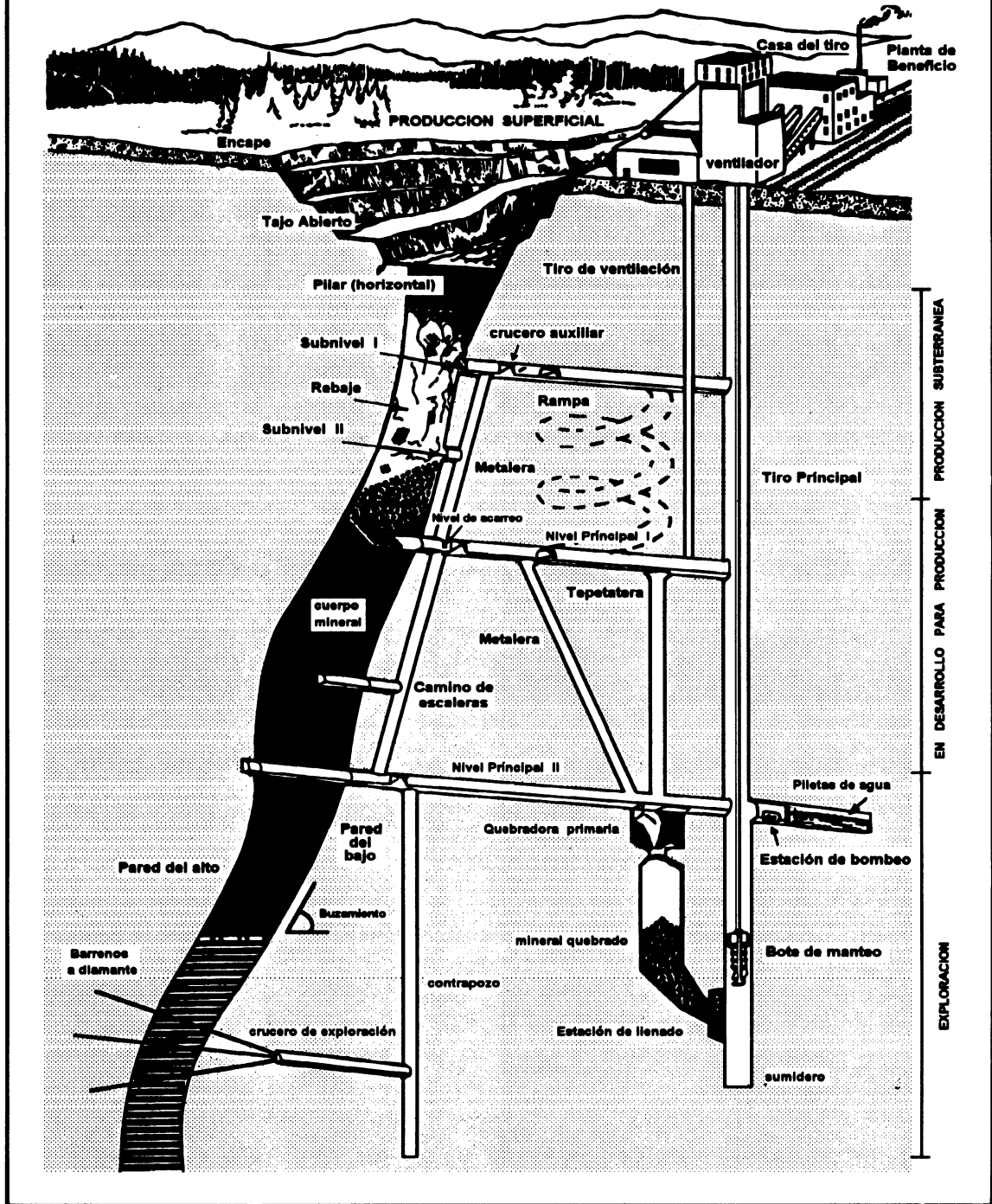


# MANUAL PARA LA SELECCION DE METODOS DE EXPLOTACION DE MINAS

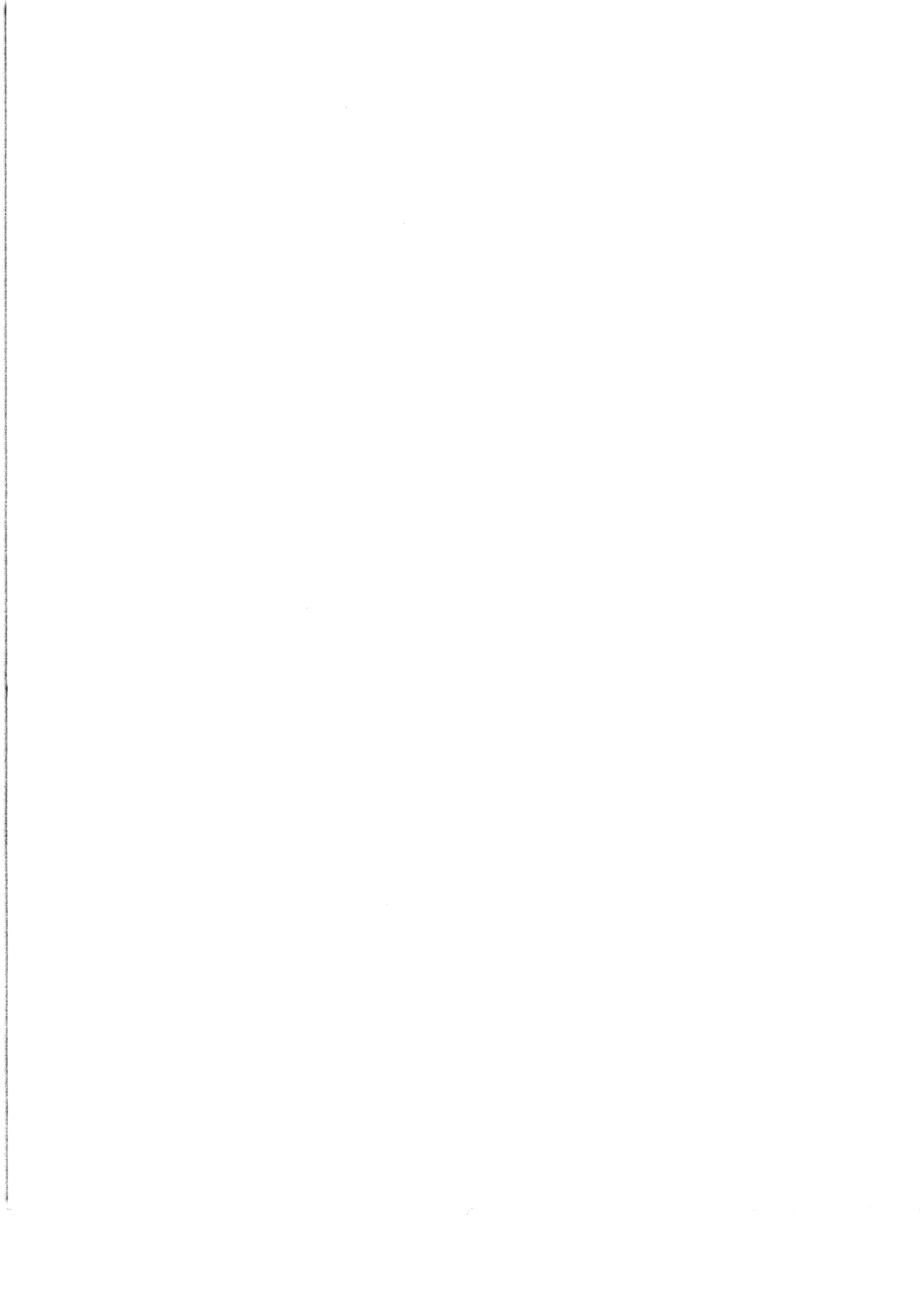


*Victor Manuel López Aburto*



FACULTAD DE INGENIERIA  
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO





**MANUAL PARA LA SELECCION DE  
METODOS DE EXPLOTACION DE MINAS**

**Por**

**VICTOR MANUEL LOPEZ ABURTO**

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO  
FACULTAD DE INGENIERIA  
DIVISION DE INGENIERIA EN CIENCIAS DE LA TIERRA  
DEPARTAMENTO DE EXPLOTACION DE MINAS Y METALURGIA**

**Mayo de 1994**



---

---

# INDICE

---

---

	Pag
<b>PARTE I. SELECCION DE METODOS DE MINADO</b>	
<b>Introducción</b> .....	1
<b>I. Clasificación de los depósitos minerales y sus materiales rocosos</b> .....	3
<b>II. Clasificación de los métodos de minado</b> .....	6
<b>III. Métodos de minado superficial</b> .....	9
<b>III.1 Minado de placeres</b> .....	9
(A) Bateas y canalones .....	9
(B) Minado hidráulico .....	10
(C) Dragado .....	12
<b>III.2 Minado a tajo abierto</b> .....	14
(A) Bancos individuales .....	15
(B) Bancos múltiples .....	16
(C) Descapote de mantos .....	17
(D) Explotación de canteras .....	19
<b>III.3 Glory hole</b> .....	20

<b>IV. Métodos de minado subterráneo</b> .....	22
<b>IV.1 Rebajes naturalmente soportados</b> .....	30
<b>(A) Rebajes abiertos</b> .....	30
<b>(a) Aberturas aisladas</b> .....	30
<b>(b) Aberturas con pilares</b> .....	31
<b>(B) Salones y pilares</b> .....	35
<b>(C) Tumbe por subniveles</b> .....	35
<b>(D) Tumbe sobre carga</b> .....	39
<b>(E) Rebajes abiertos con "trancas"</b> <b>horizontales</b> .....	41
<b>IV.2 Rebajes artificialmente soportados</b> .....	42
<b>(A) Corte y relleno</b> .....	42
<b>(B) Cuadros conjugados</b> .....	44
<b>(C) Frentes largas</b> .....	46
<b>(D) Frentes cortas</b> .....	48
<b>(E) Rebanadas descendentes</b> .....	48
<b>IV.3 Rebajes de hundimiento</b> .....	49
<b>(A) Hundimiento por subniveles</b> .....	50
<b>(B) Hundimiento de bloques</b> .....	52
<b>V. Métodos especiales</b> .....	55
<b>(A) Proceso Frasch</b> .....	55
<b>(B) Disolución con agua</b> .....	56
<b>(C) Lixiviación</b> .....	57

## **PARTE II EVALUACION DE ALTERNATIVAS EN LA SELECCION DE MINADO SUPERFICIAL Y/O MINADO SUBTERRANEO**

<b>Introducción</b> .....	<b>58</b>
<b>I. Comparación entre tajos abiertos y minas subterráneas</b>	
I.1 Producción .....	58
I.2 Desarrollo de la productividad .....	61
I.3 Costos generales y de desarrollo .....	63
I.4 Riesgos de accidente .....	65
I.5 Demanda de energía .....	66
I.6 Problemas ambientales .....	67
I.7 Zonas de seguridad .....	67
I.8 Recuperaciones de minado .....	68
I.9 Factores psicológicos .....	70
<b>II. Determinación de la profundidad óptima en un tajo abierto</b>	
