

Universidad Nacional de Ingeniería
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**PROYECTO DE UN SISTEMA DE HUNDIMIENTO POR SUB-NIVELES: DOS
ASPECTOS EN EL PLANEAMIENTO**

T E S I S

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

LUIS A. MARTINEZ MOLINERO

LIMA — PERU — 1983

A
DANIEL Y ADA,
MIS QUERIDOS PADRES
CON EL MAS PROFUNDO
AGRADECIMIENTO Y AMOR

AGRADECIMIENTO

Espero con estas modestas líneas poder compensar la razón de ser de nuestro Centro Superior de Estudios, que a través - de sus profesores supieron infundirme la formación profesional que solvento, por lo tanto en la persona del Ing. Carlos Loret de Mola T. deseo expresar mi reconocimiento y agradecimiento a todos ellos.

Mi agradecimiento también a mis Asesores los Ingenieros Julio Hidalgo y Bernardino Huaita que me brindaron la oportunidad de pretender enfocar este tema cuyo desarrollo pongo a consideración.

Así mismo, terminaré con la misma intención testimoniada al concluir mi bachillerato, es el anhelo de mencionar a todas - las personas que de una u otra manera me ayudaron y alentaron para culminar este capítulo de mi vida universitaria, sería muy amplia la lista, pero, no me olvido, sino más bien en la persona de la Srta. Judith Romero, quien tuvo a su cargo la redacción y mecanografiado de este trabajo, expresó mi gratitud.

RECONOCIMIENTO

Deseo expresar mi gratitud a los siguientes ingenieros por sus orientaciones e informaciones técnicas proporcionadas durante la elaboración del presente trabajo.

Así mismo, dejar constancia del compromiso contraído de no hacer público en este trabajo, datos que son considerados confidenciales y que por ética profesional son de exclusiva propiedad de cada compañía.

- Ing. Federico Oviedo Gerencia Técnica, Hierro Perú
- Ing. Luis Díaz Gerencia de Proyectos, Banco Minero
- Ing. Raúl Orihuela Gerencia de Operaciones, Orihuela J. A. & Cía. Ings. S.A. (Contratista Minero)
- Ing. Adolfo Lazo Gerencia de Operaciones, Tran Sub S. A. (Contratista Minero)
- Ing. Julio Orihuela Gerencia General, OISA Orihuela Ingenieros (Contratista Minero).

"NO HAY QUE SEGUIR EL EJEMPLO DE
AQUELLOS MENDIGOS QUE AL TRATAR DE
EXPLOTAR SU BANCO DE ORO, SE VUEL-
VEN MAS POBRES Y SE QUEDAN SIN BAN-
CO."

I N D I C E

CAPITULO I

1. INTRODUCCION

- 1.1 Objetivo
- 1.2 Abstracto

CAPITULO II

2. GENERALIDADES

- 2.1 El Sistema de Hundimiento por Sub-Niveles
 - 2.1.1 Cuerpos Mineralizados Utilizables
 - 2.1.2 Mecánica del Trazado
 - 2.1.3 Ventajas y Desventajas

CAPITULO III

3. PROYECTO DE UN SISTEMA DE HUNDIMIENTO POR SUB-NIVELES DOS ASPECTOS EN EL PLANEAMIENTO

- 3.1 Método de Estudio para un Análisis
 - 3.1.1 Plan Teórico de Producción
 - 3.1.2 Espaciamiento Vertical de los Sub-Niveles
 - 3.1.3 Número de Cortes Desarrollados
 - 3.1.4 Accesos a los Cruceros
 - 3.1.5 Inclinação de las Rampas
 - 3.1.6 Capacidad del Equipo
 - 3.1.7 Alternativas de Acceso

3.2 Optimización de la Extracción del Depósito

3.2.1 Criterios para determinar el porcentaje de Extracción.

3.2.2 Hipótesis de una mina.

3.2.3 Plan de Producción.

3.2.4 Carguío y Transporte

3.2.5 Índice del Interés y Tamaño del Cuerpo Mineralizado.

3.2.6 Curvas para diferentes Disparos

3.2.7 Aumento de la Producción

CAPITULO IV

4. CONCLUSIONES

4.1 Coclusiones

4.2 Bibliografía

* * * * *

C A P I T U L O I

1. INTRODUCCION

CAPITULO I

1. INTRODUCCION

Si bien actualmente la minería a Tajo Abierto esta ganando te rreno, se prevé que esta tendencia se invertirá en un futuro no muy lejano. Para entonces se deberán haber desarrollado notablemente los métodos o sistemas para explotar en forma subterránea grandes masas mineralizadas.

Hoy día, casi dos tercios de la producción minera mundial pro viene de minas explotadas desde la superficie. La tendencia de la minería subterránea hacia la de Tajo Abierto ha sido no toria por muchos años y se deriva de los grandes adelantos tecnológicos en beneficio de minerales y desarrollo de equi pos mineros. Aunque se espera que esto persista en el futuro inmediato, por necesidad dicho proceso se invertirá a medida que los depósitos económicamente explotables desde la superfi cie se agoten.

Conceptualmente, el éxito actual de la minería a Tajo Abierto se fundamenta simplemente en la habilidad de explotar en forma masiva depósitos de minerales de baja ley. Para que esta posibilidad exista también en las minas subterráneas, la metodología de explotación deberá ser tal que permita al operador transferir la alta productividad de la minería a Tajo Abierto a la minería subterránea.

Si se admite que el concepto de explotación de depósitos super ficiales masivos de baja ley será aplicados en el futuro a depósitos subterráneos, es forzoso aceptar la premisa que económicamente será la más favorable la explotación de estos depósitos en operaciones a gran escala. El sistema o método de Hundimiento por Subniveles cae dentro de esta categoría.

Ahora bien, de lo mencionado anteriormente, el punto de partida no puede ser otro que la pregunta que no sólo nos hacemos los mineros sino los peruanos en general Por qué no se desarrolla nuestra minería? y esa expresión es cabal porque, a pesar de lo mucho que se comento y hasta se especuló sobre la elevación del valor de nuestra producción minera en los años 79-80, lo real es que el volumen de esa misma producción o no aumento o sólo lo hizo en muy pequeña cantidad.

Y los hechos son palpables, a excepción de dos grandes proyectos que han iniciado su construcción en lo que respecta a la minería superficial y la puesta en operación de la ampliación de una mina subterránea en este último año, no se ha puesto en marcha ningún otro de significativa importancia.

Si a esta añadimos no sólo la incuestionable realidad del alto potencial de variados recursos mineros de nuestro país y las conocidas por públicas declaraciones, el requerir además de grandes capitales y gente con mentalidad grande para que combine ambos satisfactoriamente estaríamos respondiendo de alguna manera la pregunta que nos formularamos.

Por lo tanto, corresponder a estas inquietudes y contribuir modestamente a las expectativas que en la juventud cifra la patria, son los anhelos que me impulsaron a proponer este trabajo denominado "Proyecto de un Sistema de Hundimiento por Subniveles" Dos Aspectos en el Planeamiento.

1.1 Objetivo

Vivimos en un siglo apasionante. No sólo por el nivel que ha alcanzado la tecnología, sino que también por el ritmo vertiginoso con que evolucionan y por los contrastes que ponen de manifiesto.

En el campo de la Ingeniería de Minas ello se refleja en la búsqueda de esquemas y modelos precisos que permitan cuantificar los parametros que condicionan la explotación de un yacimiento, junto con el reconocimiento de que aún somos incapaces de definir con exactitud la naturaleza geológica, que sin experiencia e intuición no se puede pretender abordar en una mina, a ello podría agregar recordando las sabias palabras en nuestras primeras lecciones : "... la minería es un arte, por que no hay esquemas, ni fórmulas que permitan hacer el diseño inicial de un mina en el escritorio".

Pero uno de los problemas es la cantidad de información disponible, de cuantos elementos se dispone para juzgar que es lo conveniente. Aún más, esta información además de ser costosa, es limitada. Por lo tanto, son la probabilidad y el margen de error los que definen el curso - por seguir. Entonces, las metas propuestas tienen que ser muy genéricas (no general) y hasta formales sin dejar de ser concreta.

El objetivo es claro: mostrar una metodología a seguir - en el análisis del Sistema o Método propuesto, cuyo uso permita llevar a cabo un proyecto o diseño económicamente óptimo. Este análisis en sus dos aspectos involucra al planeamiento de minado y su influencia económica. Sin embargo, quiero dejar aclarado, reiterando lo que escribí anteriormente, que este trabajo no pretende un estudio detallado de cada operación propiamente dicha, en razón de que ello sería también otro tema propio y amplio a desarrollar.

El propósito, al asumir un depósito hipotético, donde precios y costos son señalados en un rango que puedan ser correctos en el orden de la magnitud que se presentan

y el desarrollo de los parametros y alternativas que se requieran en aplicación del sistema permitan cumplir con este objetivo.

1.2 Abstracto

El presente trabajo se ha elaborado teniendo en cuenta la forma y secuencia lógica que permitan llegar al objetivo trazado.

El segundo capítulo, denominado Generalidades, trata de presentar al Sistema o Método de Explotación mediante una visualización generalizada de como se lleva a cabo la explotación en sí, que características o condiciones deben presentar para su aplicación, aspectos en su mecánica de trazado, incidiendo fundamentalmente al trabajo de desarrollo, se señalará además algunas ventajas y desventajas al adoptarse este Sistema. Para mejor apreciación se incluye gráficos y como información se presentan algunas Tablas de Minas que utilizan este Sistema o Método relacionado básicamente a la maquinaria utilizada y rendimientos obtenidos.

El tercer capítulo, corresponde al desarrollo propiamente de este trabajo, "Proyecto de un Sistema de Hundimiento por Subniveles", en el cual se presentan dos aspectos. - El primero, es el análisis de estudio de las variables que intervienen en el plan de producción, aquí se analizará cinco variables del planeamiento y su influencia económica en el sistema mediante un enfoque que podríamos definir como una comparación. El segundo aspecto, es el análisis de la extracción y recuperación, que se realiza después de haber establecido la curva de dilución con

respecto al tonelaje; la solución que se presenta es la metodología a seguir y que se traduce al aplicar algunos criterios económicos como el Valor Actual Neto de Capital para diferentes porcentajes o radios de extracción. Igualmente se incluye gráficos y tablas que permiten una mejor comprensión de lo propuesto.

Finalmente, se presenta las conclusiones obtenidas como resultado de la elaboración de este trabajo, indicándose además como fuente de información la Bibliografía que ha servido como medio de investigación.

C A P I T U L O I I

2. GENERALIDADES

CAPITULO II

2. GENERALIDADES

2.1 El Sistema de Hundimiento por Subniveles

El Sistema de Hundimiento por Subniveles fue desarrollado en las minas de hierro de Michigan, por el año 1902. Este Sistema permite obtener grandes tonelajes de mineral a un costo relativamente bajo, en forma rápida y segura.

La adopción de este Sistema requiere un cuidadoso estudio del cuerpo mineralizado para asegurar las condiciones que permitan la máxima recuperación del mineral, con el mínimo de dilución; generalmente es aplicado en yacimiento cuyos valores son regularmente uniformes.

Básicamente el procedimiento consiste en dirigir una serie de subniveles comenzando en la parte superior del cuerpo mineralizado. Una abertura vertical es iniciada y entonces una serie de diseños en anillo es perforado y disparado, el mineral roto existente es entonces sacado. El desmonte debe hundirse y el mineral siguiente de abajo se continúa con el mismo procedimiento. Alguna dilución del mineral es inevitable, un cuidadoso control debe ser ejercido si una parte de mineral no debe ser perdido. Ver Fig. 1.

2.1.1 Cuerpos Mineralizados Utilizables

En la elección de un Sistema de Explotación se deben estudiar las diferentes condiciones del cuerpo mineralizado, es decir, las características físicas, geológicas y otros factores económicos para tener el sistema más seguro y que permita la máxima extracción del mineral.

En tal sentido, el Sistema de Hundimiento por Subniveles, los cuerpos mineralizados utilizables debe tomarse en cuenta.

A. Mineral homogéneo y fuerte.

Una de las características del mineral para la aplicación del sistema, es que sea duro o de dureza media para asegurar el sostenimiento, propio de los pilares y de las cámaras de trabajo. Un mineral blando y débil impediría la aplicación del sistema, pues lo convertiría en inseguro; sin embargo podría utilizarse, siempre y cuando las paredes del depósito sean firmes y angostas.

B. Potencia del cuerpo mineralizado.

El sistema puede aplicarse tanto en depósitos de gran potencia como en depósitos angostos, siempre teniendo en cuenta la dureza del mineral y la firmeza de la roca caja. (piso-techo).

C. Roca de Cajas firmes.

La condición mas importante para la aplicación del sistema se refiere a la firmeza y estabilidad de la roca de caja (piso-techo), pués de lo contrario, las cámaras de trabajo o subniveles podrían hundirse antes de que se haya extraído el mineral.

D. Contornos regulares.

El cuerpo mineralizado deberá tener límites - rectilíneos y contornos regulares y definidos, además sin ramales ni inclusiones de mineral en la roca de caja, pues parte del mineral puede quedar sin ser arrancado, lo que ocasionaría pérdidas de mineral.

E. Buzamiento.

Los buzamientos más favorables para la aplicación de este Sistema son los buzamientos bastantes pronunciados superiores a 50°, el cual permite que el mineral se deslice por simple gravedad

F. Valores Uniformes.

Debido a que el sistema no permite el escogido del mineral en el interior de la mina, es aplicado donde los valores son casi uniformes y el escogido no es esencial.

2.1.2 Mecánica del Trazado

Lo esencial en el Sistema de Hundimiento por Subniveles en cualquier cuerpo mineralizado son sus propiedades que deben ser un compromiso entre una variedad de factores. Características de un óptimo trazado deben ser pesados contra el número de subniveles y el costo de desarrollo de ellos. De informaciones que se han encontrado demuestran que minas que usan este Sistema a menudo están continuamente experimentando cambios en sus diseños y llevan a cabo una extracción más económica.

Tipicamente el desarrollo del Sistema consiste en dirigir un nivel principal de transporte o de extracción a alguna distancia debajo de la parte superior del cuerpo mineralizado. De este nivel, chimeneas son llevadas a cabo hasta llegar a la zona superior del subnivel más alto. De estas chimeneas, en la caja piso o techo, galerías son dirigidas a lo largo del cuerpo mineralizado en las elevaciones de los subniveles. Los subniveles son dirigidos a través del cuerpo mineralizado de estas galerías, usualmente en ángulo recto a la dirección de estos, pero ocasionalmente en bajos ángulos reduciendo esquinas angulosas y que sean de fácil tránsito para equipos grandes. Las chimeneas sirven como ore-passes (echadero), retorno de aire y ocasionalmente como acceso para hombres y equipo. Ver Fig. 2.

La facilidad de movimiento de grandes equipos, ahora hacen que se usen entre cada subniveles el Sistema de Desarrollo por Rampas. Estas generalmente trazadas en una gradiente del 20% y provee ---

acceso para suministro de maquinaria como también para la toma de aire. Ver Fig. 3.

A. El espaciamiento vertical entre subniveles, sin tomar en cuenta la economía envuelta en las galerías de los subniveles, es afectada por los siguientes factores:

1. La distancia óptima de perforación a través del cual una buena exactitud puede ser mantenida.
2. El área óptima a través del cual una buena fragmentación puede ser esperada.
3. Una altura óptima después del cual una excesiva dilución en la columna del mineral sería inevitable.

En muchas minas un espaciamiento vertical promedio es entre 10- a 15m., aunque ocasionalmente 18 m. es usado. La distancia óptima de perforación no está directamente determinado por el límite superior del espaciamiento vertical entre subniveles.

B. Distancia horizontal entre subniveles, en términos de una teoría trazada la óptima extracción se deberá llevar a cabo si la anchura del pilar entre los subniveles equivale al ancho del subnivel. Esto generalmente no es posible por razones económicas y estructurales. Distancias actuales entre subniveles están en el rango de 10- a 15 m. (entre otros). La mínima distancia será la más preferible en términos de extracción.

2.1.3 Ventajas y Desventajas

Entre las ventajas tenemos:

1. El sistema encuentra aplicación en una variedad de anchos de cuerpos mineralizados.
2. Es muy utilizable en un alto grado de mecanización combinado con mínimos requerimientos de personal.
3. Versatil en que permite una selección de anchos de áreas de minado, facilitando así la mezcla de diferentes grados de mineral.
4. Gran rendimiento que permite obtener grandes tonelajes de mineral.
5. El Sistema es seguro, pues trabaja siempre sobre mineral firme y alejado lo suficiente de la abertura del tajeo para estar seguro de la loza de falla.
6. El planeamiento no es complicado, esta basado en tres operaciones: desarrollo, perforación radial y carguío de material.
7. El Sistema permite estandarización de equipo y procedimientos de trabajo.

Entre las desventajas tenemos:

1. El Sistema requiere de un capital inicial considerable.
2. Requiere de gran cantidad de trabajo de desarrollos, como son los subniveles y cruceros.

3. La extracción de mineral puede ser tan baja como un 60% pero generalmente no será en exceso de 80- a 85%.
4. La dilución es inevitable con el Sistema.
5. Formación de grandes cavidades que permanecen abiertas después de extraído el mineral.
6. La ventilación en los subniveles individuales deben ser conducidos usando ductos de ventilación.

T A B L A N o 1 - MINAS CON SISTEMA DE HUNDIMIENTO

MINA	PRODUCCION	DIMENSIONES SUB-NIVEL ALTO X ANCHO	ESPAC. HORIZ.	ESPAC. VERT.	BURDEN	ANGULO RADIAL	D E P O S I T O
Kiruna, Suiza	20 millones Ton/año	2.2 x 2.5 m.	10 m.	9 m.	1.5 m.	80°	Fino, magnetita compacta, Buz. 45° a 75°, au- to-soporte, longitud aprox. 4 km., ancho de 90 a 200 m., profundidad de 1,700 m.
Mufulira, Zambia	80,000 ton/mes	4.3 x 4.3 m.	10 m.	15-18 m.	1.8 m.	70°	Sulfuros de Cobre en cuarcitas y granidiorit- tas, mineral y caja techo competente, caja piso incompetente. Cuerpos de mineral de 8 m. de ancho.
Koskullskulle, Suiza	4.5 x 10 ⁶ ton/año.	3.5 x 3.2 m.	9 m.	8 m.	1.8 m.	-	Oval, 17,000 m ² , Buz. 30° - 45°, magnetita friable conteniendo algo de hematita. A me- nudo caolinizado.
Craigmont, Canada	5,000 ton/día	3.2 x 4.0 m.	7.3 m.	9.5 m.	1.0 m.	80°	Tupidamente fracturado chalcopirita - magne- tita en el depósito. Max. anchura de 45 m. Longitud combinadas de 850 m., Profundidad - de 600 m. Inclinación 90° aunque algunos cuer- pos son cerca 50°.
Mt. Isa Australia	5 x 10 ⁶ ton/año. 31% por SLC	2.6 x 2.6 m.	10.7	9.8-15 m.	2.0 m.	Vert.	Dolomita con carbonato, masiva y cristaliza- da, Depósito de Cu., Chalcopirita. Diseminada y Relleno de fracturas. Cresta 300 m. deba- jo de superficie. Longitud 750 m., Anchura hasta 90 m.

