sufficient information is obtained as to the composition of the ore between the pillar manway and the contact of the ore with surrounding rock. At this stage of the operations sufficient information is obtained and necessary development work completed to decide the arrangement of stopes and pillars. Fig. 6 shows this arrangement under irregular stopping conditions.

3) STANDARD STOPE LAYOUTS

(SEE FIG. 3) :

A 40 - foot wide longitudinal pillar extends in the East - West direction approximately at the middle of the outlined ore - body. The 4 by 7 foot manway is at the

centre line of this pillar. The stopes extend lengthwise from North to South. The general regular stopes are 60 ft. wide with a 40 - foot pillar between them. Their length varies, it is the distance between the contact with the country rock and the longitudinal pillar. The height of the stope varies according to ground strength. Standard sulphide stopes are 175 ft. high with 35 - foot sub - level intervals; whereas rhyolite flux stopes have a height of 320 ft. with sub - levels at each 60 - foot interval. At right angles to the longitudinal pillar a 60 foot wide shaft pillar is left for the safety of No. 3 shaft. This latter also serves as pillar between two stopes. Between the floor of a stope and the back of the next lower stope a horizontal pillar is left. This is called the «floor pillar» and it is 60 to 70 ft. thick. Sub - levels are opened at 35 or 60 ft. intervals as the ore conditions may require. Similar operations are carried out on every sub - level. At right angles to the central pillar manway 7 by 7 - ft. drifts are driven to the contact area of the ore and rock. These drifts are 60 ft. apart so that they determine the side walls of the stope. Their ends are connected by a drift along the contact. All these drifts are wider than the longitudinal pillar manway, because diamond drill set - ups are at very short intervals and consequently having a narrow drift and slashing for diamond drill stations is impracticable.

4) STOPE FLOOR :

The stope floor is begun from the «contact end» of the stope, and is opened up in the same direction as the stope face retreats. A 4 by 7 - foot drift is driven along the side of the stope and connecting the tops of the grizzly raises (see fig. 5). The stope floor undercut is started at the contact from the end of this drift. The opening of the slot raise takes place at this stage of operations. The stope floor undercut extends the whole width of the stope and is advanced with the stope face being kept

30 ft. ahead of it. The bottom corner of the stope face is taken down for block holing. This operation is carried out from the stope floor. Grizzly raises are already driven before the development of the stope floor takes place. The tops of these raises that open into the stope floor are funnelled out to form draw holes.

5) CUTTING THE SLOT :

After all the sub - level drifts are opened the next step is to cut slot along the contact between the one - body and the country rock. Then the stope is ready to be mined out by ring drilling. A vertical raise, 6 by 6 ft. or 7 by 7 ft. is driven from the stope floor level to the height of the stope and connecting the end drifts (or drifts along the contact) on all the sub - levels (see fig. 4). The slot is drilled off from each sub - level. Drilling operations are performed with either sectional steel rock drills or diamond drills, or both, according to the hardness of the ground. Three up - holes and three down - holes constitute a line. Holes forming a line are drilled in the same vertical plane. Lines are at 2 - foot intervals. The slot is entirely drilled off before commencing the blasting. Holes on each line are charged at a time and blasted, thus breaking a slab of ore 2 ft. thick, the width of the end drifts on the sub - levels and extending the height of the stope. Muck from this breaking is drawn through draw - holes and grizzlies and transported on the lower haulage level. As it frequently is the case, the contact between ore - body and rock may not be vertical or nearly vertical (see fig. 4). But it is desired to have the stope vertical. This is achieved by bringing back the projecting sub - levels to the vertical stope face, by:

(I) Separate Blasting

Diamond drills are used. Only long down - holes are drilled from sub - level to sub - level. The slot is first completed on

the bottom sub - level. Then the projecting sub - level is brought back to the vertical stope face before the slot above is blasted.

(II) Simultaneous Blasting

Sectional steel rock drills are used. Up - holes and down - holes are drilled. Corresponding holes in the slot on all sublevels are blasted together and the whole slot is retreated at a time.

In both the above methods, partial lines are drilled to bring the projecting sub - levels back to the vertical stope face (see fig. 4). After the vertical face is obtained the standard drilling layout applies.