II.1 Generalidades .....	71
II.2 Bases para la optimización .....	71
II.3 Ejemplo hipotético .....	72
II.4 Cantidades de mineral y tepetate .....	76
<b>III. Plan de producción para una mina a tajo abierto</b>	<b>83</b>
<b>IV. Plan de minado para una mina subterránea</b> .....	<b>88</b>
IV.1 Solución económica .....	90

<b>IV.2</b>	<b>Influencia de factores diversos en la situación económica .....</b>	<b>98</b>
	(A) Impacto del ángulo de talud .....	98
	(B) Impacto de las tasas de interés .....	99
	(C) Impacto de los costos de minado .....	100
	(D) Impacto de la variación en contenido metálico .....	102
	(E) Impacto de la variación de potencia en las secciones .....	105
	(F) Impacto de la remoción de tepetate para caminos de acarreo .....	108
	(G) Impacto de la futura mina subterránea en el diseño del tajo .....	109
<b>IV.3</b>	<b>Diseño final del tajo .....</b>	<b>111</b>
	<b>Bibliografía .....</b>	<b>114</b>



# PARTE I

## SELECCION DE METODOS DE MINADO

### *INTRODUCCION*

Los problemas de estabilidad en las minas así como en otros tipos de trabajos relacionadas con excavaciones, son idénticos desde el punto de vista de condiciones estáticas; y muchos de los factores que contribuyen a dicha estabilidad, son también susceptibles de contribuir a la resistencia de los materiales bajo condiciones de carga dinámica, por ejemplo roca fragmentada o tepetate de relleno en los rebajes.

Existe una gran cantidad de información disponible que proviene de múltiples trabajos mineros subterráneos y aunque la mayor parte de ésta es de índole descriptiva, constituye la guía más confiable para una evaluación completa de los problemas de estabilidad en las obras mineras.

En minería y desde el punto de vista económico, el mejor método de explotación deberá ser aquel que proporcione la mayor tasa de retorno en la inversión. Adicionalmente, el método seleccionado deberá satisfacer condiciones de máxima seguridad y permitir un ritmo óptimo de extracción bajo las condiciones geológicas particulares del depósito. La clasificación de los métodos de minado adoptados por la mayoría de las agencias de minería en el mundo, han sido elaboradas con base en la geología estructural y en la mecánica de rocas, prevaleciendo el concepto fundamental de estabilidad en las obras. El mejor método de minado dependerá de las características geológicas del terreno, mismas que determinarán el tamaño del área que se va a minar, con los respaldos (o paredes) que mejor se autosoporten durante la remoción del mineral, de la naturaleza y tamaño de los soportes que se requieran y del tipo de estructura de soporte que se necesite para mantener las obras permanentemente abiertas sin problemas de subsidencia.