**TABLA Nº 2 EQUIPO DE PERFORACION EN CRUCEROS DE
DESARROLLO Y SUB-NIVELES**

MINA	CRUCERO	SUB-NIVEL	DETALLES
<i>Kiruna Suiza</i>	<i>Atlas Copco Simba 22 Rig.</i>	<i>Denver Universal 3 Boom Drill Carrier.</i>	<i>Crucero Simple Operador, 225 m. por por guardia; corres- ponde a 2,400 tm. de mineral por hombre- guardía.</i>
<i>Malmberget</i>	<i>Atlas Copco Simba 22 Ric</i>	<i>Joy Serpent 3 Boom Hydraulic Jumbo</i>	
<i>Craigmont Canada</i>	<i>Gardner-Denver Perforación Radial con 2DH 123. Atlas Copco Simba 26 (Modificado). Perforación Radial con 2 BBC 120.</i>	<i>Gardner-Denver Jumbo Universal con Dh 123.</i>	<i>Un hombre puede perfo- rar 2 ciclos de Desa- rrollo por guardia, o casionalmente 3. Diametro de taladro en crucero es 2".</i>
<i>Mt. Isa Australia</i>	<i>Atlas Buck II Rig.</i>	<i>Gardner-Denver 3 Boom Drill con DH 123 4 1/2" de 10'.</i>	<i>Perforación promedio de 60 m. por guardia.</i>

TABLA Nº 3 - EQUIPO Y RENDIMIENTO

MINA	EQUIPO	DISTANCIA (Una Dirección)	RENDIMIENTO												
Kiruna Suiza	<p>Cargador Joy 18 R con camión kiruna 480, ca- pacidad 37 ton. en 18 m3., motor 240 HP. Die- sel.</p> <p>LHD Scoopmobile KL 560 KLD 450; 10.5 ton. de capacidad en 3.8 m3 de cuchara.</p>	200 m.	361 ton. por hombre guardía.												
Koskullskulle Suiza	Atlas Copco TAB llantas, autoloader, 8 m3 de capacidad por - cuchara.	<p>Promedio Transporte</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th data-bbox="788 1137 826 1160">m.</th> <th data-bbox="1145 1137 1506 1160">Ton. por Hom.-Guard.</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td data-bbox="794 1189 826 1211">20</td> <td data-bbox="1294 1189 1347 1211">285</td> </tr> <tr> <td data-bbox="794 1223 826 1245">40</td> <td data-bbox="1294 1223 1347 1245">251</td> </tr> <tr> <td data-bbox="794 1256 826 1279">60</td> <td data-bbox="1294 1256 1347 1279">225</td> </tr> <tr> <td data-bbox="794 1290 826 1312">80</td> <td data-bbox="1294 1290 1347 1312">204</td> </tr> <tr> <td data-bbox="775 1323 829 1346">100</td> <td data-bbox="1294 1323 1347 1346">186</td> </tr> </tbody> </table>	m.	Ton. por Hom.-Guard.	20	285	40	251	60	225	80	204	100	186	Máxima, hasta 500 ton. por hombre-guardía.
m.	Ton. por Hom.-Guard.														
20	285														
40	251														
60	225														
80	204														
100	186														
Craigmont Canada	<p>ST4 Scooptram usado pa- ra Desarrollo y Tajeo. Motor Diesel a 105 H.P. Minimiza requerimien- to de ventilación.</p>	Hasta 366 m.; promedio 230.	Promedio, 300 tom. por hombre-guardía.												

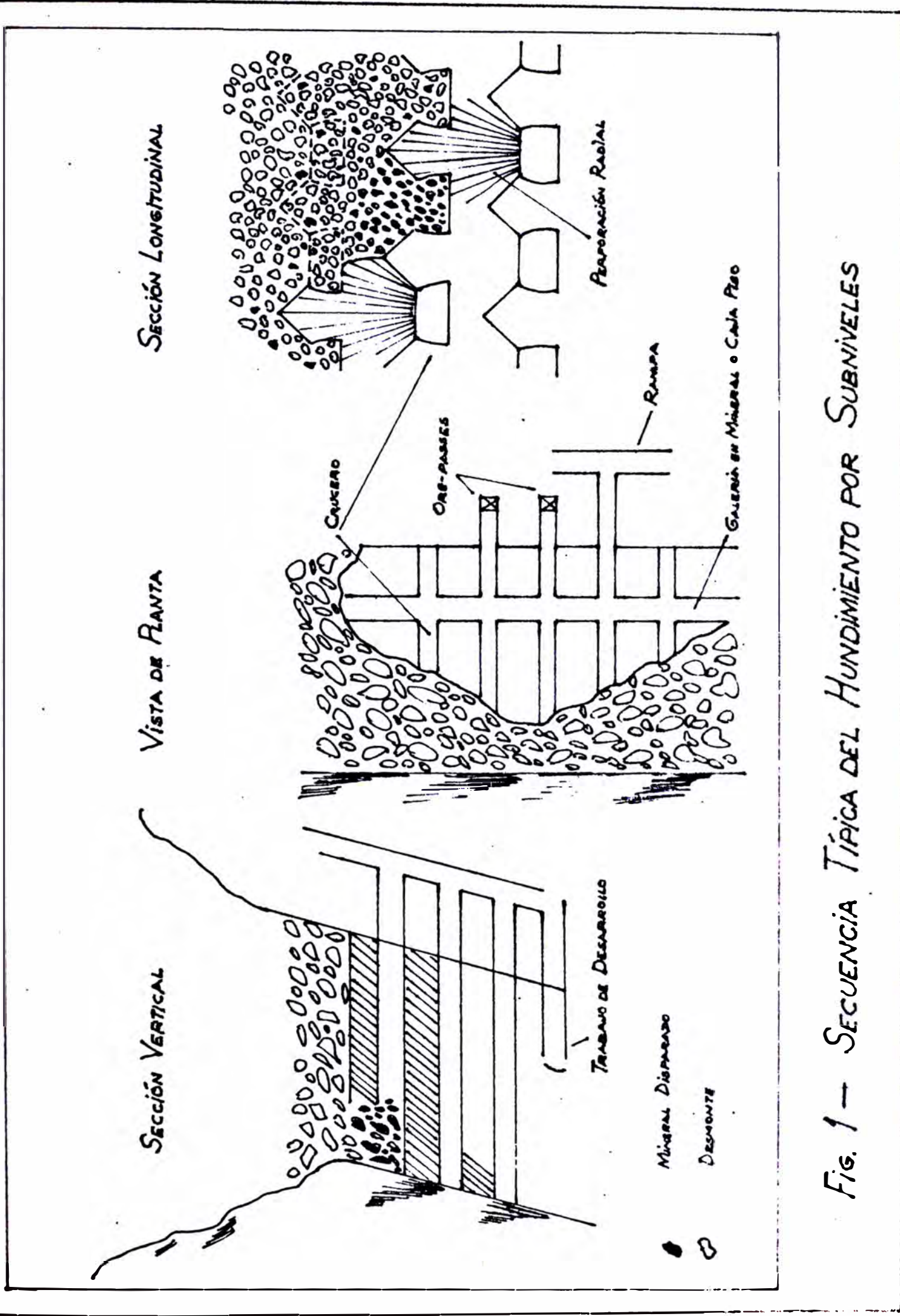
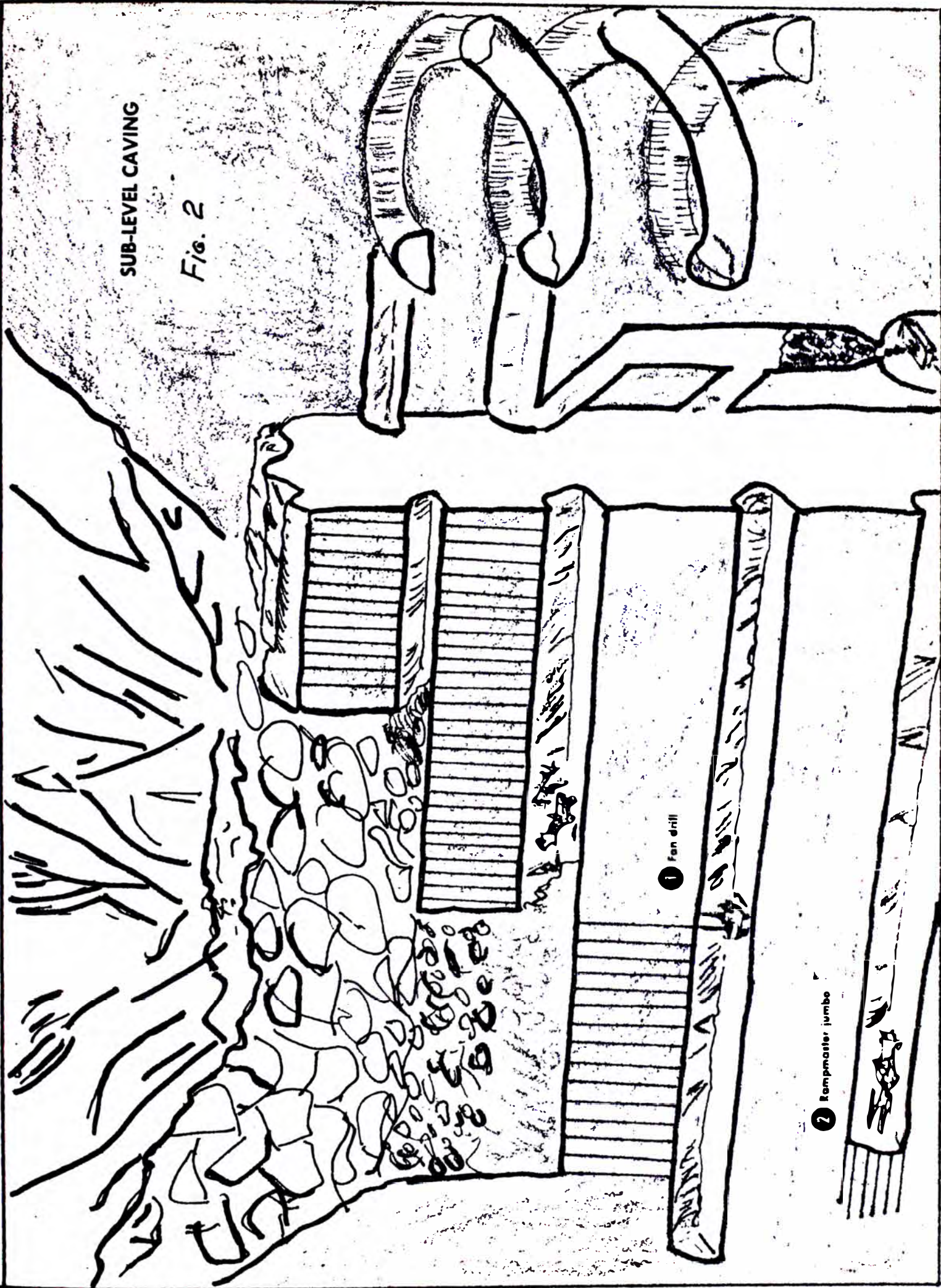


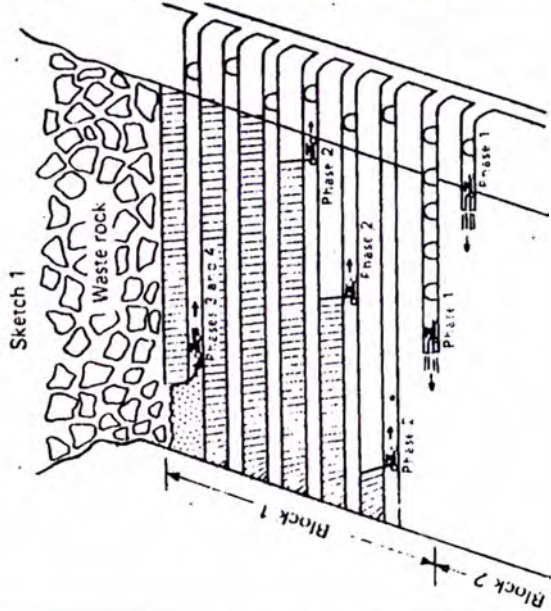
Fig. 1 — SECUENCIA TÍPICA DEL HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

SUB-LEVEL CAVING

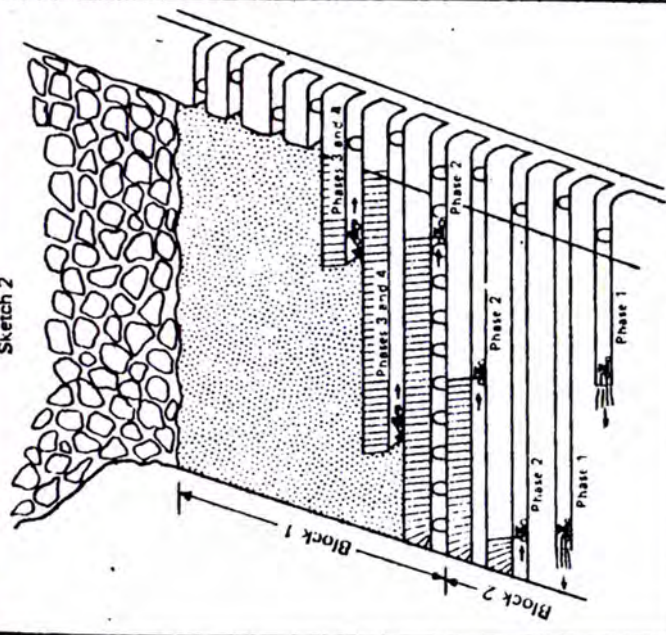
Fig. 2



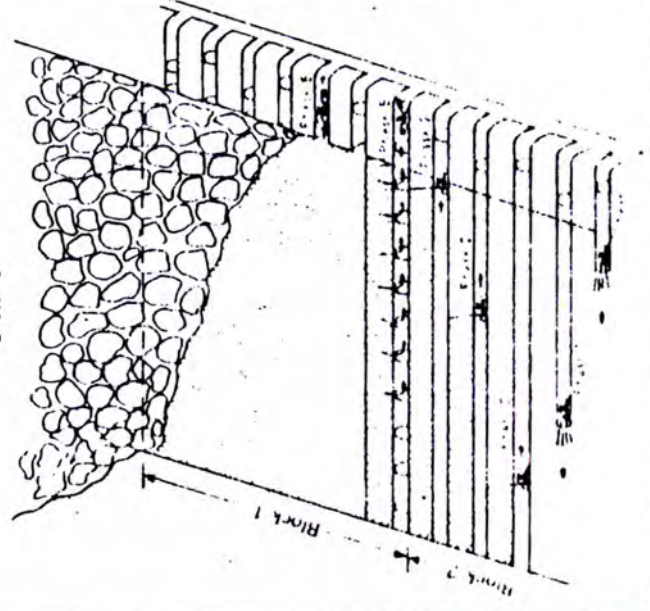
sublevel caving



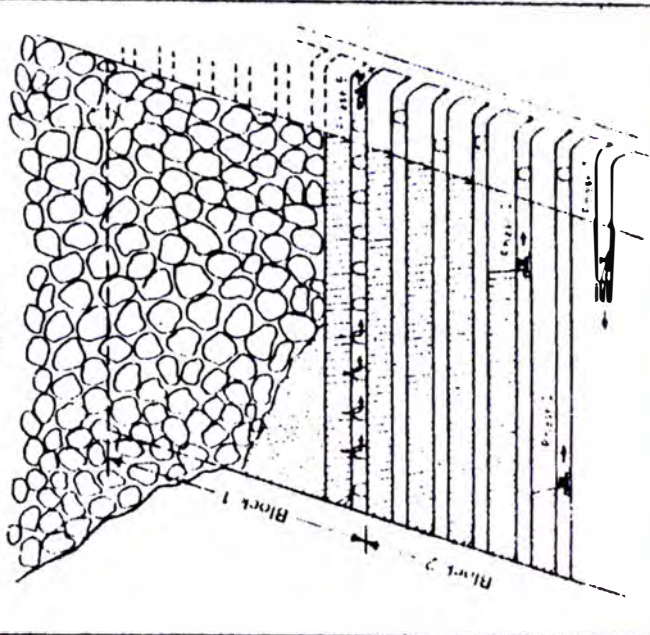
Sketch 2



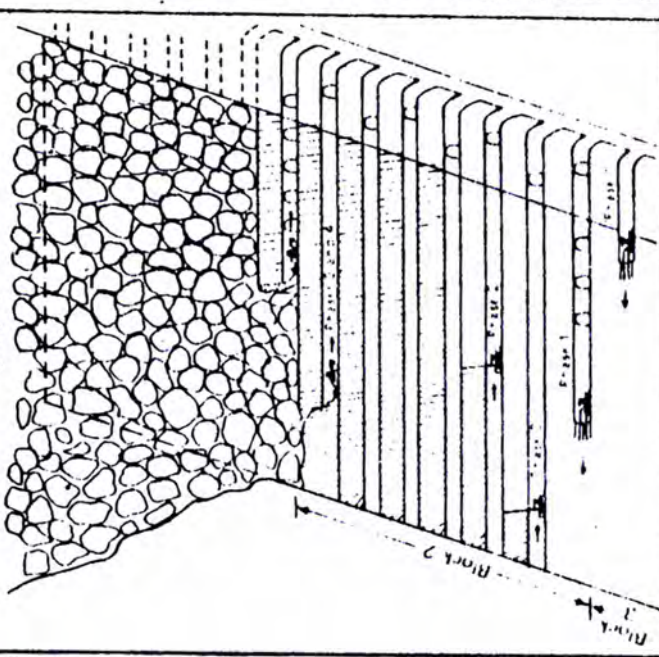
Sketch 3



Sketch 4



Sketch 5



- FASE 1: DESARROLLO
- FASE 2: PERFORACIÓN
- FASE 3: VOLADURA
- FASE 4: EXTRACCIÓN
- FASE 5: EXTRACCIÓN FINAL

FIG. 3 - FASES DEL HUN-

DIMIEN TO POR SUBNIVELES

C A P I T U L O I I I

3. PROYECTO DE UN SISTEMA DE HUNDIMIENTO POR SUB-NIVELES DOS ASPECTOS EN EL PLANEAMIENTO

CAPITULO III

3. PROYECTO DE UN SISTEMA DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

DOS ASPECTOS EN EL PLANEAMIENTO

3.1 Método de Estudio para un Análisis

Muchos factores en el planeamiento pueden sustancialmente alterar el costo y la utilidad del Sistema de Hundimiento por Subniveles. Aquí se analizará cinco variables del planeamiento y su influencia económica en el Sistema.

Ellos son: 1) La distancia entre los subniveles y cruces; 2) El número de subniveles desarrollados; 3) Accesos a los cruceros; 4) Capacidad de Equipo; y 5) El número de rampas requeridas.

Para este propósito, los costos aquí citados son en el orden correcto de la magnitud pero deberá ser considerado hipotético dado que las condiciones varían de una mina a otra. El objetivo, lo citaré nuevamente, es demostrar una técnica que pueda ser usado para llevar a cabo un proyecto o diseño económicamente óptimo.

Hay dos etapas en el Hundimiento por Subniveles: 1) El cuerpo mineralizado es desarrollado en un número de cortes horizontales a través de una red de subniveles; y 2) Estos cortes horizontales son disparados y hundidos. El desarrollo inicial provee una significativa cantidad de producción de mineral (normalmente 15- a 30% de la

producción total) y establece las propias condiciones para el continuo hundimiento.