6) RING DRILLING:

Ring drilling is the most characteristic feature of this stoping method. Holes of variable length drilled from the sub - levels fan out so that they are distributed symmetrically over the entire face (see figs. 7 and 8). This drilling layout is designed to give the lowest primary and secondary breaking cost. The lines are 6 ft. apart with two helper holes close to the pillar line. The lines are laid out by transit and tape, numbered and marked on both walls with white paint. All holes in one line are drilled in the same vertical plane. When it is required to square up the face a partial line is drilled.

a) Sectional Steel Rock Drills:

In sulphide stopes where the ground is comparatively soft and the holes required do not exceed a length of 20 ft., rock drills are used (see fig. 7). For flat down - holes and for all the holes above the horizontal drifters are used. For steep down - holes pluggers are used. Set - ups are made with arms 20 ft. long and vertical columns. Sectional steel is made up of circular drill steel up to 6 ft. in length. These steel rods are attached to one another by couplings made of vanadium steel, 2-1/4 in. long and 1 - 1/2 in. outside diameter. The starting gauge of

the bits is 2 in. the final gauge being 1 - 1/16 in. The powder sticks are 1 - 1/8 in. diameter.

Drilling Duty:

The maximum length of holes that can be drilled is 14 ft. in the flux ore and 32 ft. in the sulphide ore. An average of 70 ft. can be drilled per shift. The average cost of drilling is 28 cents per foot. This includes labour, steel and repairs. About 4,5 tons of ore is broken per foot of hole. This results in 200 tons of ore in one stope per drill shift.

b) Diamond Drills:

In the harder rhyolite ore diamond drills are used for stoping, because they have twice the drilling speed of rock drills and give a lower cost in this ground. The stopes are wider than in the sulphide ore (see fig. 8). Up to 100 ft. wide stopes have thus been mined. The entire increased size of stopes with 60 foot sub - level intervals, as compared to sulphide stopes, results in a decrease in development costs. Drilling layouts are prepared and the lines marked as in the case of sulphide stopes. Special attention is paid to keeping the longer holes in line. A practical method of surveying diamond drill holes has been devised at Noranda, for this purpose. Only one helper hole is drilled close to the wall. Small compressed air - driven or electrically - driven machines are used. Longyear Electric, Boyles, Heath and Sherwood, and Holman are the different makes in use at present. Due to excessive vibration, set - ups are made on cross - bars. Thus only one line can be drilled from one set - up. The drill holes have a diameter of 1 - 3/16 in. The rods used are 1 - 1/8 in. diameter and 2 - 1/2 ft long. Rods are attached to one another by 1 - 1/2 in. long couplings of the same diameter as the rods and threaded inside.

Non - coring bits of various designs are used. The drilling speed with these bits

is lower than with a coring type of bit. But considerable time is gained due to the fact that core removal is eliminated, and this results in higher footage drilled per shift. Another advantage is that the non - coring bit has a longer life than the coring bit. In rhyolite an average length of 60 ft. can be drilled with the same bit before the diamond is «polished» Quartz stringers met with in the flux ore, will rapidly polish the bit if the rotating speed and the feed of the drill are not properly controlled.

Drilling Duty:

An average of 35 ft. per drill shift is obtained in rhyolite. In the sulphide ore this footage can easily reach 100 ft. The cost of diamond drilling is 33 cents per foot.

7) BLASTING :

The blasting of the stope face is done on Saturday nights when no other operations are resumed in the mine. Blasting in drifts and raises is performed daily at the end of the afternoon shift. Blasting of the rock drill holes and diamond drill holes are somewhat different.

(i) With sectional steel drills, that is in sulphide stopes, a 6 - foot thick slice extending over the whole face is broken at each blast. This gives about 8000 tons of ore. The entire stope is completely drilled off before the face blasting is begun. Standard 40 per cent forcite is used. The powder sticks are 1 - 1/8 in. diameter, 8 in. long, 110 of them weighing 50 lbs. The paper is slit twice, this secures more compact leading, since the rock drill holes are not quite uniform and have a larger diameter than the powder sticks. Tamping is done with jointed loading sticks. This primary blasting is entirely electric. 3,5 tons of ore are broken per pound of explosive.

(ii) With diamond drill holes, the blasting practice differs only in minor details. At each blasting of the face about 12000 tons

are broken. 40 per cent forcite is used, the slitting of the paper is not necessary. No spacers are put. 5 to 6,5 tons of ore are broken per pound of explosive.