Específicamente, la geología del sitio deberá ser estudiada en detalle, de tal manera que:

- Las obras preliminares (o de exploración directa) sean realizadas en los sitios donde se obtenga la mayor información del terreno.
- Las obras permanentes sean ubicadas y coladas en roca sólida y estable.
- Los rebajes de producción sean planeados y diseñados para condiciones óptimas de estabilidad y de control del terreno.
- Las obras excavadas se conserven abiertas a costos mínimos de mantenimiento.
- Las obras se localicen de tal manera que eviten los riesgos inherentes a las aguas subterráneas.
- Los métodos de minado se puedan planear adecuadamente.
- Se obtengan los factores máximos de seguridad.

# **I. CLASIFICACION DE LOS DEPOSITOS MINERALES Y SUS MATERIALES ROCOSOS**

Después de que un depósito ha sido descubierto, explorado, delineado y evaluado, el siguiente paso será la selección del método de minado que física, económica y ambientalmente se adapte para la recuperación del mineral comercialmente valioso contenido en el yacimiento.

El término "*depósito mineral*" se emplea para denotar una concentración de mineral comercial que incluye la roca huésped y minerales asociados ("mena"). Por "*mineral comercial*" se deberá entender aquel tipo de mineral cuyos contenidos metálicos poseen un valor económico comercializable en los mercados de metales y con base en el cual, se justifica económicamente la explotación del depósito. Los "*minerales asociados*" son aquellos que en el momento de la explotación, pueden o no tener un valor comercial. Si es el caso de la primera alternativa, será posible aumentar el valor económico del depósito o la rentabilidad de la operación, y en el caso de la segunda opción, los valores contenidos podrán ser considerados como reservas potencialmente explotables o recuperables a futuro, dependiendo fundamentalmente de la demanda que de ellos se tenga en la industria de transformación y de las cotizaciones internacionales que fije tal demanda.

Para una correcta y veraz clasificación de un depósito mineral y su material rocoso asociado, se deberá disponer de información geológica suficiente que incluya estudios de metalogenia, geología histórica de la zona y, sobre todo, de núcleos de barrenación provenientes de un programa reciente de exploración, aun en localidades donde se disponga de suficiente información obtenida en exploraciones y estudios anteriores.

En términos generales, se pueden identificar siete tipos de depósitos minerales como sigue:

## **1. DEPOSITOS MASIVOS**

Son depósitos de extensión considerable, tanto en el sentido horizontal como en el vertical y dentro de los cuales la mineralización está distribuida en forma relativamente uniforme. Los depósitos de cobre diseminado son ejemplos típicos de estos yacimientos. Los domos salinos también pueden ser incluidos en esta clasificación.

## **2. DEPOSITOS ESTRATIFORMES**

Se definen como depósitos tabulares alojados paralelamente a los planos de estratificación de la roca huésped, la cual invariablemente está formada por rocas sedimentarias. Generalmente los mantos tienen una extensión horizontal de dimensiones considerables pero con un espesor limitado. La mayoría de los depósitos de carbón y algunas evaporitas (potasa) y fosforitas, caen dentro de los depósitos de este tipo.

### **3. VETAS ANGOSTAS**

Son zonas o cinturones de mineralización de gran longitud pero de poca potencia (menos de 3 m), con un ángulo de buzamiento pronunciado. Generalmente se encuentran encajonadas dentro de la roca huésped y limitadas por las paredes (respaldos o tablas) al alto y al bajo de la estructura.

### **4. VETAS ANCHAS O POTENTES**

La definición de este tipo de depósitos es igual al de las vetas angostas, con la única diferencia de que su ancho o potencia es mayor de 3 metros.

### **5. CUERPOS LENTICULARES**

Cuerpo mineral en forma de lente que se presenta aisladamente en zonas mineralizadas alojado dentro de depósitos masivos, mantos o vetas. Presenta dimensiones limitadas y en la "jerga minera" se les conoce como "*clavos*". Ocurren frecuentemente en yacimientos de sulfuros simples (plomo-zinc-fierro), donde estos minerales presentan un sobrenriquecimiento notable.

### **6. DEPOSITOS TUBULARES (CHIMENEAS)**

Cuerpos masivos de forma aproximadamente cilíndrica y de dimensiones variables, con un desarrollo vertical significativamente mayor que su extensión horizontal. Generalmente presentan una sección elipsoidal o cercana al círculo.

### **7. DEPOSITOS DE PLACER**

Son depósitos sedimentarios superficiales o cercanos a la superficie, generalmente de forma tabular y de extensión considerable. Estos depósitos se caracterizan por contener partículas de minerales en su forma nativa o metálica (oro, platino, estaño, etc.) en detritos (gravas y arenas de lechos de ríos y arroyos).

Adicionalmente, los materiales rocosos asociados a los depósitos minerales, se pueden clasificar de la siguiente manera:

## **1. DETRITOS**

Se definen como fragmentos de partículas sólidas producidas por la desintegración química y/o mecánica de las rocas que generalmente poseen poca cohesión y muy baja resistencia a la compresión, por ejemplo: suelos, gravas, arenas, aluvión, arenas de playa, etc.

## **2. ROCAS FRACTURADAS CON DIACLASAS (Formaciones no consolidadas)**

Un macizo rocoso frecuentemente se encuentra en la superficie del terreno, cerca de ella o en una zona de fallas, en la que las fracturas o diaclasas contienen productos de alteración o descomposición, tales como materiales arcillosos, a través de los cuales la cohesión es muy pobre. Estos macizos rocosos pueden ser considerados como masas constituidas por partículas con tamaños granulométricos considerablemente mayores a los que forman los suelos.

## **3. ROCAS FRACTURADAS CON DIACLASAS Y CONSOLIDACION PARCIAL**

Constituidas por masas rocosas en las cuales las fracturas y diaclasas están parcialmente cementadas, formando un material rocoso con una cohesión que varía de baja a media.

## **4. ESTRATOS LAMINARES DELGADOS**

Cuerpos rocosos generalmente de origen sedimentario, en los cuales el espesor promedio de los estratos laminares es menor de 30 cm. Las separaciones entre los estratos pueden estar parcialmente cementadas y el paquete rocoso fracturado. Un ejemplo de éstos son los horizontes de lutitas y areniscas encontrados en los techos (o cielos) de las minas de carbón.

## **5. ESTRATOS LAMINARES GRUESOS**

Paquetes rocosos en los cuales los espesores promedio de los estratos son mayores a 30 cm (1 pie). Puede existir cementación parcial entre estratos, y el macizo rocoso puede presentar cierto grado de fracturamiento.