El Hundimiento por Subniveles esta efectuado por la perforación y disparo del techo de los cruceros en los subniveles. Normalmente un diseño radial o en anillo es usado en la perforación, pero recientemente un diseño paralelo, casi verticales ha sido usado. La ventaja de este diseño, sólo es que el espaciamiento entre los taladros permanece constante, dando como resultado una fragmentación más uniforme del mineral disparado. La inclinación de los taladros perforados es casi normalmente 80° sobre el eje longitudinal del subnivel. Cuando los cortes son disparados una dilución en una cierta cantidad de desmonte debe ser aceptado del hundimiento de la caja techo. El mineral roto es entonces cargado y transportado por los cruceros y las galerías a los echaderos de mineral. Ver Fig. 4.

La cantidad de mineral por disparo es usualmente menos que la capacidad del equipo de carguío. Así garantizan una producción pareja, un mínimo número de cruceros deben siempre ser utilizable para el disparo y carguío.

3.1.1 Plan de Producción

Para un análisis del Sistema propuesto, un hipotético depósito de mineral de hierro he seleccionado para el estudio. El contenido de hierro es asumido en 42%, y las minas abastece a una planta que tiene una capacidad de 3 millones de toneladas métricas por año.

El cuerpo mineralizado teórico es de 1000 m. de largo y en promedio es de 100 m. de ancho.

Cada corte desarrollado es asumido a ser de 10 m. de alto y unos 10 m. de centro a centro entre el espacio de los cruceros de los subniveles. El cruceo tiene una sección de 20 m² de área. La densidad del mineral es 3.5 tm. por m³. Cada ciclo de disparo tiene un avance de 2 m. y el radio de extracción es de 100 %. La dilución durante el hundimiento es de 25 %. El contenido de hierro en los pellets es 66 % y colas de 6 %. Un plan de producción es como sigue:

Mineral por m. lineal de cruceo:

$$20 \text{ m}^2 \times 3.5 \text{ tm./m}^3 = 70 \text{ tm./m.}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cruceros por corte: } \frac{1,000 \text{ m. del depósito}}{10 \text{ m. entre cruceros}} = 100$$

Metraje de cruceros por corte: 100 x 100 m. del depósito = 10,000 m.

Mineral de cruceo por corte:

$$10,000 \text{ m.} \times 20 \text{ m}^2 \times 3.5 \text{ tm./m}^3 = 700,000 \text{ tm.}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de disparos por corte: } \frac{10,000 \text{ m. por corte}}{2 \text{ m. de avance por disparo}} = 5,000$$

Mineral de cruceo	140 tm. (70 tm./m. x 2 m.)
Mineral de Hundimiento	420 tm.
Desmonte de Hundimiento	<u>140 tm.</u>
	700 tm.

Toneladas métricas por año de mineral requerido:

$$3 \text{ millones tm./año} \times \frac{66\% \text{ Fe pellet} - 6\% \text{ Fe cola}}{42\% \text{ Fe mineral} - 6\% \text{ Fe cola}}$$

$$= 5 \text{ millones tm./año.}$$

Nº de disparos por año: $\frac{5 \text{ millones tm./año}}{560 \text{ tm./disparo}} = 8,929$

Requerimiento anual de desarrollo:

8,929 disparos x 2 m./disparo = 17,858 m.

Total de movimiento de material por año:

Mineral de cruceros	1.25 millones/año (17,858 m. x 70 tm./m.)
Mineral de hundimiento	3.75 millones/año (8,929 disp. x 420 tm./disp.)
Desmante de hundimiento	1.25 millones/año (8,929 disp. x 140 tm./disp.)
	<hr/>
	6.25 millones/año

Dilución por el desmante:

$$\frac{140}{140 + 420 + 140} = 20\%$$

Extracción total:

$$\frac{140 + 420}{700} = 80\%$$

Pérdida de mineral:

$$100\% - 80\% = 20\%$$

La cantidad de mineral de desarrollo ha de incrementarse ligeramente si la galería de acceso a los subniveles es ubicado en el cuerpo de mineral, mejor dicho en la caja piso. Después de tomar la pérdida de mineral en cuenta, el tiempo de vida para una sección vertical de 100 m. del depósito será:

$$\frac{100 \times 100 \times 1000 \times 3.5 \times 0.8}{5 \text{ millones tm./año}} = 5.6 \text{ años}$$

El 20% de dilución hace que la producción sea más costosa, requiriendo un manipuleo de un adicional de 1.25 millones de toneladas métricas por año de material. Ver Fig. 5.

3.1.2 Espaciamiento Vertical de los Subniveles

Los cortes horizontales que se toman en un Sistema de Hundimiento por Subniveles son normalmente de 10- a 15 m., tal cual es la distancia adyacente entre los cruceros. El espacio vertical de los subniveles y la distancia de centro a centro de los cruceros de los subniveles son determinados en forma predominante por la mecánica de rocas del cuerpo mineralizado y sus cajas. Una relativa corta distancia entre la vertical y el horizontal espaciamiento del subnivel desarrollado infiere que el depósito deberá ser perforado para un gran número de aberturas. Esto podría crear un problema en la mecánica de rocas, particularmente si hay una prolongación de tiempo entre el desarrollo y hundimiento.

Un estrecho espaciamiento del desarrollo también significa que una parte más grande del depósito deberá ser extraída al realizar los subniveles. El desarrollo en mineral es usualmente más costoso que un disparo y hundimiento de un pilar durante la explotación. El llevar a cabo el más bajo costo en el minado significa que las distancias entre cortes y cruceros deberá ser en lo mejor, -

como posible lo más largo para que la recuperación de mineral pueda ser mantenida en un nivel satisfactorio.

Un simple ejemplo ilustrará como el espaciamiento del desarrollo influirá en el costo del minado. - Unos 20 m² de crucero costará cerca de \$ 300 por m. de avance. Entonces el costo de minado del desarrollo en mineral será:

$$300 \text{ \$/m.} + 70 \text{ tm./m.} = 4.29 \text{ \$/tm.}$$

En la asunción que el costo de perforación y disparo de un diseño radial sea de \$ 300, y el carga do y transporte del material sea \$ 1 por tm.; el costo total del disparo y hundimiento de mineral es:

$$\frac{300 \text{ \$/disp.}}{420 \text{ tm./disp.}} + \frac{1 \text{ \$/tm.} \times 560 \text{ tm./disp.}}{420 \text{ tm./disp.}} = 2.05 \text{ \$/tm.}$$

El ejemplo indica que el desarrollo en mineral es dos veces más costoso que en la operación de hundimiento por subniveles. La diferencia decrecerá ligeramente si contabilizamos al tomar como un adicional el costo por transporte, chancado e izado del 20% de desmonte producido por el disparo y hundimiento. El desmonte, sin embargo, a menudo tiene una baja densidad que el mineral el cual se traslada en un costo alto por metro.

Un incremento en el espaciamiento entre los cortes y los cruceros indica que una gran parte del depósito será minado por la operación de disparo y hundimiento. Pero el Sistema, sin embargo hace que una parte de mineral sea inaprovechable para

el carguío debido al incremento del desmonte. También el incremento del espaciamiento causa una mayor pérdida de mineral con un resultado de acortamiento de la vida de la mina.

En lo positivo, el mejor espaciamiento entre los cortes y cruceros rinde una cantidad mayor de mineral de disparos de producción. Esto es una ventaja proque la cantidad de mineral por disparo es a menudo pequeña en comparación con la capacidad de un equipo (cargador) diesel o eléctrico. Un incremento en el espaciamiento produce una alta capacidad de producción, como se mostrará.

Un segundo ejemplo es analizando un incremento en el espaciamiento entre los cortes y cruceros de 10- a 15 m. Asumiendo por simplicidad, que la extracción de mineral será la misma en ambas alternativas (la cantidad de material cargada en ambos casos es la misma como la cantidad disparada y el 25% del material es desmonte). En la Tabla Nº 4, se muestra un sumario del plan de producción y costos anuales.

La tabla muestra que incrementando la distancia entre los cruceros y cortes de esta mina que se presenta se reduce los costos anuales cerca del 5%. El decrecimiento del tiempo de vida (2.4 meses de 5 años) es no irrazonable, pero la cantidad total de material a ser izada se ha incrementado. Si el Sistema de transporte en la mina se convierte en un "cuello de botella", el costo de capital para una expansión debe ser tomado en cuenta. En suma, la recuperación de mineral puede

hacerse insatisfactoria si el espaciamiento de los cruceros y cortes es incrementado. En realidad esto puede dificultar al tratar de ahorrar dinero por el incremento de la distancia entre cruceros y cortes.

3.1.3 Número de Cortes desarrollados

En cualquier momento puede darse, dos o tres cortes son necesariamente para el trabajo de desarrollo, un corte para la perforación radial y dos o tres para el hundimiento. Un incremento en el número de cortes producirá un incremento en la capacidad de producción debido a que más cruceros son utilizables para un ciclo de minado.

De otra manera, un gran número de cortes desarrollados puede contribuir a un problema de mecánica de rocas, debido a que al atrasarse en tiempo entre el desarrollo y el hundimiento de un corte algún tipo de estabilización de las cajas puede ser necesario. En general, como el número de corte desarrollados se incrementa, una gran inversión - financiera es requerida para las minas.

Al principio, de un plan de producción (10 m. de espaciamiento), los cruceros del subnivel desarrollado de cada corte producirán 700,000 tm. de mineral. Desde que tal desarrollo en mineral el costo es más de \$ 2.24 por tm. que en la operación de hundimiento, un adicional de \$ 1.57 millones deberá ser invertido por corte. Con un interes del 15 % el costo anual extra debería ser---

\$ 235,500. Debido a que la recuperación de mineral de cada corte asciende a 2.8 millones de tm. (1 millón m^3 x 3.5 mt./ m^3 x 0.8 recuperación), el costo de interés agregado al trabajo de desarrollo es el equivalente de 8.4 \$ por tm. de mineral. Esto puede también ser necesario para invertir en estaciones de chancado, piques para izaje y equipo para manipuleo de materiales en una primera etapa que si unos pocos numeros de cortes son desarrollados.

3.1.4 Accesos a los Cruceros

Los accesos a los lugares de trabajo en cada corte pueden ser de tal forma presentados que existen varias maneras diferentes: 1) Una galería horizontal en la caja piso en cada subnivel; 2) Rampas en espiral en la caja piso, 3) Rampas rectas en la caja piso; 4) Piques inclinados o verticales.

Una galería en la caja piso tiene la desventaja de no producir mineral. Pero a menudo las condiciones de la roca en el cuerpo mineralizado son tan malas que hace necesario colocar la galería en un lugar más competente y estable. Un lugar semejante evita problemas asociados con el acceso al cuerpo mineralizado. Por ejemplo, el hundimiento del mineral encima a tales accesos es a menudo dificultoso, especialmente en las secciones donde se cruzan la galería de acceso y los cruces. Frecuentemente un gran volumen de material encima de estos cruzamientos debería ser hundido usando un gran disparo. A causa de que grandes disparos son menos controlables que un disparo normal, a menudo dificultades al carguío de material fuera de una alta pérdida de mineral y una

gran cantidad de desmonte se hacen presente.

El uso de las galerías de acceso en el cuerpo mineralizado a menudo resulta en una alta pérdida de mineral en la caja piso de contacto, especialmente si el cuerpo mineralizado no es de inclinación o buzamiento pronunciado. Con una galería en la caja piso, sin embargo, es siempre posible retomar a las partes bajas de las zonas de disparos al cual no se tiene como llegar. Ver Fig. 6.

Si una galería horizontal de acceso es dirigida en el mineral la longitud a desarrollarse será de 5 m. y para 100 cruceros por corte la excavación lineal sería de 500 m. En desarrollo el costo es de \$ 300 por m., el costo de tal acceso sería cerca de \$ 150,000 por corte y producirá un adicional de 35,000 tm. (500 m. x 70 tm./m.) de mineral de desarrollo por corte. Si la galería esta en la caja piso la misma cantidad de mineral sería minado por hundimiento en un costo de \$ 2 por tm. o sólo \$ 70,000 por corte.

Unos 1,000 m. de galería en caja piso podría haber asumido un costo de \$ 500 por m. debido a las condiciones de la roca son probablemente diferente que el mineral. Así el costo agregado para una galería en caja piso sería a \$ 500,000 más \$ 70,000 por hundimiento menos \$ 150,000 para la galería en mineral, o una diferencia neta de \$ 420,000 por corte. En la Tabla Nº 5 se presenta la comparación.

3.1.5 Inclinación de las Rampas

Personal, máquinas y otros suministros deberán ser transportados de la superficie a varios lugares en la mina. Esto puede ser hecho por piques o rampas inclinadas. En pequeñas minas un pique puede ser la mejor solución. En minas más grandes ha sido demostrado más aprovechable el dirigir rampas inclinadas. Las rampas tienen una ventaja en que ellas pueden proporcionar un continuo acceso a los lugares de trabajo y significa un eficiente incremento en la productividad de la mina.

Antes que el hundimiento pueda empezar, un cierto tiempo es requerido para ejecutar las rampas y desarrollo de los cortes. El desarrollo de los subniveles es compensar horizontalmente lo excavado de las rampas. Incrementando el número de rampas en la caja piso puede reducir el tiempo de desarrollo debido a la cantidad de galerías y cruces de cada rampa es disminuido. Ver Fig. 6.

Dos son los tipos de Rampas conocidos y utilizados en minería:

- a) Rampa Helicoidal.- la que conecta dos niveles por medio de rectas y curvas.
- b) Rampa recta.- la que conecta dos niveles por medio de una recta.

Rampas circulares o helicoidales son más costosas a ejecutar que las rampas rectas por dos razones.

Primero, que la sección de una rampa circular debe ser más grande que una recta para permitir un suficiente espacio para un constante viraje del tráfico. Segundo, es más costosa para la perforación, disparo, carguío y transporte en su construcción propiamente dicha. Entre las ventajas - en tener una rampa circular, algunas veces esta puede ser posicionado alrededor de un pique de ventilación el cual simplificará la ventilación de la rampa, especialmente durante la construcción; además esta necesita de una menor distancia horizontal, para ganar altura lo cual es muy ventajoso en cuerpos mineralizados que presentan mayor desarrollo en altura que longitud.

Rampas rectas son no sólo menos costosas que las rampas circulares, porque ellas permiten altas velocidades de los vehículos ganando con ello una productividad y bajo costos en las operaciones. Los costos de mantenimiento también serán más bajos en una rampa recta que en una rampa circular. La inclinación, en rampas rectas, provee acceso a cortes en la misma vertical o mejor dicho en la parte de arriba y de abajo de cada uno.

La elección de una gradiente para una rampa esta en función del yacimiento propiamente dicho de las consideraciones técnicas y costos que involucran para obtener la más apropiada. Pero podemos señalar que entre los factores técnicos esta la potencia del vehículo a utilizarse que influye en el consumo de combustible, en igual proporción el mantenimiento y reparación que se requiera, como también la vida de los neumáticos. Una pauta que nos puede orientar en la elección de una gradiente

para rampas rectas es de 10% a 15% para las rectas y gradiente de 5% para las curvas, teniendo como base el artículo, transporte subterráneo sin rieles, presentado por P. Wyhot en el 8º Congreso Mundial de Minería.

3.1.6 Capacidad del Equipo

Para el análisis, asumamos que la mina trabaja 250 días por año, 2 guardías por día. El disparo es hecho solo en el fin de la segunda guardia a causa de las restricciones de ventilación. El carguío y el transporte es asignado a scooptram - diesel en un promedio cerca de las 1,000 tm. por guardia (aunque la capacidad de carguío es altamente dependiente de la distancia de transporte), Ver cálculo de equipo en las Tablas Nos. 6 y 7. La cantidad de roca a ser cargada en cada guardia (asumiendo 100% de extracción, el cual es equivalente a 80% de recuperación del mineral) es:

$$\frac{5 \text{ millones tm./año}}{2 \text{ guardias/día} \times 250 \text{ días}} = 10,000 \text{ tm.}$$

Así 10 scooptram ST-13 serán necesitados si cada uno entrega 1,000 tm. por guardia. Esto deberá ser notado, adicional número de cargadores serán necesario para la reserva de capacidad y para el trabajo de desarrollo.

De cada disparo, 560 tm. de mineral serán cargado. En una capacidad de equipo de 1,000 tm. por guardia, cada scooptram puede mover cerca de 4 disparos por día, entonces la producción de 4 disparos deberán ser programados por cada scoop. Una pareja extra de cruceros por scoop deberá estar en

reserva por algún retraso, o retrasos causados por grandes rocas en los draw-point (lugares de carguío) u otros retrasos no programados. Entonces, el número total de cruceros por scoop es aproximadamente diez. Si 10 scoops son requeridos para llevar a cabo los requerimientos de la producción, aproximadamente 100 cruceros deberán ser utilizados en el orden de encontrar los 5 millones de tm. por año.

Después del desarrollo inicial, la perforación radial del techo puede empezar. Cuando la perforación es completada en el área, disparo y carguío puede empezar. El disparo frontal avanzará de la caja techo hacia el acceso permanente o cerca de la caja piso, el hundimiento será detrás de esto.

Cuando la galería esta ubicado en la caja piso, este acceso es utilizable en todos los cruceros de un corte. El hundimiento del frente será por eso practicamente siempre paralelo con la caja piso. Como se mostro anteriormente, 100 cruceros son necesarios para la producción y cada corte de la mina presentada tiene 100 cruceros. La conclusión esta que sólo un corte es requerido para garantizar la producción cuando la galería de acceso esta ubicado en la caja piso.

3.1.7 Alternativas de Acceso

Con acceso al corte de una rampa, el disparo y carguío normalmente empiezan en las esquinas del cuerpo mineralizado en la caja techo, si más que

una rampa es disponible, también en un punto entre las rampas. El hundimiento del frente del subnivel es entonces avanzado hacia la rampa (o rampas) en la caja piso. Cuando más que un corte es necesitado, el disparo y carguío en las esquinas del más bajo o segundo corte empezará un poco después. El frente en el segundo corte retrazará el frente en el corte de más arriba, entonces ambos se moverán hacia el acceso de la rampa.

La distancia a lo largo del cuerpo mineralizado entre un frente y una rampa circular es normalmente mayor que la correspondiente distancia entre la caja techo y piso. Con sólo un disparo por día, los frentes de hundimiento avanzarán 2 m. por día hacia la caja piso. Esto debería teóricamente tomar sólo 50 días para alcanzar la caja piso de unos 100 m. de ancho del cuerpo mineralizado.

En realidad, a menudo toma más tiempo el hundir el frente a lo largo del cuerpo mineralizado de la parte final del depósito al acceso principal de la rampa circular. Así no hay razón disparar y cargar en cada crucero todos los días, consecuentemente no todos los cruceros en un corte serán utilizados para disparar y carguío.

La parte de atrás y encima de la galería de acceso del cuerpo mineralizado debe también ser hundido si la producción del corte es completada. Para evitar altas pérdidas de mineral, el diseño del anillo en la galería debe a menudo ser perforado perpendicular a los anillos en los cruceros y disparado uno por uno. El frente de la galería solo

puede moverse 2 m. por día de las esquinas del cuerpo mineralizado hacia el acceso a la rampa.