8) GRIZZLING AND CHUTES :

There are two types of grizzlies at Noranda Mine, double grizzlies and single grizzlies. Fig. 9 shows a double grizzly. In a single grizzly the main features do not differ. Concrete foundation is put in before the timbering is begun. Grizzly bars are of 12 by 12 in. timber with steel plates covering the top and the two sides. The space between them is 20 in. at the draw-hole end and tapers out towards the centre of the grizzly chamber to 22 in. The secondary blasting takes place in the grizzly chamber. Large pieces of rock as broken by face blasting may not pass through the finger raise above the grizzly and jam the flow of the muck. These are blasted from underneath, generally by sand blasting, and brought down into the grizzly bars, where another blasting is required if they have not reached the grizzly size. Pluggers are used when sand-blast is not sufficient. The standard chute is shown in fig. 9. Chute pullers stand on a platform about 4 ft. above the rails. Two men operate the chute. One of them can stop the car in front of the chute by means of a lever arm which he operates from the platform (see fig. 10).

VI. — BACK - FILLING

A brief description of the back - filling method is almost necessary here, since the process is closely connected with the subsequent pillar recovery. Back - filling follows open stoping and precedes pillar mining. The filling material consists of waste rock, slag, and mill tailings. The liquid slag is granulated to particles of about 2 in. size, by being poured into water. The slag contains iron oxides and silicates. The tailings contain pyrrhotite and silica. When poured into the stope, the two mix, the tai-

lings filling the interstitial spaces between the granulated slag particles, and acting as mortar. Thus the sulphides of the mill tailings act as a cementing agent. Experimental work has been carried out for determining the most efficient proportions of the constituents of the filling material. There must be sufficient tailings to produce the necessary cementing action. But the sulphides must be kept at a minimum to avoid excessive heat due to oxidation. Finer granulation of slag requires less tailings to give the same cementation. The most satisfactory results were obtained from the following composition:

- 50 per cent granulated slag
- 38 per cent crushed slag
- 12 per cent pyrrhotite tailings

After the filling of the stope, heat is generated continuously and the temperature reaches a maximum of 200° F. Mill tailings are poured into the diamond drill holes at the surface, which distribute and bring the tailings into the stope. One drill hole has a capacity of 25 tons per hour. The granulated slag is introduced through raises that lead the roof of the stope. The back - fill sets completely in about three years. At the end of this period drifting can be done through the fill. Hard rock mining is practised, no timbering being needed. The advantages of this method are the following. There is no problem of disposing of the tailings and slag, rather they are usefully utilised. The material replacing the ore offers the same security for mining as the ore itself.

VII. — PRODUCTION AND COSTS (*)

6500 tons of ore are hoisted per day, 6 days a week. 5600 tons per day go through the smelter, 7 days a week. Of this, 3000

(*) All figures given here are either obtained from papers already published or are only rough estimates of the author and may not correspond to the present operating conditions.

tons are the concentrator run, 1400 tons the smelter run, and 1200 tons the flux ore.

The costs, per ton of ore hoisted are:

Stoping	90 cents
Development	30 cents
Back-filling	10 cents
Increase in costs and wages due to war	_____10 cents
Total	Dolar 1,40

VIII. — CONCLUSION

Under Noranda conditions, it is evident that some open stoping had to be adopted at the beginning. A shrinkage method could not be used in sulphide ore since the oxidation of the sulphides would interfere with concentration, and there would be possibilities of fire due to excessive heating. The standard benching method practised in the Upper H ore - body gave very satisfactory results and can be favourably compared with the ring drilling method. It required more development, but it was still a profitable method, because large volumes of ore were mined in single stopes. In the Lower H ore - body such large stopes cannot be mined, due to the decreased ground strength and the increased rock pressure. Thus small ring drilling stopes with minimum development are the best

suited under these conditions. The main advantages of the ring drilling method are as follows :

(a) Drilling and blasting is done in the safest places in the mine, viz. the drifts. The drifts are easily accessible for men and material.

(b) All development and drilling are finished before dangerous conditions arise due to weakness of walls or pillars.

(c) Face blasting being done on Saturday nights, the mine is clear of gas and dust when work is resumed on Monday morning. Daily handling of powder is eliminated.

(d) Once the drilling operations are finished, the rate of production is higher than in the case of «benching» being limited only by the rate of drawing the ore.

BIBLIOGRAPHY

Mining at Noranda, by Oliver Hall, 1937. Trans. I. M. M., Vol. 46, pp. 637 - 671:

Stoping at Noranda, by O. Hall, R. V. Porritt and A. D. Carmichael. Published by C. I. M. M., March, 1936.

Special Number for Noranda. Can. Mining Journal, Vol. 55, No. 4.

Geology of the Home Mine, by H. M. Butterfield. Can. Mining Journal, Vol, 55, No. 4.