## **6. ROCAS MASIVAS**

Conjunto masivo de rocas "*relativamente sano*" (sin diaclasas y sin fracturas), o macizo rocoso fracturado y con diaclasas, en el cual el grado de cementación entre los estratos y en las diaclasas produce un material rocoso de gran resistencia. Brechas cementadas y conglomerados se incluyen en estos tipos de rocas.

## II. CLASIFICACION DE LOS METODOS DE MINADO

Los rasgos y características de los depósitos minerales fueron creados antes, durante o después de que la mineralización tuvo lugar. Así, las condiciones que determinan el método de minado más adecuado dependerán de lo anterior. Desde el punto de vista de la ingeniería geológica estructural, las siguientes características son de suma importancia en la selección de un método de explotación minera

1. El tamaño y la morfología del cuerpo mineral.
2. El espesor y el tipo del encape superficial.
3. La localización, rumbo y buzamiento del depósito.
4. Las características físicas y resistencia del mineral.
5. Las características físicas y resistencia de la roca encajonante.
6. La presencia o ausencia de aguas subterráneas y sus condiciones hidráulicas relacionadas con el drenaje de las obras.
7. Factores económicos involucrados con la operación, incluyendo la ley y tipo de mineral, costos comparativos de minado y ritmos de producción deseados.
8. Factores ecológicos y ambientales, tales como conservación del contorno topográfico original en el área de minado y prevención de que sustancias nocivas contaminen las aguas o la atmósfera.

Estos factores pueden ser rápidamente interpretados en términos de entidades geológicas, algunos cuantitativamente y otros en forma puramente cualitativa.

Como parte de los antecedentes para un análisis geológico de los sistemas de minado y su interrelación con la mecánica de rocas, la siguiente clasificación de los métodos de minado, ayudará en principio, a la realización del análisis de estabilidad en los macizos rocosos.

# METODOS DE MINADO SUPERFICIAL

## 1. MINADO DE PLACERES

- a) Bateas y canalones.
- b) Minado hidráulico.
- c) Dragado.

## 2. TAJO ABIERTO

- a) Banco individual.
- b) Bancos múltiples.
- c) Descapote de mantos.
- d) Explotación de canteras.

## 3. GLORY HOLE

# METODOS DE MINADO SUBTERRANEO

## 1. REBAJES NATURALMENTE SOPORTADOS

(A) Rebajes abiertos.

- a) Aberturas aisladas (rebajes individuales).
- b) Aberturas con pilares (rebajes múltiples).

- Con pilares casuales.
- Con pilares regularmente distribuidos.

(B) Salones y pilares.

(C) Tumbe por subniveles.

(D) Tumbe sobre carga. <sup>1</sup>

(E) Rebajes abiertos con "trancas" horizontales.

---

<sup>1</sup> Algunos autores lo clasifican dentro de los rebajes artificialmente soportados

## **2. REBAJES ARTIFICIALMENTE SOPORTADOS**

(A) Corte y relleno.

- a) Con tepetate.
- b) Con gravas y arenas de ríos y arroyos.
- c) Con arenas de jal (relleno hidráulico)

(B) Cuadros conjugados.

- a) Sin relleno.
- b) Con relleno posterior.

(C) Frentes largas.

(D) Frentes cortas.

(E) Rebanadas descendentes.<sup>2</sup>

## **3. REBAJES DE HUNDIMIENTO**

(A) Hundimiento de subniveles.

(B) Hundimiento de bloques y paneles.

## **4. REBAJES CON METODOS COMBINADOS**

### **METODOS ESPECIALES**

#### **1. MINADO POR SOLUCIONES**

(A) Proceso Frasch.

(B) Disolución con agua caliente.

(C) Lixiviación.

---

<sup>2</sup> Algunos autores lo clasifican dentro de los rebajes de hundimiento.



### III. METODOS DE MINADO SUPERFICIAL

Una mina superficial es una excavación a cielo abierto destinada a la explotación de minerales. El sistema de minado superficial puede ser empleado para la extracción de minerales metálicos o no metálicos a partir de cualquier depósito mineral cercano a la superficie del terreno. Depósitos "*cercanos a la superficie*" implican cuerpos minerales localizados a profundidades menores de 160 m ( 500 pies aprox.). Los tamaños de los depósitos podrán variar desde algunos cientos de toneladas, hasta yacimientos de más de 100 millones de toneladas.

El minado superficial permite una gran flexibilidad en producción lo cual incluye la habilidad para minar selectivamente con un potencial de 100% de extracción, dentro de los límites de la excavación. Se requiere poco personal para la operación, dado que el alto grado de mecanización permite una alta productividad por hombre-retorno, así como límites de seguridad más altos comparados con los sistemas de minado subterráneo.

Los problemas más comunes relacionados con el minado superficial, incluye climas adversos en algunas localidades (nieve, grandes precipitaciones pluviales, tormentas eléctricas, etc.); problemas ambientales indeseables tales como la generación de polvo, ruido, vibraciones causadas por el uso de explosivos y disponibilidad de grandes áreas para el almacenamiento de los desperdicios generados por las operaciones de explotación y beneficio: terreros y presas de jales.

#### III.1 MINADO DE PLACERES

El minado de placeres se efectúa concentrando minerales pesados (generalmente en su forma nativa) a partir de materiales detríticos, mediante una concentración gravimétrica selectiva en un medio acuoso o neumático en movimiento. Esta operación minera requiere que el depósito mineral se encuentre en o cerca del agua y en o cercano a la superficie.

La siguiente descripción corresponde a los tres métodos más comúnmente empleados en el minado de placeres: *bateas y canalones, minado hidráulico y dragado*.

##### (A) Bateas y canalones

El sistema de bateas fue ampliamente usado por los gambusinos norteamericanos en los antiguos días de la "fiebre del oro", en placeres donde las aguas de ríos y arroyos arrastraron grandes cantidades de minerales nativos (oro, plata, piedras preciosas, etc) concentrándolos en estratos, "bolsas" o meandros, cuando las aguas que los transportaban perdían fuerza o cambiaban de rumbo en alguna curvatura del río. Dicha concentración se efectuaba por acción gravimétrica natural al asentarse el fragmento de mineral ("pepita" o "nuez") en el lecho del arroyo, dependiendo de su tamaño, de su peso específico y de la fuerza de la corriente de arrastre.

Con base en lo anterior, el método de bateas sólo puede ser utilizado cuando el mineral comercial sea más pesado que la ganga (estéril y minerales asociados) y cuando no se requiera de grandes volúmenes de producción, en virtud de que el método se considera muy rústico. Dado que el sistema es de baja productividad, hoy en día se emplea fundamentalmente con propósitos de exploración para detectar depósitos de placer o mineral proveniente de vetas u otros tipos de yacimientos.