Antes que el hundimiento pueda empezar de la galería, los cruceros en las esquinas del cuerpo mineralizado deberán ser hundidos, de otra manera esos cruceros serán inaccesibles por el hundimiento de la galería. Si más que una rampa es usada, el hundimiento puede empezar en múltiples lugares, y 50 días son necesitados para completar el hundimiento de un crucero.

Cuando una sola rampa es situada en la mitad a lo largo y topa el cuerpo mineralizado, cada frente a través de la galería principal debe mover 500 m. de las esquinas o parte final del depósito hacia la rampa de acceso. En unos 2 m. de avance - por disparo por día esto tomará 250 días de trabajo el hundir la galería de la parte final del cuerpo mineralizado a la rampa. El total de tiempo, 300 días de trabajo, es 6 veces más que el tiempo necesario para mover el frente de la caja techo a la caja piso. No hay razón, por eso disparar a los más seis cruceros cada día, en otras palabras, de 100 cruceros en cada corte, sólo cerca de 17 serán utilizables en la práctica. Producir 5 millones de tm. por año de mineral, esto es teóricamente necesario hundir 6 cortes simultáneamente, en la práctica esto es irrealista porque los problemas de mecánica de roca y una gran inversión - necesitada para el trabajo de desarrollo.

Un incremento en el número de rampas incrementa - el número de frentes de hundimiento junto con el número de cruceros disponibles para disparo y carguío y por eso se eleva la capacidad de mina.

Ver Fig. 7 y 8.

Cuando dos rampas son usadas para el acceso del corte, la longitud de la galería entre la parte final del cuerpo mineralizado y una rampa será 250 m. En este caso, 50 días son necesitados para hundir los primeros cruceros más 125 días hundir la galería o sea un total de 175 días. Este intervalo es 3.5 veces el período requerido para mover el frente de la caja techo a la caja piso. Así sólo cerca de 30 cruceros serán utilizables en cualquier momento para el corte y habrá una necesidad de trabajar 4 cortes simultáneamente para mantener la producción requerida por año.

Con tres rampas, la longitud del crucero más la distancia de la galería de acceso en una rampa será de 100 m. más 170 m. es decir 270 m. el cual requerirá 135 días de trabajo. En la práctica cerca de 37 cruceros serán utilizables por corte, indicando que 3 cortes deben ser usados para la producción que es requerida.

La velocidad con la cual la galería deber ser hundido puede ser incrementado si más que unos 2 m. de anillos de perforación puede ser disparado diariamente o en una vez. Como he puntualizado anteriormente, semejante práctica usualmente lleva a una baja extracción y problemas de ventilación.

Con una inclinación de rampa de 1:10 y 10 m. de distancia vertical entre cada corte, una rampa juntará 2 cortes que tendrá una longitud cerca de 100 m. Asumiendo que el corte de la rampa sea \$ 700 por m. lineal, el total de la inversión será sólo \$ 70,000 por rampa. Comparado al costo

de una galería en la caja piso o la cantidad de capital ligado al desarrollo de un corte, un incremento en el número de rampas puede ser el más económico camino para incrementar la capacidad de la mina.

Como otro punto, el Sistema de Hundimiento por Subniveles requiere normalmente un primer desarrollo en un mínimo de dos cortes antes que la producción pueda empezar. Por razones de seguridad, las actividades de desarrollo en un corte pueden no empezar hasta el desarrollo del corte próximo más alto teniendo que proceder a una distancia segura. Cuando usamos rampas rectas el tiempo de espera antes que el desarrollo pueda empezar en un corte puede ser extendido a causa de que los accesos de la rampa a los cortes en cada subnivel están no situados cerca una de otra. Una concesión debe ser hecha para el trabajo de desarrollo en un corte superior al avance a través de los accesos de rampas empezando por el punto de corte de abajo.

El Hundimiento por Subniveles de una área de un corte no puede, claro, tomar lugar antes del hundimiento de la correspondiente área de un corte encima que ha sido hecho. Entonces la distancia de esos frentes deberán moverse en diferentes cortes, serían diferentes en cualquier punto dado de tiempo, ya que demoras ocurrirían antes que el hundimiento pueda ser empezado en un corte.

Con rampas rectas, un pequeño número de cruceros serán disponibles para el disparo y carguío que

si un sistema con rampas circulares es usada. Para encontrar 5 millones de tm. por año de la cuota de producción, más rampas rectas deberían ser requeridas que si el desarrollo emplea rampas circulares.

3.2 Optimización de la Extracción del Depósito

La proporción de recuperación de mineral a una cantidad total de mineral existente en un depósito varia con el sistema empleado y la operación subterránea. Cut-and-fill (Corte y Relleno) es uno de los métodos selectivos y a menudo producen alta recuperación de mineral. Room-and-pillar (Cámara y Pilar) necesitan dejar algo de mineral en los pilares de soporte.

Durante el Hundimiento por Subniveles, la cantidad de mineral extraído es inicialmente mayor que la cantidad de desmonte. Como el minado avanza, la proporción de mineral a desmonte declina, pero al mismo tiempo un incremento en la cantidad de mineral puede ser recuperada. A través de un análisis económico, el radio óptimo de extracción puede ser determinado por un par de índices de retorno financiero.

Anteriormente he hablado sobre un análisis de las variables que intervienen en un plan de producción de hundimiento por subniveles. Ahora hablaremos del análisis de extracción y recuperación, el cual es vital para implementar el plan de producción.

3.2.1 Criterios para Determinar el Porcentaje de Extracción

Para cualquier decisión respecto al porcentaje de extracción es básico y previo establecer de alguna manera, la curva de comportamiento de la dilución en la relación con la extracción.

En una mina con años de operación, este conocimiento del comportamiento puede ser extraído directamente de los informes de producción y puede trabajarse con datos que son fáciles de obtener. Pero en cambio, al tratar de estimar la dilución para un yacimiento que entra en operación el comportamiento se centraría de acuerdo a las características del diseño, características de las rocas y muchos otros factores interrelacionados, haciéndose mucho más difíciles.

Esta determinación es posible dentro de cierto rango dado los innumerables experimentos en modelos y también a escala real y gracias a ello se ha podido definir y obtener los parámetros necesarios. Por lo tanto, partiendo de esta base, presento una metodología para determinar el óptimo porcentaje de extracción del depósito.

Para continuar con este trabajo, definiremos que el radio de extracción como el radio de volumen o tonelaje de material removido (mineral y desmonte) al volumen o tonelaje de mineral disparado. Muchos factores afectan la proporción de mineral a desmonte en el removido de una pila de un crucero

de un subnivel. Por ejemplo la distancia entre los cruceros y los cortes, el diseño de los taladros de perforación, la inclinación de la perforación, la densidad del desmonte y mineral, el tipo de cargadores; tendrán todos un impacto en el radio de extracción.

En la Fig. 9, estoy mostrando una curva de extracción. El radio de extracción puede ser expresado en volúmenes o tonelajes. Para un mineral teniendo una densidad diferente en la roca de la caja-techo, es importante estar seguro si el radio es por volumen o tonelaje. La Fig. muestra un radio de extracción de 100% cerca del 75% de mineral y 25% del desmonte hundido que ha sido extraído, en concordancia con las áreas relativas debajo de las curvas. En el primer carguío (cuchara) de un anillo disparado recientemente el 100% cargado es mineral. En 100% de extracción del disparo, el carguío contiene una igual cantidad de mineral y desmonte. En este ejemplo, recuperar todo el mineral un radio de extracción de 200% es requerida.

3.2.2 Hipótesis de una Mina

Asumiendo que el contenido de un cuerpo mineralizado hipotético es de 42% de hierro y que la mina suministra a una planta de pelletización teniendo una capacidad de 3 millones de tm. por año. La longitud del cuerpo mineralizado es de 1,000 m. y la anchura de 100 m. Cada corte es de 10 m. de alto y hay 10 m. entre los cruceros que son de 20 m² de sección. La densidad del mineral es 3.5 tm./m³, El espaciamiento entre los anillos de

perforación es 2m. El contenido de hierro en los pellets y colas es 66% y 6% respectivamente.

Los scoops usados son de 20 tm. de capacidad de cuchara. El mineral minado es llevado a un ore-pass (echadero), transportado a un nivel principal de transporte, y entonces es izado a la superficie. La compañía desarrollará niveles principales de transporte en intervalos de 200 m. en vertical. Hay 70 millones de tm. de mineral en cada nivel de transporte (1000 m. x 100 m. x 200 m. x 3.5 tm./m³.) En la planta, el desmonte es removido del mineral por separación magnética. El mineral es entonces beneficiado y el concentrado es pelletizado.

En esta hipotética mina de hierro, la curva de extracción mostrada en la Fig. 9 define los parámetros en porcentaje de mineral recuperado durante la operación.

Los siguientes costos son asumidos ante la implementación de producción:

- 1) La construcción de un nivel principal de transporte con una anual capacidad de 5 millones de tm. por año será de \$ 100 millones. Si una alta capacidad es necesitada, la inversión se incrementará por \$ 10 millones por la adición de 1 millón de tm. por año de roca.
- 2) El costo de producción incluye \$ 300 por m. de crucero; perforación radial o anillo y disparo

en \$ 300 por ciclo; y carguío, transporte, i zaje y separación del desmorte a \$ 3 por tm. de roca (El costo del desmorte es más que el de mineral debido al gran volumen por tonelada y la pobre fragmentación).

- 3) Tratamiento y otros costos asociados son \$ 1 por tm. para el beneficio del mineral, \$ 3 por tm. para pelletización, \$ 5 por tm. por transportación al consumidor, costo miscelaneos de \$ 10 millones por año.

Antes que una decisión sea hecha al abrir una mina subterránea, todo el capital invertido, tales como una planta de molienda, planta de pellets, y facilidades de servicio deberán ser tomados en cuenta. Al encontrar el radio de extracción óptima, el capital invertido que será afectado al elegir el radio de extracción debe ser considerado.

Manejar los incrementos en desmorte en altos radios de extracción, grandes inversiones son necesitadas en la operación subterránea, en el sistema de izamiento y en la planta de separación magnética del desmorte. Ese capital extra de inversión será incrementado por \$ 10 millones por cada adición de 1 millón de tm. por año de pellets.

3.2.3 Plan de Producción

Un plan de producción en cuatro diferentes radios de extracción (50%, 100%, 150%, 200%) será

descrito. La cantidad de mineral por metro de crucero es de 70 tm. (obtenido de $20 \text{ m}^2 \times 3.5 \text{ tm./m}^3$). La cantidad de mineral por disparo en el sistema de hundimiento por subnivel es 560 tm. (obtenido de $10 \text{ m.} \times 10 \text{ m.} \times 2 \text{ m.} \times 3.5 \text{ tm./m}^3$ 140 tm.).

En los cuatro diferentes radios de extracción por tonelaje, lo requerido por producción de disparo es 280, 560, 840 y 1,120 tm. de roca respectivamente. La curva de extracción indica que cerca de 250, 420, 530 y 560 tm. respectivamente serán de mineral, la cantidad restante es desmonte. En adición por cada disparo de producción en el Hundimiento por Subniveles, 2 m. de crucero son desarrollados produciendo 140 tm. de mineral.

Producir 3 millones de tm. por año de pellets, significa que 5 millones de tm. de mineral deben ser izados de la mina.

El número de disparos por año en el sistema de Hundimiento es encontrado al dividir el total anual de producción de mineral por la cantidad de mineral disparado, incluyendo la cantidad proveniente del desarrollo. En un 50% de radio de extracción; 12,820 disparos por año son requeridos (obtenidos de $5 \text{ millones tm./} (140 + 250)$). Para radios de extracción de 100-, 150- y 200%, el correspondiente número de disparos serían 8,930; 7,460 y 7,140 respectivamente.

Desde que 2 m. de cruceros deben ser desarrollados por cada subnivel de hundimiento por disparo,

la distancia a ser desarrollada en el cuerpo mineralizado por año es 25,640 m. para un radio de extracción de 50% (obtenido de 12,820 disparos x 2 m./disparo). Para 100-, 150- y 200% de radios de extracción; 17,860; 14,920 y 14,280 m. de cru-ceros deben ser dirigidos.

En 70 tm. por m., la cantidad de mineral de desa-rollo será 1.75 millones tm. anuales en un radio de extracción de 50% (obtenido de 25,640 m. x 70 tm./m.). Para 100-, 150- y 200% radios de extracción, 1.25-, 1.04 y 1.0 millones de tm. por año de mineral de desarrollo producido respectivamen-te.

La cantidad de mineral del hundimiento por subni-veles es encontrada por multiplicar el número de disparos por las toneladas de mineral removida - por disparo. La producción asciende a 3.21 millo-nes de tm. por año en un radio de extracción de 50% (obtenida de 12,820 disparos/año x 250 tm./disparo), y 3.75-, 3.96- y 4.0 millones de tm. por año en los radios de extracción de 100-, 150- y 200% respectivamente.

La cantidad de desmonte es determinado al multi-plicar el número de disparos por la cantidad de desmonte por disparo. Esto viene a 0.38 millones tm. en el radio de extracción de 50% (obtenido de 12,820 disparos/año x 30 tm./disparo), y 1.25, 2.28 y 4.0 millones de tm. por año en los 100%, - 150% y 200% de radios. La cantidad total de roca a izar es 5.38, 6.25, 7.28 y 9.0 millones de tm. por año para los 50%, 100%, 150% y 200% de radios

La dilución es 7% (de 0.38/5.38), 20%, 31% y 44% para los cuatro radios de extracción respectivamente.

La recuperación de mineral del depósito es 56% en un 50% de radio de extracción (obtenido de $(250 + 140)/700$) y 80-, 96- y 100% bajo los otros planes. Teniendo en cuenta que 70 millones de tm. de mineral existe en cada 200 m. de intervalo vertical, la vida de la mina es 7.8 años en un radio de extracción de 50% (obtenido de $70 \text{ millones tm./año} \times 0.56/5 \text{ millones tm./año}$) y 11.2, 13.4 y 14 años respectivamente, bajo las otras opciones de producción.

Usando scooptram de 20 tm. de capacidad, el número de veces de carguío por disparo es 14, 28, 42 y 56 respectivamente.

El radio de desmonte a mineral para la cantidad adicional de mineral que puede ser recuperado por un alto radio de extracción es 0.65 cuando la extracción es incrementada de 50% a 100% y 1.5 y 8.5 cuando es incrementada a 150% y 200% respectivamente.

El sumario del plan de producción para los diferentes radios de extracción esta mostrado en la Tabla Nº 8.

Capital invertido, costos anuales de operación y vida de la mina son funciones del radio de extracción. El óptimo radio de extracción es determinado por la selección del que produce el mayor valor

actual neto de capital.

Ingreso anual y gastos usados en el citado plan - de producción y sus cálculos son descritos y están sumarizados en la Tabla Nº 9.

- 1) Ingreso anual estimado para precios de pellet de \$ 25, \$ 35 y \$ 45 por tm. es \$ 75-, \$ 705, y \$ 135 millones por año, respectivamente. El ingreso anual es independiente del radio de extracción, mientras la producción de pellets es constante en 3 millones de tm. por año.
- 2) El costo anual de desarrollo es alto para bajos radios de extracción a causa de la cantidad requerida de cruceros. En \$ 300 por m. lineal de crucero, los gastos son \$ 7.7-, --- \$ 5.4-, \$ 4.5- y \$ 4.3 millones para 50-, 100-, 150- y 200% de radios de extracción respectivamente.
- 3) Los costos anuales de ciclo de perforación y disparo son también altos para bajos radios de extracción y es estimado en \$ 3.8 millones (de 12,820 disparos x 300 \$/disparo), \$ 2.7-, \$ 2.2-, \$ 2.1 millones respectivamente para los cuatro planes.
- 4) El costo anual para carguío, transporte, iza-je y separación de desmonte será incrementado con altos radios de extracción a causa del incremento en la cantidad desmonte. El costo es estimado en \$ 16.1-, 18.8-, 21.8- y 27.0

millones en los 50-, 100-, 150- y 200% de los planes de radio de extracción respectivamente.

- 5) Otros costos anuales son los siguientes: 5 millones de tm. de mineral a \$ 1 por tm. producirá --- \$ 5.0 millones para el beneficio del mineral; 3 millones de tm. de pellets a \$ 3 por tm. costará \$ 9 millones por pelletización; 3 millones de tm. de pellets a \$ 5 por tm. costará \$ 15 millones para transporte; gastos misceláneos de \$ 10 millones serán considerados. Estos costos son independientes del radio de extracción.

- 6) Del ingreso anual y del costo total anual de operación, el ingreso neto de operación es computado. Calculamos el valor actual del ingreso neto de operación usando el interés del 15%. La inversión de capital es restado y el valor actual neto de capital para un nuevo nivel de transporte o acceso es calculado.

La evaluación económica es sumariada en la Tabla Nº 9 y Fig. 10. En un precio de pellet de \$ 25 por tm., el valor actual neto es negativo indicando con esto que no es provechoso construir un nuevo nivel de transporte en la mina. Con un precio de pellet de \$ 35 o \$ 45 por tm., la inversión es ventajosa, y el óptimo radio de extracción es de 100% o 150% -- respectivamente.

Si los valores actuales netos de capital en la Tabla Nº 9 es comparado al asumir la inversión de la planta

de pellet, etc. (\$ 100 millones), la inversión es aprovechable cuando el precio de pellet sea más alto que \$ 35 por tm.

3.2.4 Carguío y Transporte

En la evaluación económica, \$ 3 por tm. ha sido usado como el costo de carguío, transporte, etc. de desmonte y mineral. Sin embargo, en una mina, esto puede no ser cierto. La densidad del mineral es usualmente más grande que el de desmonte. Una menor densidad implica un mayor volumen por tonelada métrica, tanto la capacidad de tonelaje del equipo en carguío y transporte es diferente que - cuando el mineral solamente es manipulado. Tam--bién, el análisis de la medida del mineral y desmonte son usualmente diferentes. Disparos en mineral producen hundimiento naturales de desmonte de la caja techo. Un diferente diseño en la perforación puede producir una uniforme fragmentación del mineral pero no del desmonte. Grandes bloques de desmonte causan problemas en chutes y chancadoras, y el desmonte debe ser colocado en algún lugar de descarga.

Así, realmente el desmonte requiere más costos de manipuleo que el mineral. Esto es asumiendo que el carguío, transporte, chancado e izaje cuesta - \$ 5 por tm. de desmonte comparado a \$ 3 por tm. - de mineral.

El nuevo costo anual para carguío, transporte, i zaje y separación del desmonte, también esta

presente en el valor actual del capital mostrado en la tabla N° 9. El costo de mineral es de \$ 15 millones y es independiente del radio de extracción. El costo anual para el desmonte es encontrado al multiplicar la cantidad anual de desmonte con el costo asumido de \$ 5 por tm. El costo anual de desmonte manipulado se incrementa al subir los radios de extracción, como se ve en la tabla N° 10. Añadido el costo de manipuleo de desmonte decrece el valor actual neto. Más importante, el radio de extracción óptimo es un poco menos que cuando la diferencia del costo entre el mineral y desmonte no es tomado en cuenta.

3.2.5 Indice del Interés y Tamaño del Cuerpo Mineralizado

En todo análisis de inversiones, es importante el impacto de los cambios en los índices de interés. En la previa evaluación económica fue usado un interés del 15%. Los mismos cálculos fueron ejecutados para otros intereses, y el radio óptimo de extracción ha sido derivado. La Fig. 11 muestra que un interés bajo subirá el radio óptimo de extracción. Esto es, que más económico es operar una mina con un alto radio de extracción y una alta dilución, si el interés es bajo.

En la evaluación, sólo una sección vertical de 200 m. del cuerpo mineralizado fue estudiado. Si más mineral es utilizable en niveles profundos adicionales análisis es necesitado.

Como se muestra, un alto radio de extracción de un ciclo de disparo radial producirá más desmonte,

como resultado un alto costo anual de minado. Si más mineral es utilizable en niveles profundos, - esto puede ser aprovechable usar un bajo radio de extracción en niveles superiores y profundizar la mina un poco más rápido. El mineral de niveles - más profundos puede no ser tan costoso como el mineral extra recuperado en un alto radio de extracción de niveles superiores de la mina.

Como presente, si el precio de pellet de \$ 45 tm. es asumido, el radio de extracción óptimo será - 150% cuando sólo un nivel de transporte es tomado en cuenta. Este radio de extracción es mejor para la profundidad de 200 m. de la mina. El óptimo radio de extracción para el exceso de 200 m. - es encontrado asumiendo que la óptima extracción será usado dentro de los 200 m. del nivel. En un interés del 15%, el valor del capital para una sección vertical de 400 m. del cuerpo mineralizado usando diferentes radios de extracción para los 200 m. superiores es sumariado en la Tabla Nº 11.

Para los primeros 200 m., el óptimo radio de extracción es cerca de los 100%. En niveles más profundos, un radio de extracción de 150% debe ser usado, como se mostro previamente.

El óptimo radio de extracción puede ser calculado de la misma manera cuando profundidades de 600-, 800- y 1000 m. del cuerpo mineralizado queden. El radio óptimo de extracción versus la reserva de mineral que queden es planteado en la Fig. 12. Una gran reserva de mineral resulta en un bajo radio óptimo de extracción. Cuando la reserva que

queda decrece el radio de extracción se incrementa.

El minado en niveles profundos es más costosa. Más energía es necesitada para ventilación, bombeo de agua e izamiento, y la productividad de la mina es baja. Las condiciones de la roca puede cambiar, el cual puede necesitar un cambio en el método o sistema usado. Un alto radio de extracción en niveles superiores, en efecto, pospone estos - costos extras.

3.2.6 Curvas para Diferentes Disparos

Las curvas de extracción del ejemplo usado en este trabajo puede representar un promedio de muchas curvas diferentes de extracción. En una mina realmente, la curva de extracción de un disparo dado, claro, no será exactamente la misma como de otro disparo.

La Fig. 13 ilustra tres curvas de extracción: 1) La curva idealizada; 2) Un caso donde una gran cantidad de desmonte fue hundido en una primera etapa durante la operación de remoción; 3) Una curva donde el radio de mineral es desmonte es alto por un periodo de tiempo largo. La cantidad extra de mineral en el caso 3 puede ser mineral que fue desaprovechado en el carguío en los niveles superiores.

Si todas las curvas de extracción fueran a parecer lo mismo, esto sería fácil al remover un

disparo con el radio de extracción óptima para explicar al operador del carguío cuantas cucharas (o baldes) serán tomados de cada disparo. Desafortunadamente, todas las curvas de extracción no parecen la misma, y esto es casi imposible visualizar que parte de la roca en una cuchara (o balde) o un camión consiste en mineral.

3.2.7 Aumento de la Producción

Un alto radio de extracción permite un incremento en la producción de pellet. Empezando en este punto es asumir que la vida para 200 m. del cuerpo mineralizado es constante en 11.2 años (el cual fue calculado para un radio de extracción de 100%). Los siguientes factores deben ser considerados:

- 1) Independientemente de la extracción, habrá una necesidad para 17,860 m. de desarrollo de cruceros y 8,930 disparos en producción por año durante el hundimiento de los subniveles. La cantidad de mineral de desarrollo será 1.25 millones de tm. por año.
- 2) La cantidad producida de mineral disparado es estimado a ser 2.25-, 3.75-, 4.75- y 5.00 millones de tm. por año bajo los cuatro planes. La correspondiente cantidad de desmonte en la dilución es 0.27-, 1.25-, 2.72- y 5 millones de tm. por año respectivamente. Así la cantidad totalizada es 3.77-, 6.25-, 8.72- y 11.25 millones de tm. por año, respectivamente.

- 3) La total producción de mineral es 3.50, 5.00, 6.00 y 6.25 millones de tm. por año, respectivamente. Con el mismo contenido de hierro en la cabeza de mineral, pellets y colas, etc. la correspondiente producción de pellet es 2.1-, 3.0-, 3.6- y 3.75 millones de tm. por año.

Mientras que la producción de pellet permanece constante en 3 millones de tm. por año, no es necesario tomar en cuenta cualquier nuevo capital invertido para planta de molido y la planta de pellet. El análisis muestra que si tal inversión es necesaria el precio de pellet debe ser más alto que \$ 35 por tm. para que la inversión sea provechosa. En un precio de pellet de \$ 35 por tm., el óptimo radio de extracción es cerca de 100%, - con un precio de pellet de \$ 45 por tm. es de 150%.

En una evaluación económica donde la producción de pellet es incrementada como el radio de extracción, el capital invertido para la planta de molienda, planta de pellet, etc. es incluido. La Fig. 6 muestra que con radios de extracción de 125- 150% el valor actual neto de capital es positivo en un precio de pellet de \$ 35 por tm. Tanto, la posibilidad de incrementar la producción de pellet en un alto radio de extracción hace provechoso invertir en una nueva planta de molienda y planta de pellet. Con un precio de pellet de \$ 45 por tm. el óptimo radio de extracción llegará a 150%.

La Fig. 14 muestra, que es mucho más importante encontrar el óptimo radio de extracción si la

producción de pellet es incrementada que cuando la producción de pellet es conocida con anticipación y mantenida constante.

Esto fue asumido que sólo el mineral de un nivel de transporte ha sido minado. Si más que un nivel de transporte es utilizable, algunas conclusiones no pueden ser válidas. Es posible tener en cuenta que para más de un nivel de transporte significa lo mismo como cuando la producción de pellet fue mantenida constante.

TABLA Nº 4 - COMPARACION DE TIEMPO Y COSTOS PARA
10- y 15 m. DE DESARROLLO POR CORTE

DISTANCIA, METROS:	PLAN DE PRODUCCION		COSTO \$ MILLON POR AÑO	
	10	15	10	15
Distancia a Desarrollar m. por año	17,858	8,220	5.35	2.47
Número necesario de Disparos por año ..	3,929	4,110	2.68	2.05
Mineral de Desarrollo Millón tm. por año	1.25	0.57		
Mineral de Hundimiento por Subniveles, Millón por tm. por año	3.75	4.43	9.38	11.08
Desmante en la Dilución Millón tm. por año	1.25	1.48	3.75	4.44
Cantidad total a izar millón tm. por año	6.25	6.48		
Tiempo de vida para 100 m. vertical, - años	5.6	5.4		
COSTO TOTAL			21.16	20.04
COSTO TOTAL MINA \$/Tm.			3.39	3.09

Asumiendo: Desarrollo a \$ 300 por m.; perforación radial y disparo para 10 m. de espaciamiento en \$ 300 por ciclo; perforación radial y disparo para 15 m. de espaciamiento en \$ 500 por ciclo; carguío, transporte e izamiento de mineral hundido a \$ 2.50 por tm. y desmante hundido a \$ 3.00 por tm.

TABLA Nº 5 - COMPARACION DE COSTOS EN DETERMINAR
LOS ACCESOS A LOS CRUCEROS

	G A L E R I A	
	EN DEPOSITO	EN CAJA PISO
<i>Distancia a Desarrollar (m.)</i>	500	1,000
<i>Mineral producido (tm.)</i>	35,000	-.-
<i>Desmonte producido (tm.)</i>	-.-	70,000
<i>Mineral por Hundimiento (tm.)</i>	-.-	35,000 (1)
<i>Cantidad total removida (tm.)</i>	35,000	105,000
<i>Costo de Desarrollo (\$/m.)</i>	300	500
<i>Costo de Galería (\$)</i>	150,000	500,000
<i>Costo por Hundimiento (\$/tm.)</i>	-.-	2
<i>Costo por Hundimiento (\$)</i>	-.-	70,000
<i>Costo total de Galería (\$)</i>	150,000	570,000
<i>Costo de Galería (\$/tm.)</i>	4.29	5.43

(1) Se asume que el tonelaje producido cuando la galería se ubica en el depósito se explotara esta cantidad por Hundimiento, para los cálculos cuando se realiza en la Caja Piso.

TABLA Nº 6 - CALCULO DE EFICIENCIAS

1. Horas efectivas de trabajo:

$$250 \text{ días} \times 2 \text{ guardías/día} \times 8 \text{ hrs./guardía} \times 0.90 = 3,600 \text{ hrs.}$$

2. Mantenimiento preventivo:

4 horas/80 horas efectivas

$$3,600 \times 4/80 = 180 \text{ horas}$$

3. Reparación de motor, chasis y otros 500 horas

4. Espera por repuestos 20% (3) 100 horas

5. Espera por Operador 5% (1) 180 horas

6. Desperfectos en el Equipo:

1/2 hora.guardía 250 horas

Disponibilidad mecánica:

$$\frac{3,600 - 180 - 500}{3,600} = \frac{2,960}{3,600} \times 100 = 81.1 \%$$

Disponibilidad física:

$$\frac{2,960 - 100 - 180}{3,600} = \frac{2,680}{3,600} \times 100 = 74.4\%$$

Horas netas utilizadas:

$$\frac{2,680 - 250}{3,600} = \frac{2,430}{3,600} \times 100 = 67.4 \%$$

TABLA N^o 7 - CALCULO Y SELECCION DE EQUIPO

SCOOPTRAM	ST-5	ST-8	ST-13
Capacidad de cuchara (Yd ³)	5	8	13
Capacidad de cuchara (m ³)	3.8	6.1	9.9
Densidad de material suelto (tm/m ³)	2.3	2.3	2.3
Factor de Llenado	0.95	0.95	0.95
Tonelaje efectivo por cuchara (tm.)	8.3	13.3	21.6
Producción por hora (tm/hr.)	81.1	130	211
Disponibilidad mecánica (%)	81.1	81.1	81.1
Producción posible por hora	66	105	171
Disponibilidad Física (%)	74.4	74.4	74.4
Producción Estimada por hora	49	78	127
Producción Estimada por día	784	1,248	2,032
Producción Requerida por día	20,000	20,000	20,000
N ^o de Scoops necesarios	26	16	10

NOTA : Para la producción por hora se asume: velocidad promedio 14 km./hora, distancia promedio 400 m.

SCOOPTRAM PRODUCTION CHART

TRACKLESS MINING AND TUNNELING LOAD-HAUL-DUMP (LHD) MATERIALS HANDLING
(METRIC SYSTEM)



Scooptram Model	Overall Width m	Operator's Height m	Rated Trimming Capacity		Vehicle Turn Radius		Minimum Haulage-way Curve Radius m
			Metric Tons	Standard Bucket m ³	Inside m	Outside m	
EHST-1A	1.22	1.83	1.36	0.76	1.53	3.25	2.39
HST 1A	1.22	1.85	1.36	0.76	1.63	3.25	2.44
ST 2P	1.55	1.86	2.22	1.23	2.41	4.55	3.52
ST 2D	1.55	1.98	2.22	1.33	2.62	4.70	3.69
ST 5A	2.44	2.11	6.80	3.82	3.13	6.30	4.72
ST 5B	2.14	2.14	6.80	3.82	4.05	7.32	5.99
ST 5C	2.44	2.16	6.80	3.82	3.12	6.32	4.75
ST 8	2.49	2.26	10.88	6.17	4.42	7.70	6.06
ST-13	3.05	2.54	17.69	9.94	3.96	7.70	5.83

RATE OF PRODUCTION FORMULA

The production figures given in this table were derived from the following formula:

$$R = \frac{50L}{t + \frac{2D}{16.67S}}$$

NOTE: To estimate production using parameters different than those shown and/or assumed in this table, use the RATE OF PRODUCTION FORMULA.

Where:

- R = Rate of production in tons per hour, tph
- 50 = 50 operating minutes per hour to account for delays.
- L = Scooptram rated trimming capacity, in metric tons.
- t = Fixed cycle time to load, dump and maneuver, in minutes.
- 16.67 = Constant to convert kilometers per hour to meters per minute.
- s = Estimated average speed over the cycle, in kilometers per hour.
- D = ONE WAY trimming distance, in meters (2D accounts for round trip).

PARAMETERS ASSUMED

- Decimals carried only one place. Below 5 discards to lower; above 5, increase to higher.
- FIXED CYCLE TIME (t): 0.80 minutes (includes load, dump and maneuver).
- OPERATING MINUTES PER HOUR: 50 minutes (50 min/hr to account for delays).

One-Way Distance "D" Meters	EHST 1A (9.5 max) HST 1A (12.0 max)					ST 2 All 2-Cubic Yard Models							ST 5 All 5-Cubic Yard Models							ST-8							ST-13							One-Way Distance "D" Meters
	4 km/h	6 km/h	8 km/h	10 km/h	12 km/h	4 km/h	6 km/h	8 km/h	10 km/h	12 km/h	14 km/h	4 km/h	6 km/h	8 km/h	10 km/h	14 km/h	18 km/h	22 km/h	4 km/h	6 km/h	8 km/h	10 km/h	14 km/h	18 km/h	22 km/h	4 km/h	6 km/h	8 km/h	10 km/h	14 km/h	18 km/h	22 km/h		
50	30	38	44			59	76	88	97			148	189	219					237	302	351					385	491	571					50	
75	22	30	35	40	44	45	59	71	80			111	148	177			Not able to maintain speed at this distance.	178	237	283					290	385	461					75		
100	18	24	30	34	38	36	49	59	68	76	82	89	121	148	170			143	194	237	272				233	316	385	442				100		
150	13	18	22	26	30	26	36	45	52	59	65	64	89	111	131	162	189	210	103	143	178	209	259	302	336	167	233	290	340	421	491	546	150	
200	10	14	18	21	24	20	28	36	43	49	54	50	71	89	106	136	160	180	80	113	143	170	218	255	288	130	184	233	276	354	415	468	200	
250	8	12	15	18	21	16	23	30	36	41	47	41	59	75	89	117	138	157	66	94	120	143	188	220	252	107	153	194	233	305	358	409	250	
300	7	10	13	15	18	14	20	26	31	36	40	35	50	64	77	100	121	139	56	80	103	124	160	184	223	80	130	167	201	280	316	363	300	
350	6	9	11	14	16	12	17	22	27	32	36	30	41	56	68	89	109	125	48	70	90	109	143	174	201	78	113	146	177	233	283	326	350	
400	5	8	10	12	14	11	15	20	24	28	32	27	39	50	61	81	98	114	43	62	80	97	130	157	183	69	101	130	158	211	255	297	400	
450						10	14	18	22	26	29	24	35	45	55	72	89	105	38	56	72	88	116	143	167	62	90	117	143	188	233	272	450	
500						9	13	16	20	23	27	22	31	41	50	67	82	96	34	50	66	80	107	132	154	56	82	107	130	173	214	251	500	
600						7	11	14	17	20	23	18	27	35	43	58	71	84	29	43	56	68	92	113	134	47	69	90	111	150	184	217	600	
700												16	23	30	37	50	62	74	25	37	48	59	80	99	118	41	60	78	98	130	162	191	700	
800												14	20	27	33	44	55	66	22	32	43	52	71	89	105	36	53	69	85	115	144	171	800	
900												12	18	24	29	40	50	60	20	29	38	47	64	80	95	32	47	62	76	109	130	155	900	
1000																		18	26	34	43	58	73	87	29	43	56	69	95	118	142	1000		
1100																		16	24	31	39	53	67	80	26	39	51	63	87	109	130	1100		
1200																		15	22	29	36	49	62	74	24	36	47	58	80	101	121	1200		
1300																		14	20	27	33	46	57	69	22	33	44	54	74	93	112	1300		
1400																		13	19	28	31	43	54	65	21	31	41	50	69	87	105	1400		
1500																		12	18	23	29	40	50	60	19	29	38	47	65	82	98	1500		
1600																									18	27	36	44	61	77	93	1600		
1700																									17	25	34	42	57	73	88	1700		
1800																									16	24	32	39	53	68	83	1800		

SAMPLE ESTIMATE

rate of production formula

ST 8 at 350 meters @ 10 km/h

$$R = \frac{50 \times 10.9}{0.80 + \frac{2 \times 350}{16.67 \times 10}} = \frac{545}{4.19 + 4.99} = 109 \text{ (t)/h}$$

TABLA Nº 8 - PLAN DE PRODUCCION PARA DIFERENTES RADIOS DE EXTRACCION

RADIO DE EXTRACCION POR TONELAJE (%)	50	100	150	200
Cantidad de mineral por metro de cruceo (tm.)	70	70	70	70
Cantidad de mineral por Disparo en Sub-Nivel (Tm.)	560	560	560	560
Cantidad de material removido por disparo en sub-nivel:				
Mineral	250	420	530	560
Desmante	30	140	305	560
Total	280	560	835	1,120
Nº de Disparos por año en Hundimiento por Sub-Nivel ...	12,280	8,930	7,460	7,140
Distancia a Desarrollar por año (m.)	25,640	17,860	14,920	14,280
Mineral de Desarrollo (millones de tm. por año)	1.79	1.25	1.04	1.00
Mineral de Hundimiento por Sub-Nivel (millones de tm. - por año)	3.21	3.75	3.96	4.00
Cantidad Total de Mineral (Millones de tm. por año) ..	5.00	5.00	5.00	5.00
Cantidad de Desmante en Dilución (Millones de Tm. por año)	0.38	1.25	2.28	4.00
Cantidad Total a izar (millones de Tm. por año)	5.38	6.25	7.28	9.00
Total de Desmante (%)	7	20	31	44

<i>RADIO DE EXTRACCION POR TONELAJE (%)</i>	<i>50</i>	<i>100</i>	<i>150</i>	<i>200</i>
<i>.. /</i>				
<i>Total de Recuperación (%)</i>	<i>56</i>	<i>80</i>	<i>96</i>	<i>100</i>
<i>Tiempo de Vida (años para 200 m.)</i>	<i>7.8</i>	<i>11.2</i>	<i>13.4</i>	<i>14.0</i>
<i>Minero de Carguío por Disparo (por Equipo)</i>	<i>28</i>	<i>56</i>	<i>84</i>	<i>112</i>
<i>Radio de Desmonte a Mineral por Adicional Mineral</i>	<i>-</i>	<i>0.65</i>	<i>1.50</i>	<i>8.5</i>