Los canalones, también usados en la época de la "fiebre del oro", han sido ventajosamente reemplazados por otros métodos de mayor productividad. En la actualidad son empleados con fines exploratorios al igual que el método de bateas. La potencia de los depósitos con los que se usa el sistema de canalones puede variar entre 1.80 y 2.50 m (6-8 pies), y el material puede estar seco. Para efectuar la separación del mineral de su ganga se hace necesario el empleo de una canaleta inclinada construida de madera, con el fondo obstaculizado con tiras también de madera, colocadas perpendicularmente a las paredes del canalón, y de un flujo de agua corriente que se deposita en la canal conjuntamente con el mineral. Dicho flujo actúa como medio de arrastre de las partículas, quedando atrapadas en los obstáculos del fondo (también llamados *riffles*), aquellas que resultan más pesadas y las "pepitas" de minerales nativos. El tamaño, la longitud y el ángulo de inclinación del equipo, dependerán del volumen del depósito, del tiempo de desintegración de los terrones de arenas y gravas, del flujo disponible de agua y del tamaño máximo esperado de los fragmentos y "pepitas" atrapadas en los riffles.

En virtud de que la gran mayoría de los depósitos de placer en el mundo han sido prácticamente agotados, los métodos de concentración gravimétrica de placeres han caído en la obsolescencia, a excepción hecha de los fines exploratorios a que se hizo referencia y a la existencia de algún gambusino, también casi extinto, que aún practique estos métodos.

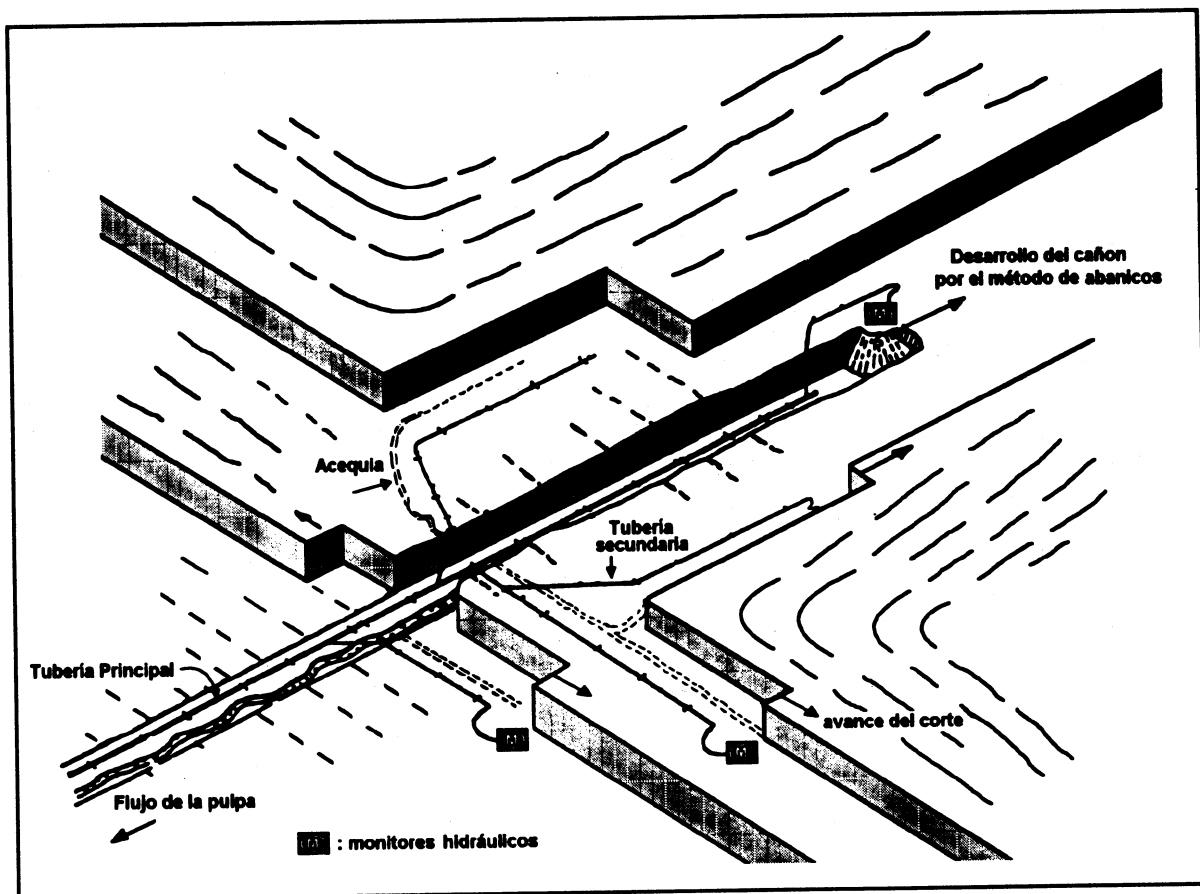
## B) Minado hidráulico

El minado con monitores hidráulicos es ampliamente usado en la explotación de grandes depósitos de placer que generalmente contienen arenas parcialmente cementadas, gravas y cantos rodados. A últimas fechas, también se emplea en el "minado" o repulpeo de presas de jales donde han quedado valores minerales comercializables al momento de la explotación. (figura 1).

Para su aplicación, el sistema de minado hidráulico emplea grandes cantidades de agua a presión dirigidas hacia los frentes de explotación a través de mangueras de alta presión y boquillas de flujo ajustable, para la desintegración de los terrones y grumos que forman los materiales contenidos en el depósito.

La mecánica de explotación consiste en aprovechar el impacto producido por el chorro de agua a presión descargado por un dispositivo construido específicamente para tal fin. Dicho aparato se le conoce con el nombre de *monitor hidráulico*. (figura 2). El agua lanzada a presión (en rangos que varían de 10 a 300 kg/cm<sup>2</sup>), disgrega el material y se mezcla con él formando una

pulpa, la cual transporta en suspensión las partículas hacia canalones o zanjias cavadas en el terreno. A través de dichas zanjias, el material se conduce hasta las instalaciones metalúrgicas para su posterior tratamiento.

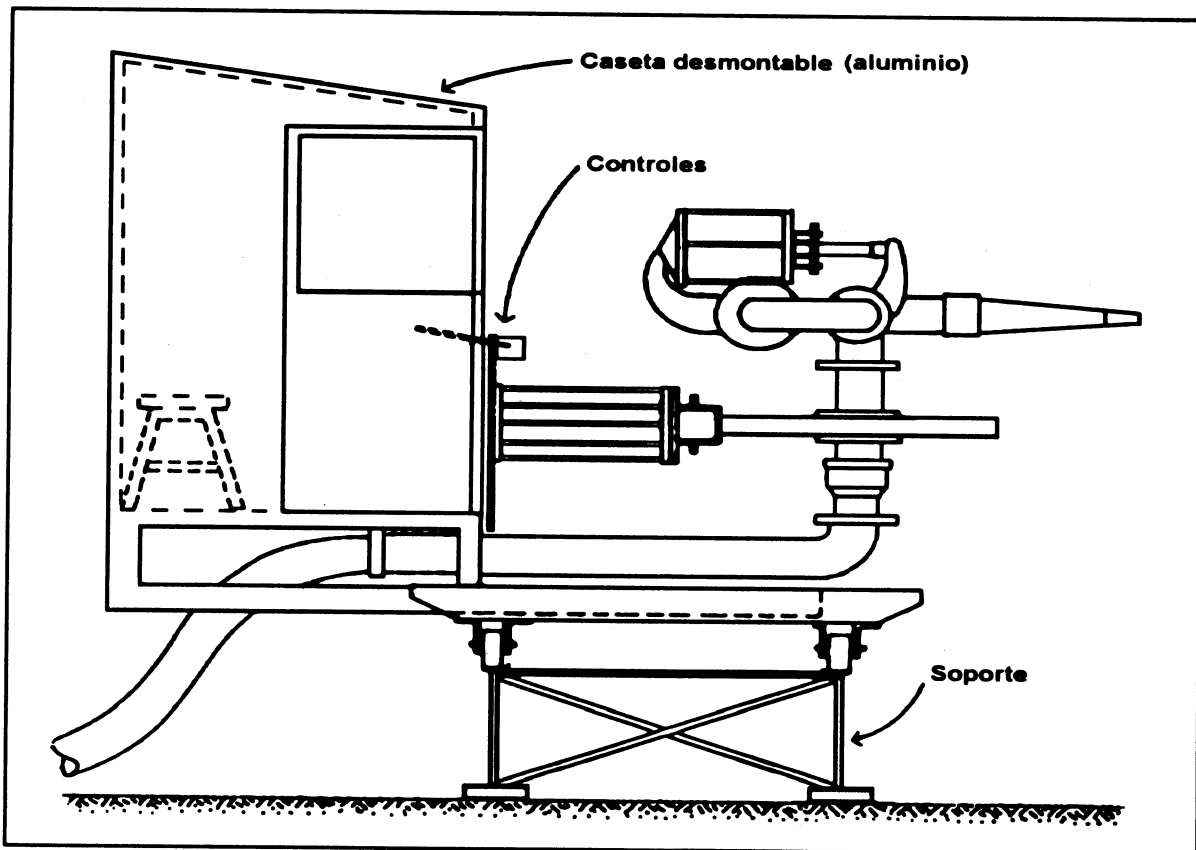


**Figura 1 SISTEMA DE MINADO HIDRAULICO**  
(Grajales, M.F., 1970)

El agua de minado debe tener la presión y el volumen suficientes como para poder excavar el material y arrastrar las partículas hacia los canalones de transporte. Podrán requerirse cantidades adicionales de agua para el lavado de los materiales (deslamado) y para la operación adecuada de los canalones de transporte.

La altura de operación de los bancos varía entre 5 y 17 m (15-50 pies), dependiendo del grado de compactación del depósito. La altura máxima de un banco, no deberá ser mayor de 50 m (150 pies). Para obtener mejores resultados del sistema de explotación, la pendiente de los bancos debe ser de cuando menos 2% para arenas y gravas finas; de 4 a 5% para gravas de ta-

maño medio; y mayor de 5% para material grueso y pesado. Los volúmenes de producción que se obtienen empleando este método, están limitados por las cantidades disponibles de agua, por la potencia del depósito, por el tamaño de las partículas y trozos de material y por las pendientes de trabajo.



**Figura 2** DIAGRAMA ESQUEMATICO DE UN MONITOR HIDRAULICO  
(Grajales, M.F., 1970)

Problemas ambientales asociados al sistema de minado hidráulico son: el manejo de los flujos de desagüe y el manejo de los residuos de desecho (presa de jales). También y dado que el minado hidráulico eventualmente afecta grandes áreas superficiales, la restauración de la superficie original se puede convertir en otro problema.

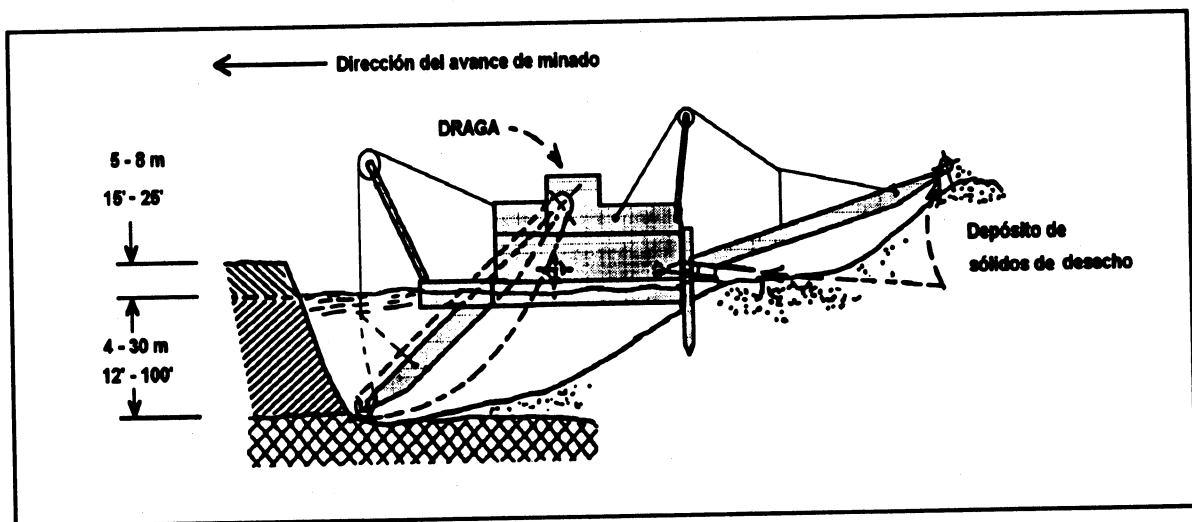
### C) Dragado

El sistema de dragado consiste fundamentalmente en realizar excavaciones por debajo del agua en materiales rocosos de tipo detrítico. Para la aplicación de este método de minado, los depósitos explotables son generalmente de baja ley pero de gran tamaño, tanto en área como en es-

pesor. El depósito puede ser un arroyo (activo o extinto) o bien el lecho de un río o laguna. La mejor pendiente superficial del depósito es del orden del 2% con un máximo de 6%. Las recuperaciones de minado estarán en función directa de las condiciones del lecho rocoso, es decir, bajarán si el lecho rocoso del depósito resulta ser plano y duro de tal manera que el mineral no quede atrapado o hundido en él; y se verán incrementadas si el lecho es suave y fracturado, dado que las maniobras de dragado se podrán efectuar con mayor eficiencia.