TABLA Nº 9 - EVALUACION ECONOMICA EN UNA PRODUCCION
CONSTANTE DE PELLET

EXTRACCION (%)	50	100	150	200
- Ingreso, \$ millones por año:				
A \$ 25 por tm. de pellets	75.0	75.0	75.0	75.0
A \$ 35 por tm. de pellets	105.0	105.0	105.0	105.0
A \$ 45 por tm. de pellets	135.0	.35.0	.35.0	.35.0
- Costo de Operación, \$ millones por año:				
Desarrollo	7.7	5.4	4.5	4.3
Perforación y Disparo	3.8	2.7	2.2	2.1
Carguío, transporte, izaje, etc.	16.1	18.8	21.8	27.0
Beneficio de Mineral	5.0	5.0	5.0	5.0
Pelletización	9.0	0.0	9.0	9.0
Transporte	15.0	15.0	15.0	15.0
Miscelaneos	10.0	10.0	10.0	10.0
Total	66.6	65.9	67.9	72.4
- Ingreso neto de Operación, \$ millones por año:				
A \$ 25 por tm. de pellets	8.4	9.1	7.5	2.6
A \$ 35 por tm. de pellets	38.4	39.1	37.5	32.6
A \$ 45 por tm. de pellets	68.4	69.1	67.5	62.6
Factor 15%				
Para el Índice de Interés	4.42	5.27	5.60	5.72

...//

EXTRACCION (%)	50	100	150	200
----------------	----	-----	-----	-----

../

- Valor Actual de Capital, \$ millones:

A \$ 25 por tm. de pellets	37.1	48.0	42.0	14.9
A \$ 35 por tm. de pellets	169.7	206.0	210.0	186.5
A \$ 45 por tm. de pellets	302.3	364.1	378.0	358.1
Capital Invertido en Mina, \$ millones	103.8	112.5	122.8	140.0

- Valor Actual Neto de Capital, \$ millones:

A \$ 25 por tm. de pellets	-66.7	-64.5	-80.8	-125.1
A \$ 35 por tm. de pellets	65.9	93.5	87.2	46.5
A \$ 45 por tm. de pellets	198.5	251.6	255.2	218.1

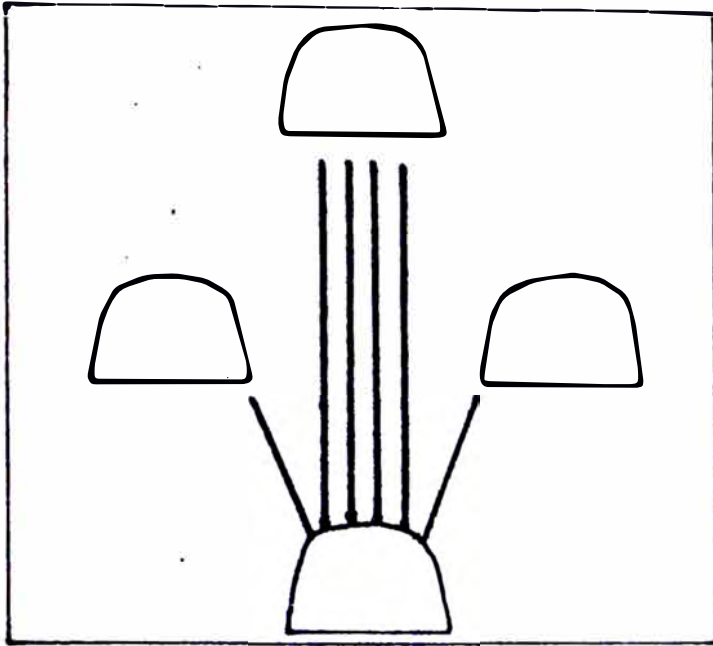
TABLA Nº 10 - COSTO ANUAL Y VALOR ACTUAL NETO DE CAPITAL

RADIO DE EXTRACCION (%)	50	100	150	200
Costo Anual para carguío, transporte, etc. (\$ millones por Año):				
Mineral	15.0	15.0	15.0	15.0
Desmonte	1.9	6.3	11.4	20.0
Total	16.9	21.3	26.4	35.0
Valor Actual Neto de Capital (\$ millones) a \$ 45 por tm. de pellets	195.0	234.4	229.4	172.4

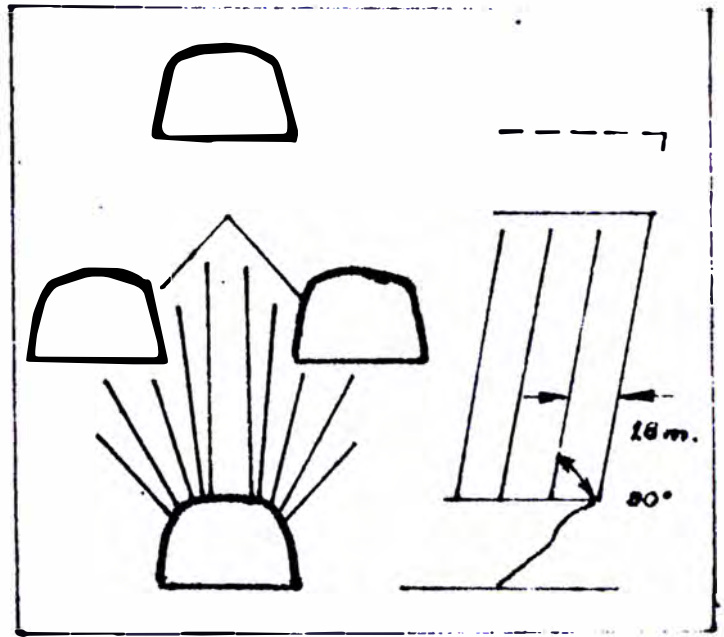
TABLA Nº 11 - VALOR ACTUAL NETO DE CAPITAL PARA 400 M. DEL CUERPO MINERALIZADO

Radio de Extracción para 200 m. Superiores de 400- m. del Depósito.	Valor Actual Neto de Capital del Depósito de Profundidad 400 m. (Millones)
50%	$198.5 + 0.33 \times 255.2 = \$ 282.7$
100 %	$251.6 + 0.21 \times 255.2 = \$ 305.2$
150 %	$255.2 + 0.15 \times 255.2 = \$ 293.5$
200 %	$218.1 + 0.4 \times 255.2 = \$ 253.8$

Asumiendo: Índice de Interés del 15%.



VERTICAL



RADIAL

FIG. 4 - PERFORACIÓN

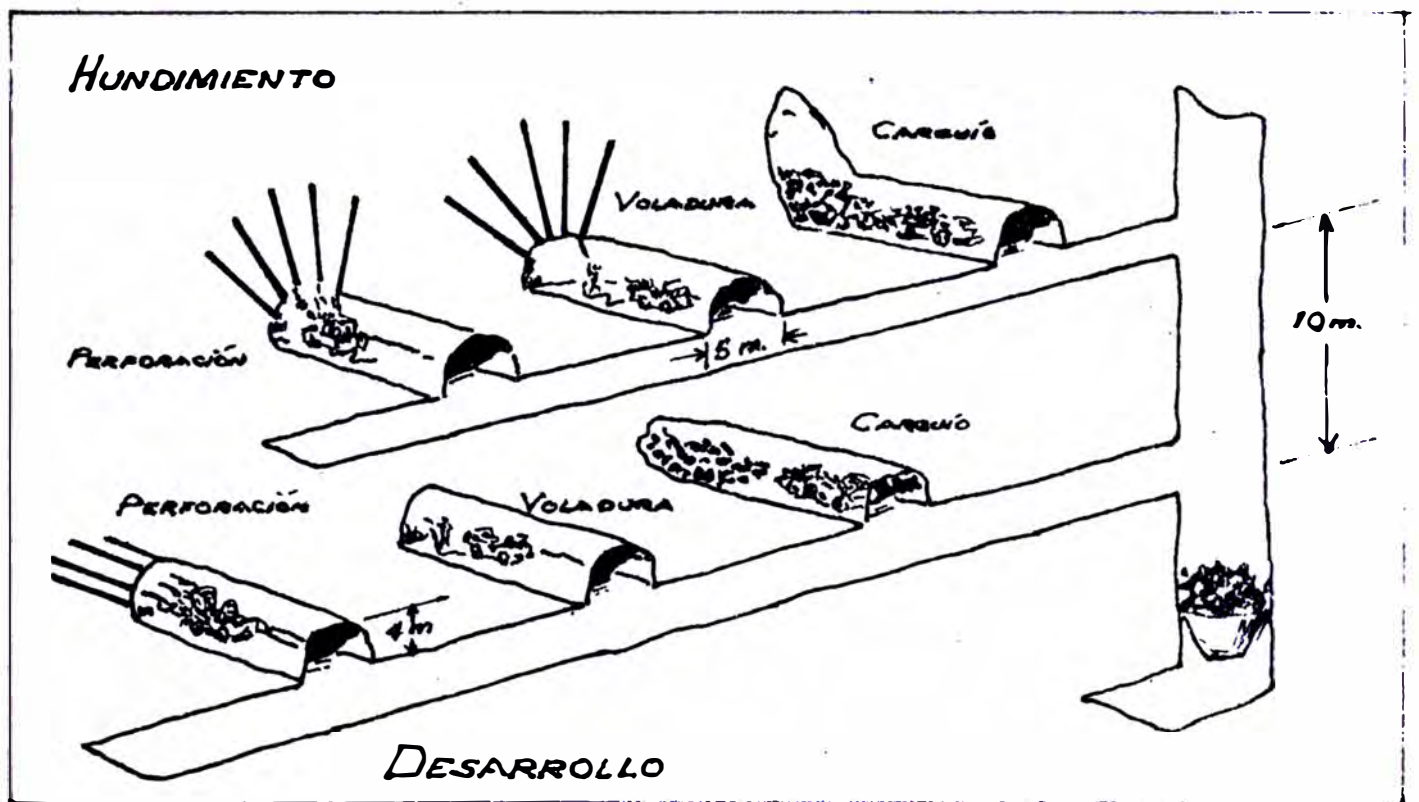


FIG 4 - ETAPAS DEL HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

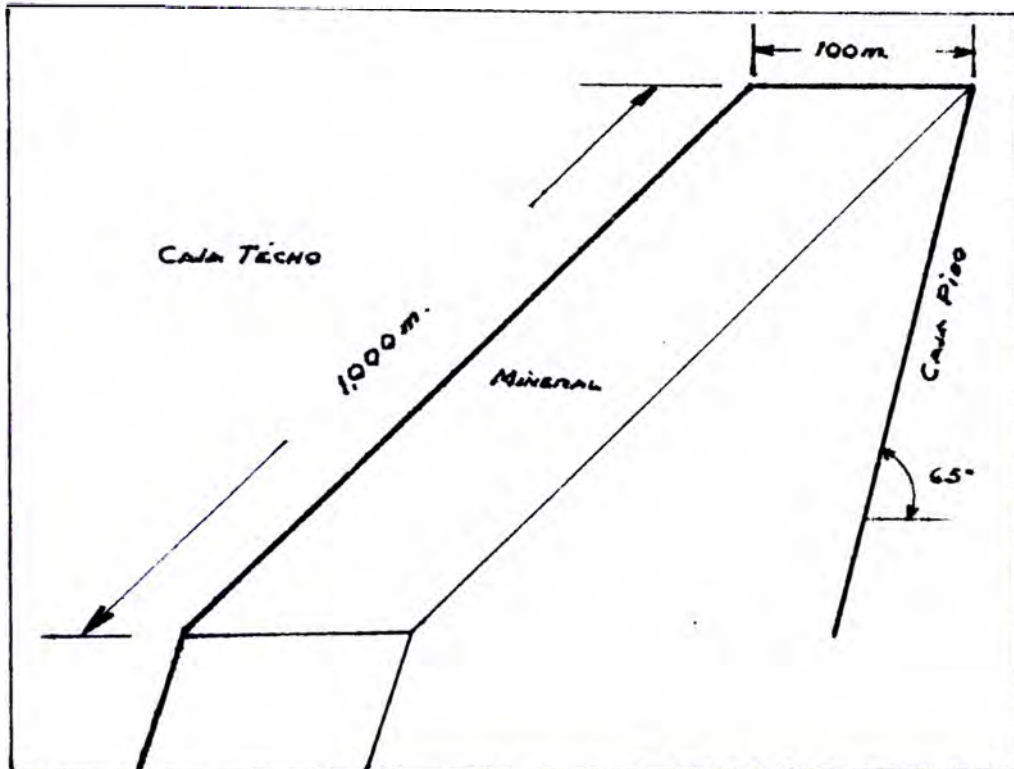


Fig. 5 — FIGURA SIMPLIFICADA DEL DEPÓSITO MOSTRANDO LA GEOMETRÍA

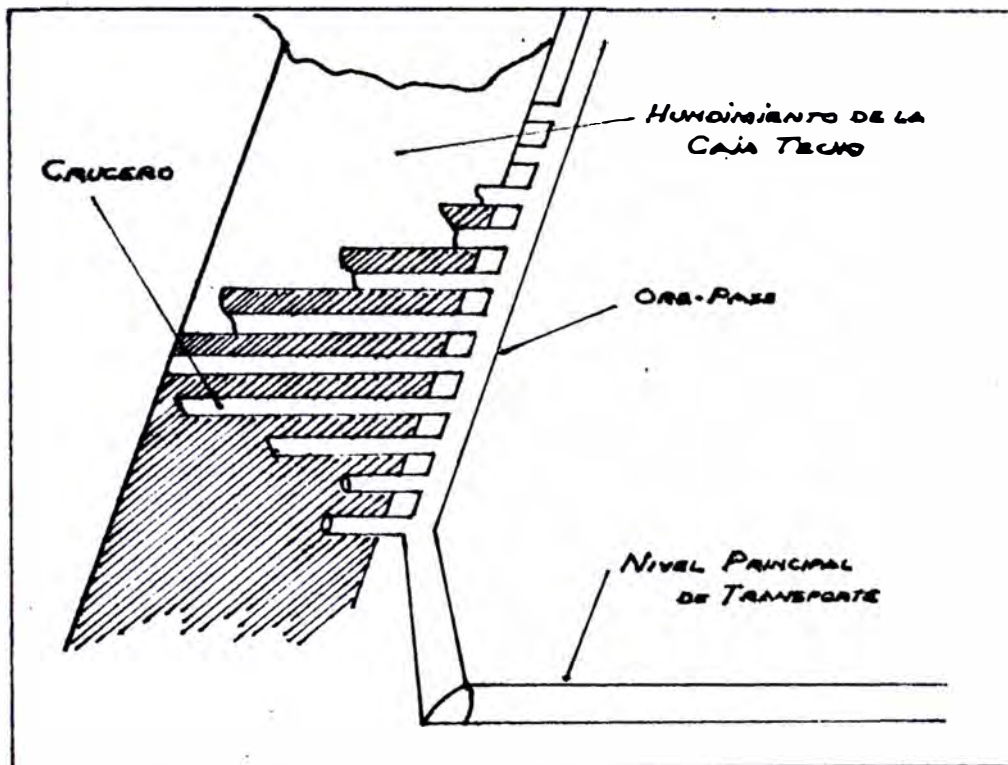


Fig. 5 — HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

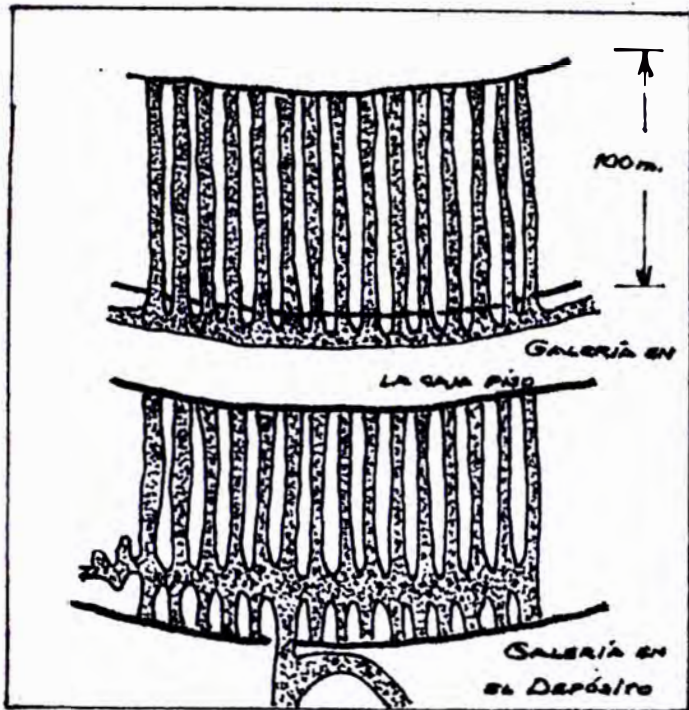


FIG. 6—RAMPA RECTA

FIG. 6 — ALTERNATIVAS DE ACCESO

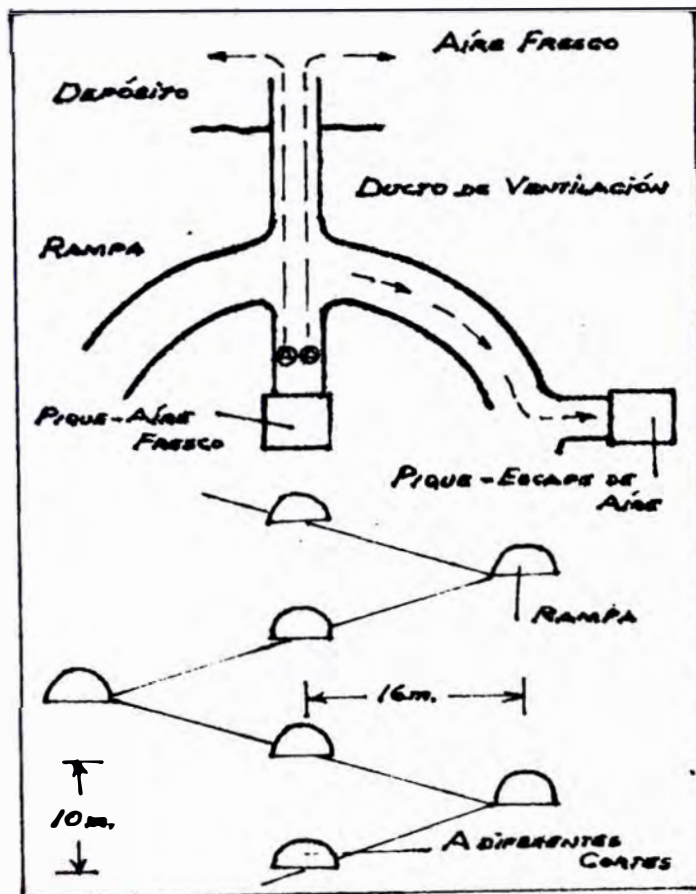
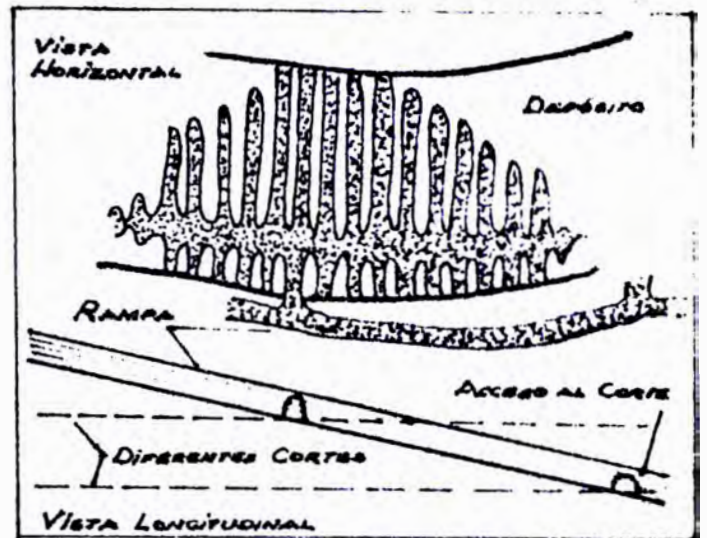
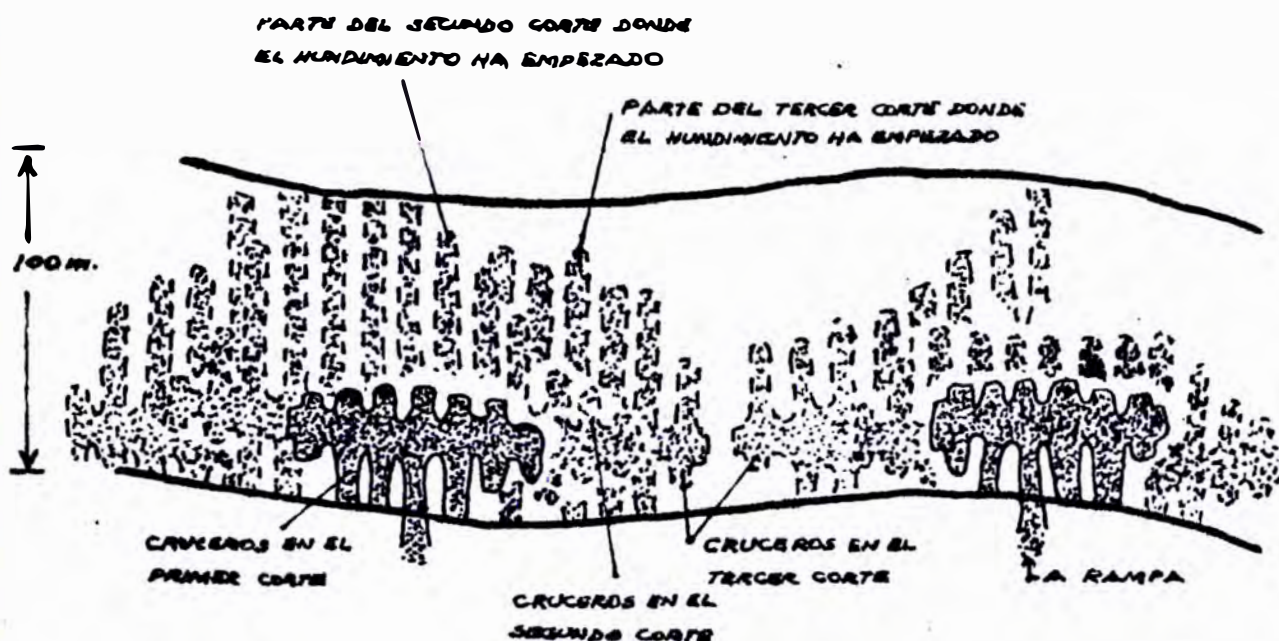


FIG. 6—RAMPA CIRCULAR



VISTA DE PLANTA

VISTA LONGITUDINAL

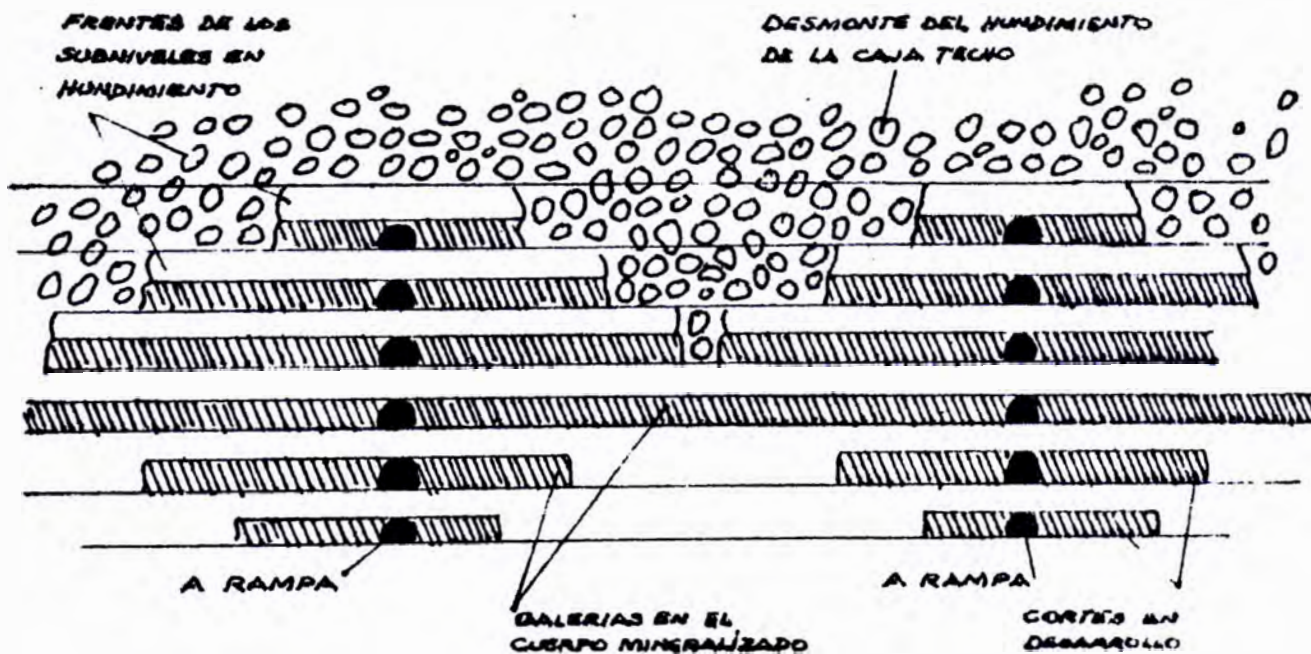
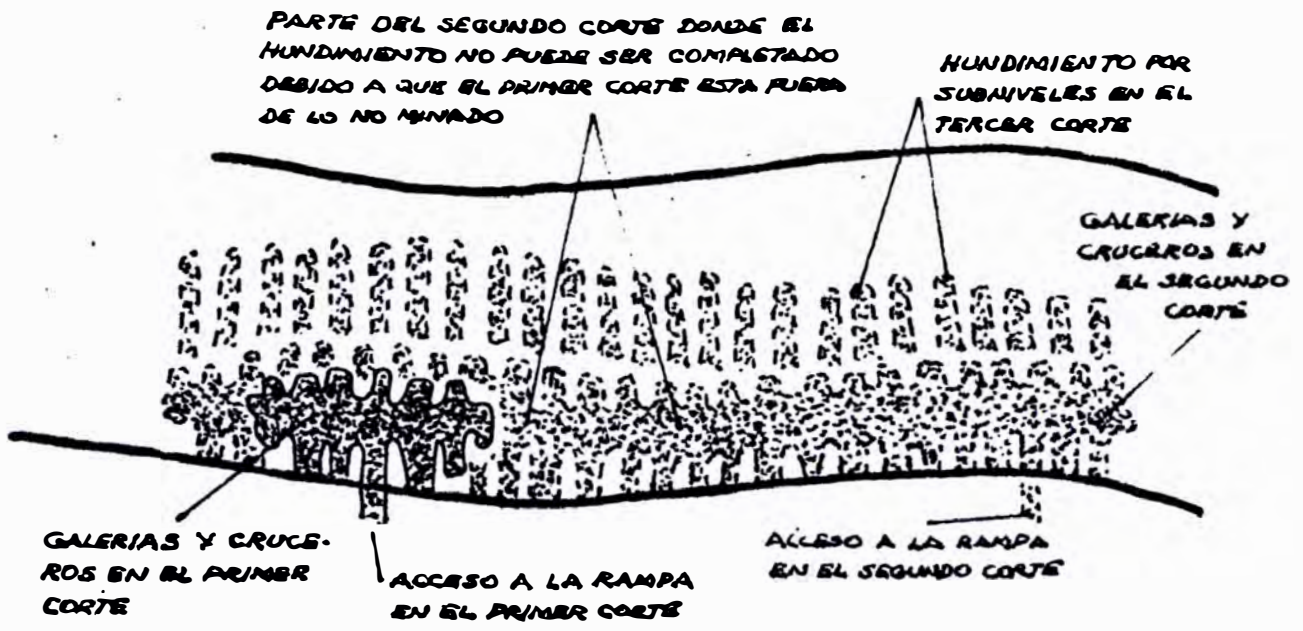


Fig. 7 - HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES CON RAMPAS CIRCULARES



VISTA DE PLANTA

VISTA LONGITUDINAL

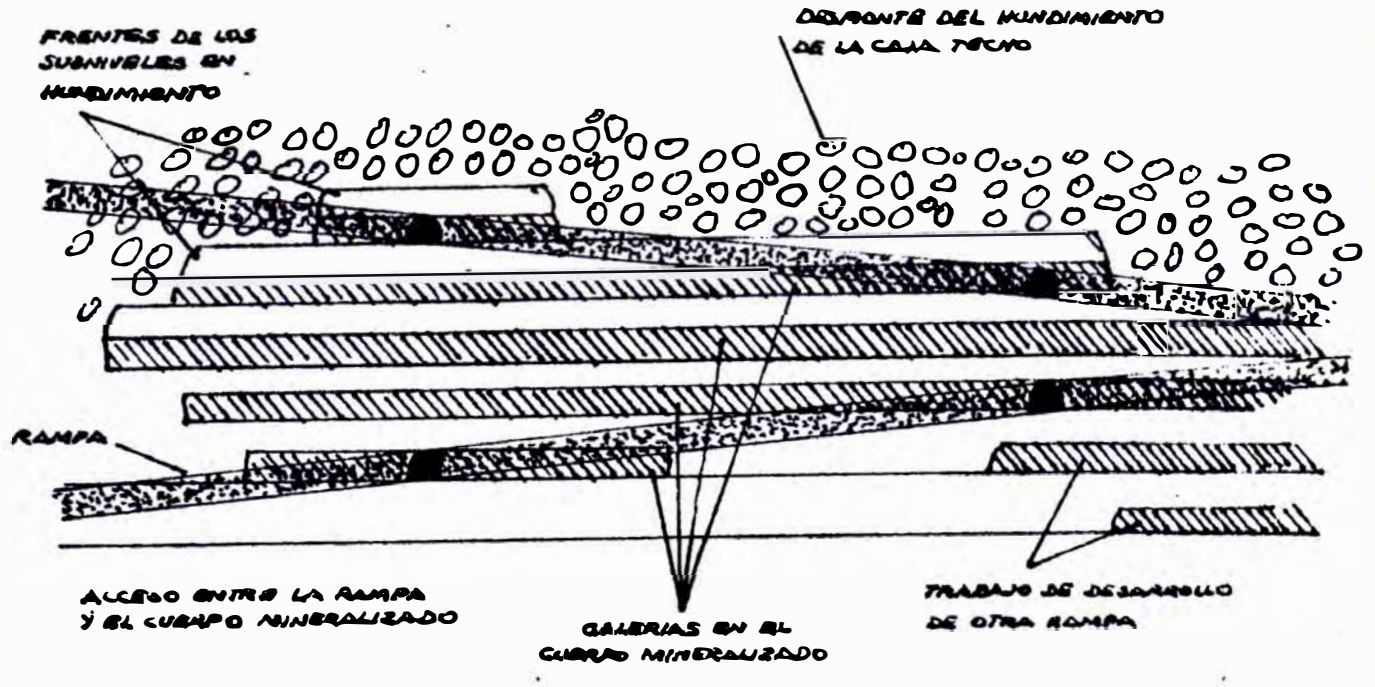


Fig. 8 - HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES CON RAMPAS RECTAS

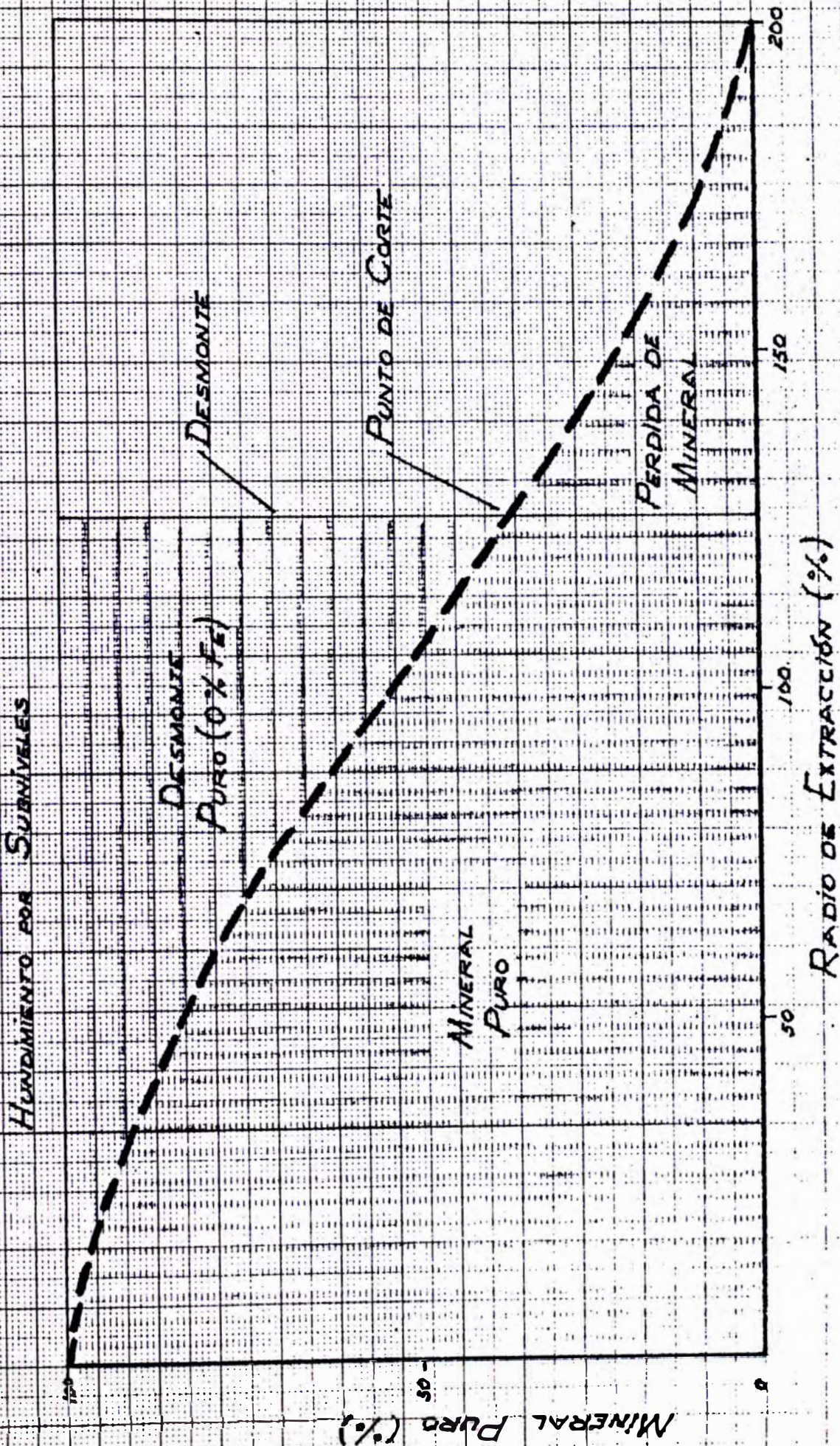
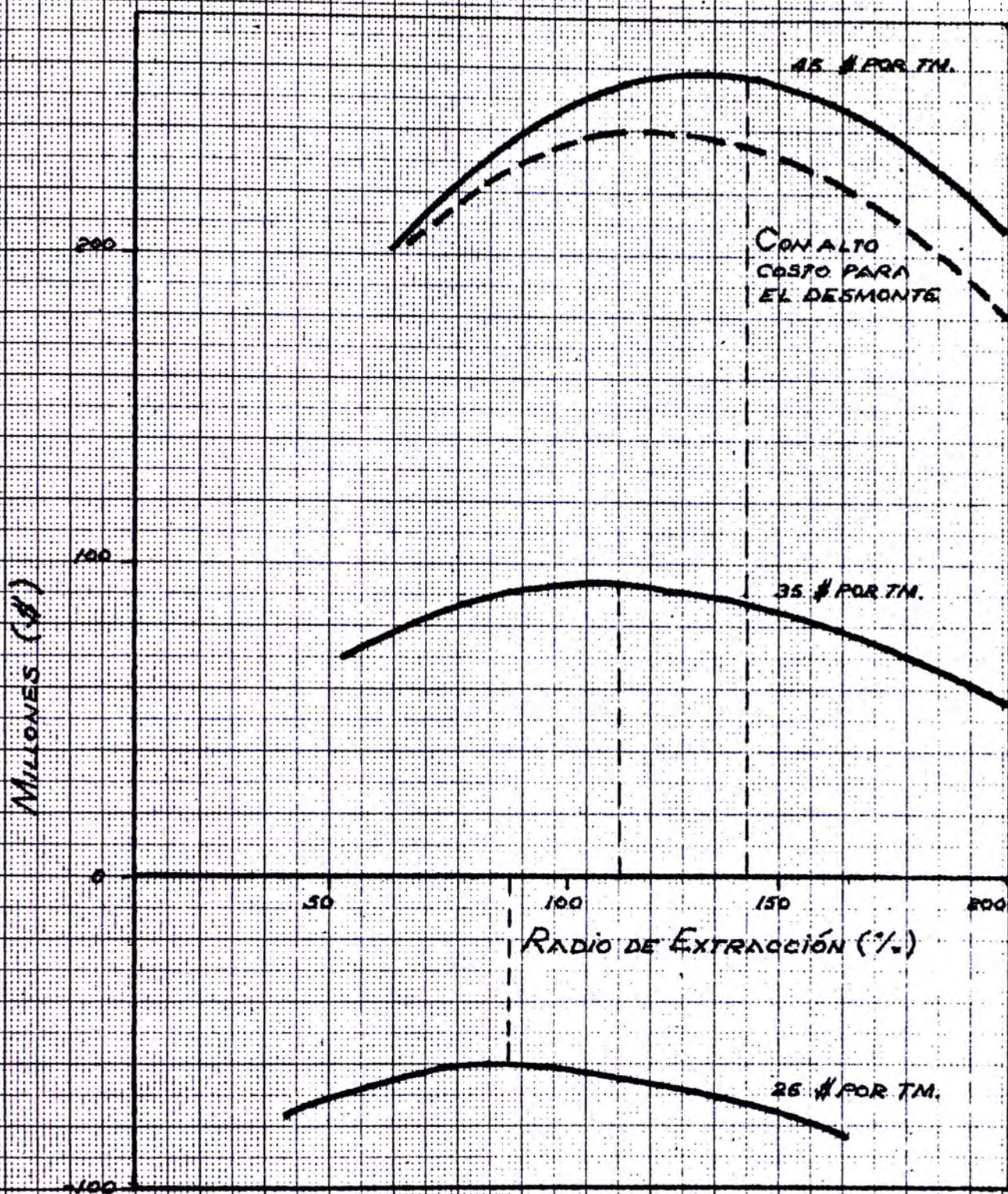
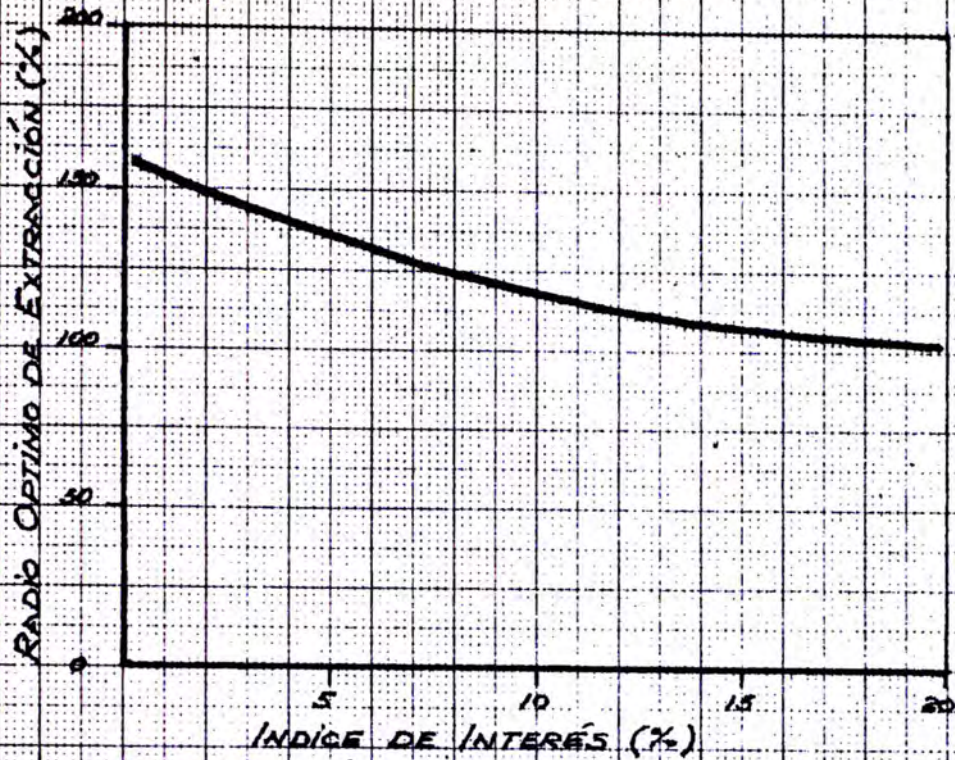