La draga es básicamente una máquina excavadora de gran volumen y de operación continua, la cual lleva incluida instalaciones de concentración gravimétrica (jigs) y sistemas de remoción de basura y materiales estériles, todo ello contenido en una plataforma flotante o barcaza (figura 3).

Las dragas pueden remover materiales depositados por debajo de la superficie del agua, desde 4 hasta 30 metros (12-100 pies); en algunos casos excepcionales, han sido usadas con bastante éxito a profundidades de 55 metros (165 pies) en Malasia. La altura de los bancos (pilas) formados con el material extraído, normalmente no debe exceder de 5 a 8 metros (15-25 pies), pero con dragas de gran alcance y capacidad éstos pueden alcanzar alturas de 13 a 17 metros (40-50 pies). Si existen restricciones topográficas que obliguen a formar pilas que excedan las alturas recomendadas, entonces se hará necesario el "descopetarlos" de alguna manera, para evitar la formación de cavernas dentro del apilamiento. El tamaño adecuado de la draga está determinado por el contenido de arcillas en las gravas, el tamaño de los fragmentos por minar y la cantidad disponible de agua dentro del área de trabajo como para mantener a flote la barcaza o plataforma de dragado.



**Figura 3 SISTEMA DE DRAGADO**  
(Cummins, B.A., 1973)

Los principales problemas con el sistema de dragado serán el de disponer de agua suficiente para mantener flotando la draga dentro del estanque, lago o río del área de explotación, y el disponer de "agua clara" en cantidad suficiente para el beneficio del material extraído. Otras grandes preocupaciones que se deben tener presentes, son las de mantener en operación continua éstos grandes equipos, la selección de áreas para el depósito de desechos (jales, basura, ramas, etc.) y la restauración de las áreas afectadas por la operación, tanto en tierra firme como en el agua.

### III.2 MINADO A TAJO ABIERTO

Las operaciones mineras a *tajo abierto* (también conocidas como minado a *cielo abierto*), pueden ser empleadas en cualquier tipo de depósito mineral alojado en cualquier tipo de roca, siempre y cuando dicho depósito se encuentre en la superficie del terreno o razonablemente cercano a él, de modo que la excavación quede abierta al cielo y expuesta a las condiciones atmosféricas. Estos métodos son altamente recomendables para la explotación de yacimientos minerales de baja ley, con dimensiones substancialmente grandes, del tal manera que su magnitud permita la extracción económica del depósito mediante la remoción de grandes volúmenes de mineral a bajo costo.

A pesar de que los sistemas de *descapote de mantos* y *explotación de canteras* son variantes del método de minado a tajo abierto, el *descapote de mantos* usualmente se refiere al minado de mantos de carbón y la *explotación de canteras* se relaciona con la producción de minerales no-metálicos (materiales industriales o de construcción) tales como roca volcánica, gravas clasificadas, caliza, yeso, arcillas para la industria cementera y en general, rocas para los agregados del concreto.

Algunos de los factores que determinan los planes de minado para un tajo son las orientaciones de diaclasas, fallas, contactos entre unidades litológicas y todo tipo de discontinuidades; la relación de *descapote* (volumen de estéril contra volumen de mineral por remover), las condiciones climatológicas y ambientales, ritmo de producción requerido y disponibilidad de equipo para la operación. También habrá que considerar, en depósitos que se extiendan a profundidad, el límite inferior de la excavación a tajo abierto, evaluando la posibilidad de continuar la operación por métodos subterráneos, o la opción de emplear ambos métodos simultáneamente si el tamaño y las características estructurales del depósito técnica y económicamente lo permiten. Algunas operaciones mineras en el mundo han empleado ambos métodos o han cambiado de uno a otro según se presentaron las condiciones del depósito. Por citar algunos ejemplos, la mina *Crestmore* en California, E.U.A. cambió del sistema de minado superficial a "hundimiento de bloques" y posteriormente a "salones y pilares" a medida que la operación se incrementó a profundidad. La mina *Cananea* en Sonora, México y la mina *Morenci* en Arizona, E.U.A., cambiaron sus sistemas originales de minado subterráneo a los métodos de explotación a cielo abierto, los cuales operan hasta la fecha. El mejoramiento y la mayor capacidad de los equipos

para operaciones a cielo abierto, comparados con los equipos de minado subterráneo han sido factores importantes que han favorecido a los métodos superficiales, cuando pueden ser aplicados a los depósitos idóneos.

Para su estudio y operación existen cuatro métodos de minado a tajo abierto: *bancos individuales*, *bancos múltiples*, *descapote de mantos* y *explotación de canteras*.

### A) Bancos Individuales

Un banco en una mina a tajo abierto, está constituido por un nivel individual de operación encima del cual los materiales en explotación (mineral y tepetate) están siendo excavados de la cara del banco (figura 4). El minado a cielo abierto de bancos individuales puede ser empleado para minar cualquier tipo de depósito somero, alojado en cualquier tipo de roca. De este modo, las variantes de *descapote* y de *canteras* pueden ser operaciones de bancos individuales si el depósito presenta características adecuadas.

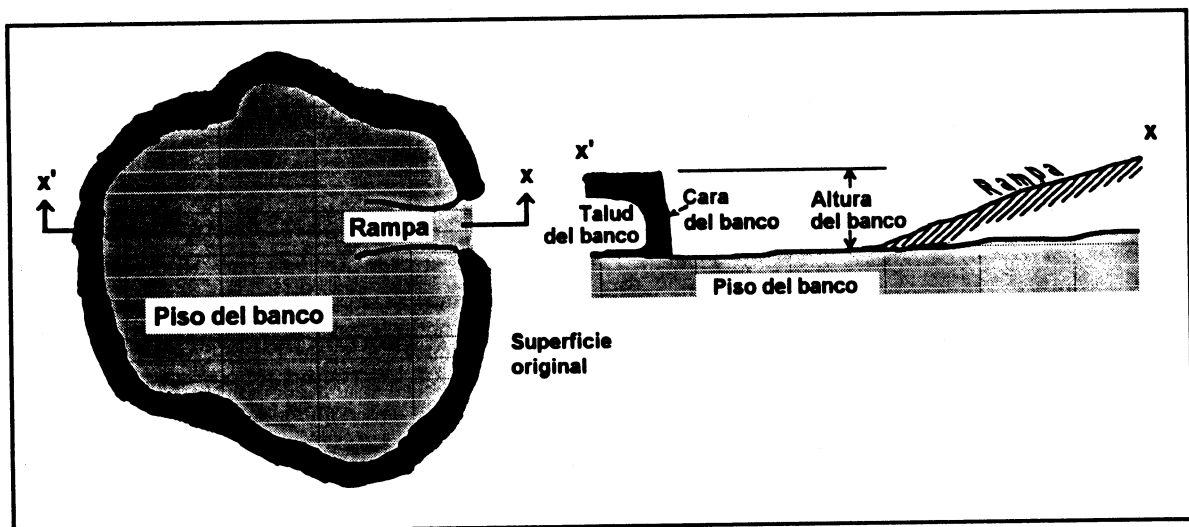


Figura 4 BANCO INDIVIDUAL A TAJO ABIERTO  
(Cummins, B.A., 1973)

La altura máxima estable y la pendiente recomendada dependerá del tipo de material rocoso que forme el banco. La altura normal de un banco individual puede variar entre 4 y 10 m (12-30 pies) para rocas que varíen de suaves a moderadamente resistentes, aunque en algunos casos muy especiales, la altura máxima puede alcanzar hasta 70 m (200 pies) en rocas muy competentes. En cuanto al área de explotación del banco no existen limitaciones físicas.