Fig. 9 — CURVA DE EXTRACCIÓN PARA UN CICLO DE HUNDIMIENTO



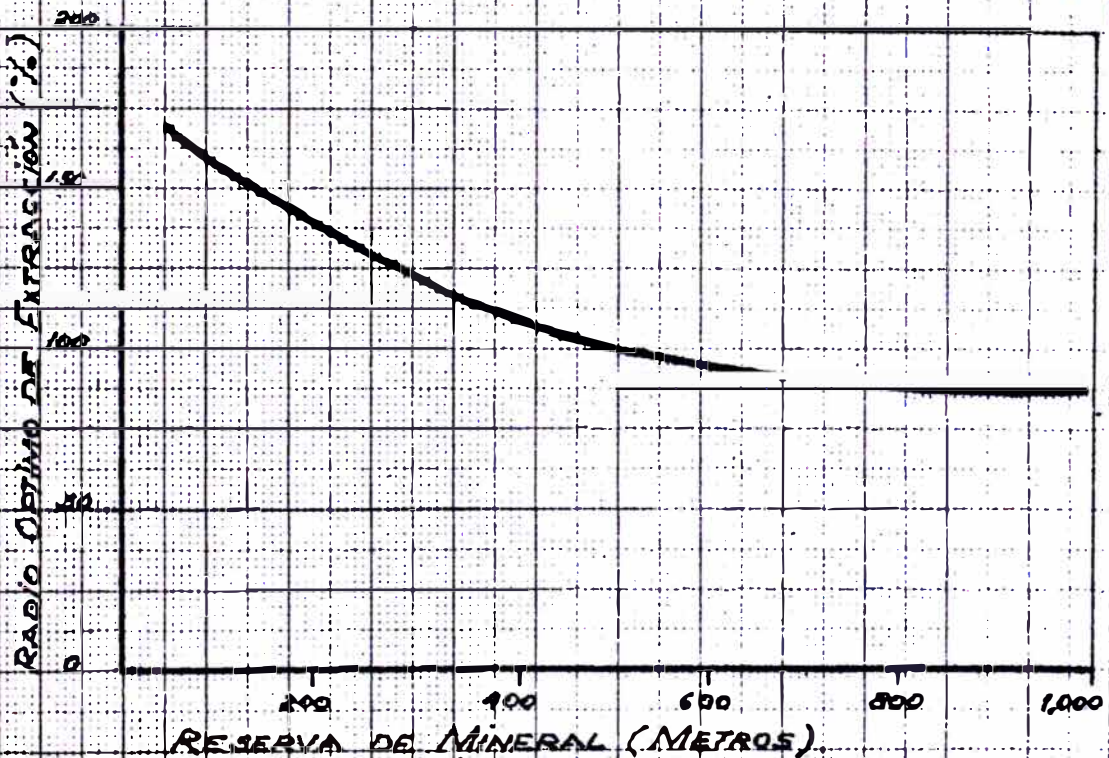
ASUMIENDO: INDICE DEL INTERÉS DE 15%
 SOLO UN NIVEL DE TRANSPORTE
 NO INVERSIONES INICIALES EN PLANTA DE MOLIENDA,
 PLANTA DE PELLET, ETC. INCLUIDO

FIG. 10 - VALOR ACTUAL NETO DEL CAPITAL PARA DIFERENTES PRECIOS DE PELLET Y EXTRACCIÓN.



AUMENTANDO: PÉRDIDA DE PELLET A 35¢ POR Tm.
 PRODUCCIÓN DE PELLET DE 3 MILLONES DE Tm. POR AÑO
 MISMO COSTO PARA MINERAL Y DESMONTES
 UN SOLO NIVEL DE TRANSPORTE

FIG. 11 - EXTRACCIÓN ÓPTIMA PARA INTERESES.



PÉRDIDA DE PELLET A 45¢ POR Tm.
 PRODUCCIÓN DE PELLET DE 3 MILLONES DE Tm. POR AÑO
 ÍNDICE DE INTERÉS A 15%

FIG. 12 - EXTRACCIÓN ÓPTIMA PARA RESERVAS

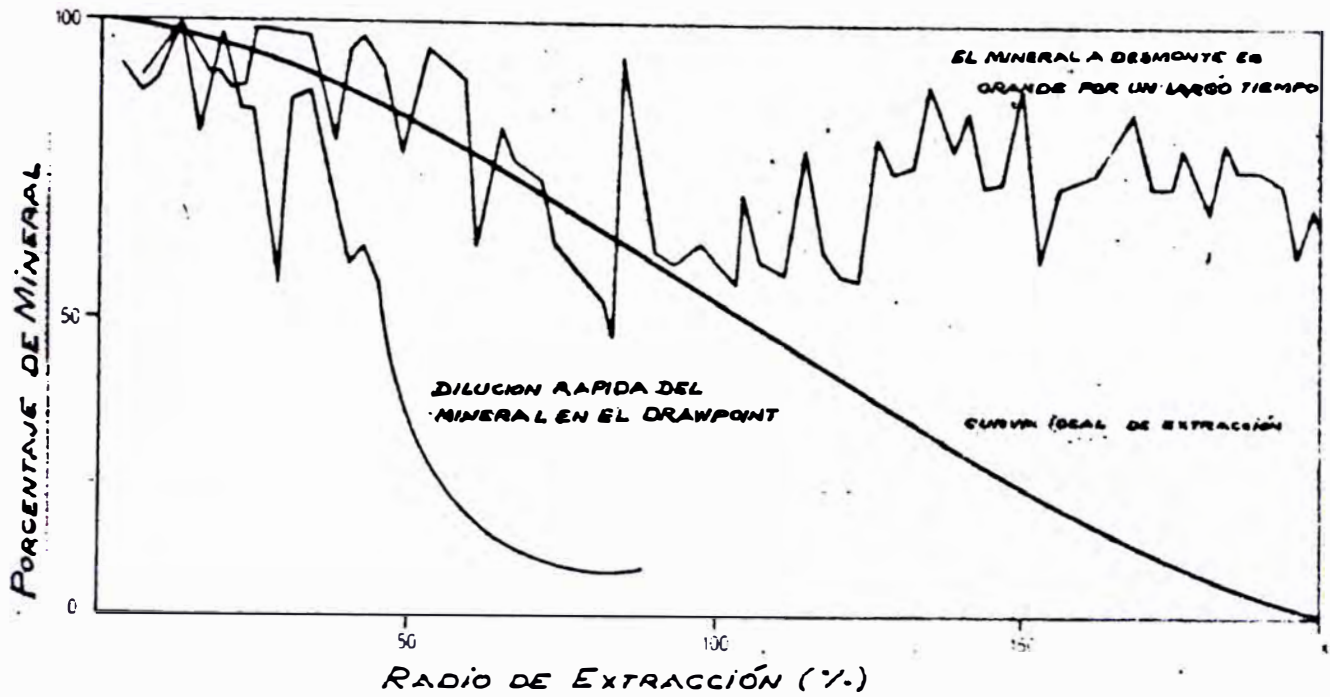


FIG. 13 - DIFERENTES CURVAS DE EXTRACCION

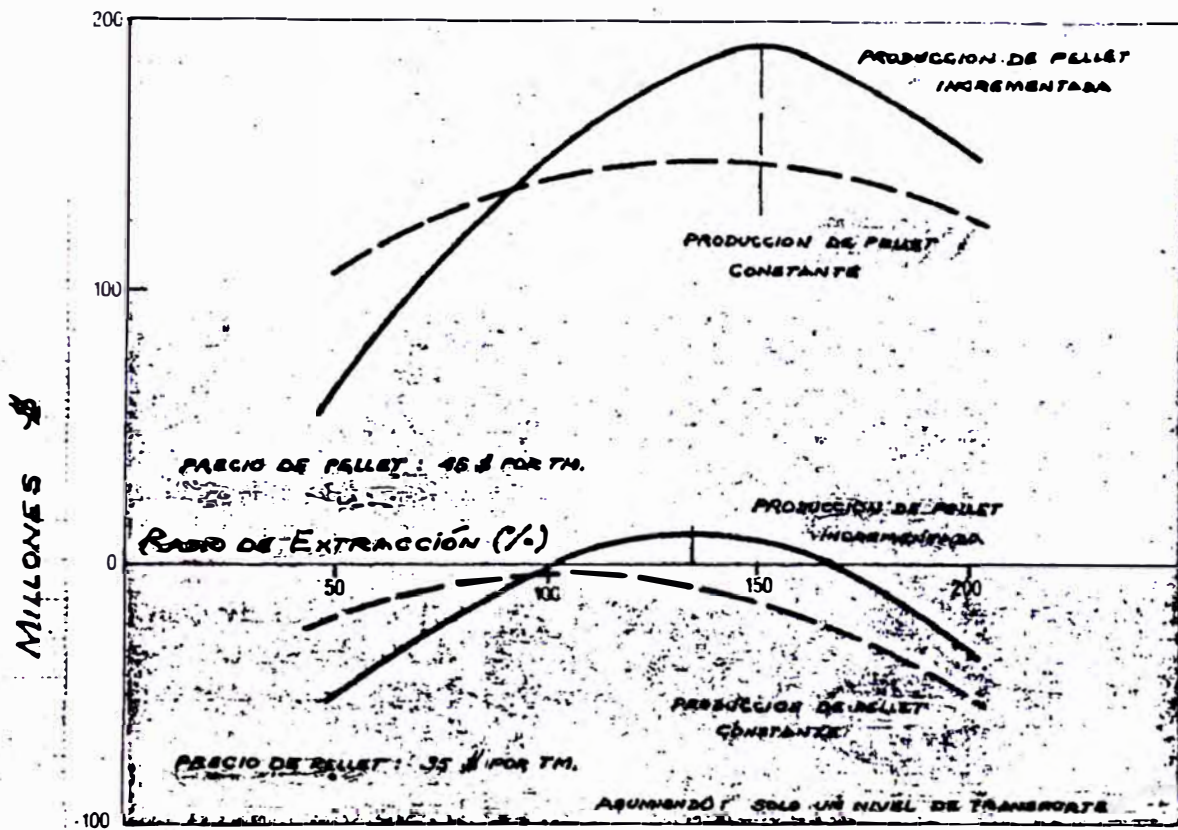


FIG. 14 - VALOR ACTUAL NETO DEL CAPITAL PARA DOS PRECIOS DE PELLET.

C A P I T U L O I V

4. CONCLUSIONES

CONCLUSIONES

4.1 CONCLUSIONES

Entre las conclusiones que pueden señalarse al efectuarse el análisis de las variables del planeamiento y su influencia económica en el Sistema de Hundimiento por Sub-Niveles puede mencionarse:

El espaciamiento vertical de los subniveles y la distancia de centro a centro de los cruceros de los subniveles son determinados en forma predominante por la mecánica de rocas del cuerpo mineralizado y sus cajas.

Un estrecho espaciamiento indica que gran parte del depósito deberá ser extraída al realizar los subniveles y el desarrollo en mineral de estos es más costoso que la operación de hundimiento.

Un incremento del espaciamiento indica que gran parte del depósito será minado por la operación de hundimiento, sin embargo parte de mineral puede ser inaprovechable por el incremento del desmonte y esta pérdida da como resultado un acortamiento en la vida de la mina.

Un análisis del incremento del espaciamiento, tanto en el plan de producción y costo, nos indica que la recuperación del mineral puede hacerse insatisfactoria.

El desarrollo de un gran número de cortes puede contribuir a un problema de mecánica de rocas y además una gran inversión financiera es requerida. Por lo tanto el

número de cortes que requieran cada ciclo normal de operación resultará ventajoso en función de que la inversión pueda colocarse en otros rubros del sistema.

El realizar el acceso a los cruceros en la caja piso resulta mucho más ventajoso que el de realizarse en el mismo cuerpo mineralizado, ya que esta a menudo resulta en una alta pérdida de mineral, dificultades de carguío, etc.

El determinar la capacidad de equipo puede hallarse sin dificultad al diseñarse un plan de producción y señalando además todos los parametros que ello conlleva.

Un incremento en el número de rampas incrementa el número de frentes de hundimiento junto con el número de cruceros disponibles para disparo y carguío y por eso se eleva la capacidad de la mina.

Comparando el costo de una galería en la caja piso o la cantidad de capital ligado al desarrollo de un corte un incremento en el número de rampas puede ser el más económico camino para incrementar la capacidad de la mina.

Los cruceros disponibles para el disparo y carguío serán menos al utilizar un sistema de rampas rectas que si se utilizará rampas circulares.

En lo que respecta a la optimización de la extracción del depósito señalare:

Que la extracción y recuperación de un depósito puede ser representado mediante un radio de extracción, y que mediante un análisis económico puede obtenerse el óptimo radio de extracción a través de unos índices financieros.

Que al encontrar un óptimo radio de extracción el capital invertido en aspectos no propios de la operación misma de minado deberán ser tomados en cuenta que al elegir un simple radio de extracción.

Un análisis solamente de unos planes de producción nos lleva a la conclusión que solo nuestra experiencia descontará los planes de extracción que se apartan de lo normal sin señalar en forma precisa el plan de extracción adecuado.

Como señale anteriormente una evaluación económica de una producción constante bajo diferentes planes de extracción en una misma tasa de interés se encontrará la óptima mediante el índice financiero denominado Valor Actual Neto de Capital (VAN) que se escogera aquel que produce el mayor valor actual neto de capital.

Cabe indicar que los análisis efectuados en el ejemplo expuesto nos lleva a indicar:

Que para altos radios de extracción incrementos en desmonte son producidos pero grandes inversiones son necesarios para que sean manejables.

Para bajos radios de extracción producen un costo anual de desarrollo alto a causa de la cantidad requerida de cruceros igualmente los costos anuales del ciclo de perforación y disparo.

Una densidad entre el mineral y el desmonte debe ser tomada en cuenta. Se ha manifestado que el desmonte requiere más costos de manipuleo que el mineral. El análisis financiero demuestra que un óptimo radio de extracción es un poco menos que cuando la diferencia del costo entre el mineral y desmonte no es tomado en cuenta.

El índice del interés en todo análisis de inversiones es un factor importante. En nuestro caso un interés bajo subirá el radio óptimo de extracción, lo que significa que es más económico operar una mina con un alto radio de extracción y una dilución si el interés es bajo.

El representar una curva de extracción para disparos de berá ser tomada con mucho cuidado. El hecho de representar una curva idealizada la cual ha servido para el desarrollo de este trabajo debe ser considerado.

Un aumento en la producción de pellet es necesaria que este acompañada de inversiones donde el precio de pellet en niveles adecuados son requeridos para que tales inversiones sean provechosas y que la evaluación económica nos proporcione un radio óptimo de extracción.

Reiteraré que el análisis efectuado fue asumiendo que sólo el mineral de un nivel de transporte ha sido minado. Si más que un nivel de transporte es utilizable, algunas conclusiones pueden ser no válidas.

De igual manera, el estudio se basó en una sección vertical de 200 m. del cuerpo mineralizado. Si más mineral es utilizable en niveles profundos adicionales análisis son necesarios. Sin embargo, se esboza un procedimiento para profundidades o reservas de mineral que quedan. Una gran reserva produce un bajo radio óptimo de extracción y si esta reserva decrece el radio de extracción se incrementa.

4.2 Bibliografía

- SME, Mining Engineering Handbook, Vol. 1 y 2 A. Cummis & D. Given, 1973 SME-AIME.
- Technical Manual ... Equipment Features and Application Data. Wagner Mining Equipment 1978.
- Application And Optimization of Sub-Level Caving Techniques P. Sandstron, 1972 Engineering & Mining Journal
- Kiruna, Massive Capacity and a Design for Long Life. L. White, 1978 Engineering & Mining Journal
- Sublevel Caving Techniques Optimize Kiruna Production H. Heden & K. Lidin, 1979 Mining Engineering
- Proyectos de Desarrollo Económico. CEPAL.AAT, 1958 Naciones Unidas
- Geología de Minas H. Mc. Kinstry, 1970 Edic. Omega.
- Los Métodos por Hundimiento B. Behan, 1974 Inst. de Ings. de Minas de Chile.
- Estrategías para la Comercialización de Minerales de Hierro. H. Palomino, 1975 CITEM, INCITEMI.
- Pautas para la Selección de Equipo. J. Tumialan, 1980 XV Convención de Ings. de Minas del Perú.

- La Minería en el Perú Anuario Minero - Comercial
1982

- Promoción de Inversiones en la Minería C. Jaime, 1979
Revista Minería

- Desarrollo Minero Peruano a 10 años. F. De Lucio, 1982
Revista Minería.

- Explotación por el Método de Hundimiento por Subniveles. A. Chang, 1972
Tesis de Bachiller, UNI.

- El Problema Financiero de la Minería A. Morales, 1975
Tesis de Grado, UNI

- Rampas: Sistema de transporte C. Alcalde, 1976
T. de Grado, UNI

- Apuntes de Cursos, UNI:
 - Introduc. a la Minería W. Huaita N. ,1975
 - Tuneles y Mov. de Tierras W. Huaita N.,1975
 - Explota. Subterránea J. Ríos Q., 1975
 - Economía Minera J. García G., 1977
 - Explotación Superficial J. Díaz A.,1977
 - Comercialización de Minerales. C. Loret de Mola T., 1978