Depósitos minados típicamente por este método son los mantos de arena y grava, mantos o vetas de carbón con encape limitado y cercanos a la superficie (ver descapote de mantos) y rocas útiles para agregados de construcción (ver minado de canteras).

Los volúmenes de producción que se obtienen mediante el empleo de este método, únicamente se verán limitados por la capacidad de los equipos que operen dentro del banco y por el número de áreas a lo largo de la cara de explotación que puedan ser minadas simultáneamente.

Los terreros, las presas de jales, el ruido, el polvo, las vibraciones causadas por el uso de explosivos así como la restauración de la superficie original del terreno, crea los problemas ambientales más comunes de este tipo de operaciones.

### **B) Bancos múltiples**

El sistema de bancos múltiples normalmente puede ser empleado en cualquier tipo de depósitos masivos, ya sean mantos, vetas anchas, chimeneas o cuerpos diseminados que se extiendan a suficiente profundidad, más allá de lo recomendable para el minado de bancos individuales. La roca encajonante deberá ser lo suficientemente competente como para permitir el desarrollo de bancos de altura económica. Estos materiales rocosos pueden ser desde semiconsolidados hasta rocas intemperizadas (con frecuencia altamente intemperizadas), es decir, material rocoso que sólo requiere del uso mínimo de explosivos para su excavación.

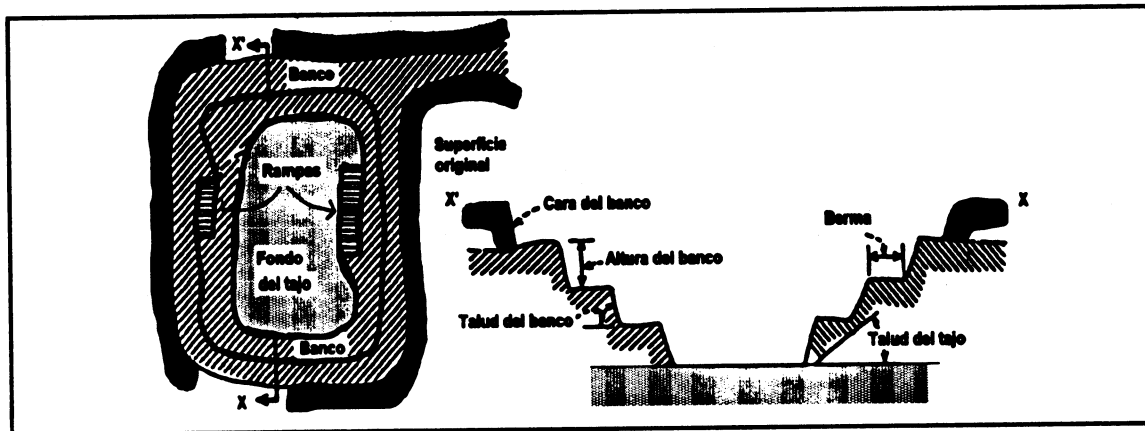
Si el depósito mineral se extiende a una profundidad más allá de los 17 metros (20-50 pies), muy probablemente se requerirá de más de un banco para su explotación. En tajos donde exista más de un banco, el ancho de éstos podrá variar de 7 a 25 m (20-75 pies), dependiendo fundamentalmente del tamaño del equipo de acarreo y del tipo de material por minar (figura 5). Las bermas de los bancos normalmente son usadas como caminos de rodamiento, ya sea en espirales que lleguen al fondo del tajo, o como rampas entre bancos horizontales. El ancho (o berma) de los bancos debe ser diseñado también para proporcionar protección, tanto al personal como al equipo, de pequeños derrumbes y deslizamientos de los taludes o paredes de los bancos. El ángulo de los taludes, usualmente es más pronunciado que el ángulo del talud final del tajo, debido a que la roca excavada se puede mantener más estable en paredes cercanas a la vertical cuando los bancos son de poca altura. Los taludes finales de un tajo varían de 20° a 70°, pudiendo incrementar esta pendiente durante la etapa terminal de la operación, con objeto de aumentar las recuperaciones de minado.

Problemas de naturaleza ambiental y ecológica derivados de la explotación a cielo abierto de un depósito mineral, son los asociados con la selección de áreas para terreros y presas de jales, ruido, polvo, vibraciones por el uso de explosivos y restauración de la topografía original del terreno. La presencia de acuíferos puede o no, causar problemas ambientales.

Casi siempre han existido reacciones adversas hacia las operaciones a tajo abierto, debido fundamentalmente a las alteraciones ambientales que éstas conllevan; sin embargo, muchas de



las operaciones mineras subterráneas de gran productividad, como por ejemplo el hundimiento de bloques, produce casi inmediatamente problemas de subsidencia en la superficie del terreno, dejándola prácticamente inutilizada para otros trabajos propios de la superficie. En última instancia, la restauración del terreno para su posterior utilización, resulta más sencilla y menos costosa cuando se trata de una excavación producto de una operación a cielo abierto, que cuando se trata de áreas minadas por métodos subterráneos que eventualmente se hunden.



**Figura 5 MINADO A TAJO ABIERTO CON BANCOS MÚLTIPLES**  
(Cummins, B.A., 1973)

### C) Descapote de mantos

El término *descapote de mantos* se aplica fundamentalmente a las operaciones de minado de mantos de carbón cercanos a la superficie; sin embargo, otros depósitos de baja resistencia cohesiva, también podrán ser minados por este método. La mayoría de los descapotes se realizan en formaciones sedimentarias tipo mantos, donde el uso de explosivos para la remoción del material se podrá o no requerir, dependiendo del tipo de roca que forme el encape localizado encima del depósito.

La potencia de los mantos de carbón que se pueden minar por descapote, varía de 0.60 a +10 metros (2 a +30 pies). Cuando se presentan mantos de más de 12 metros o mantos múltiples, se recomienda emplear el sistema de bancos múltiples.

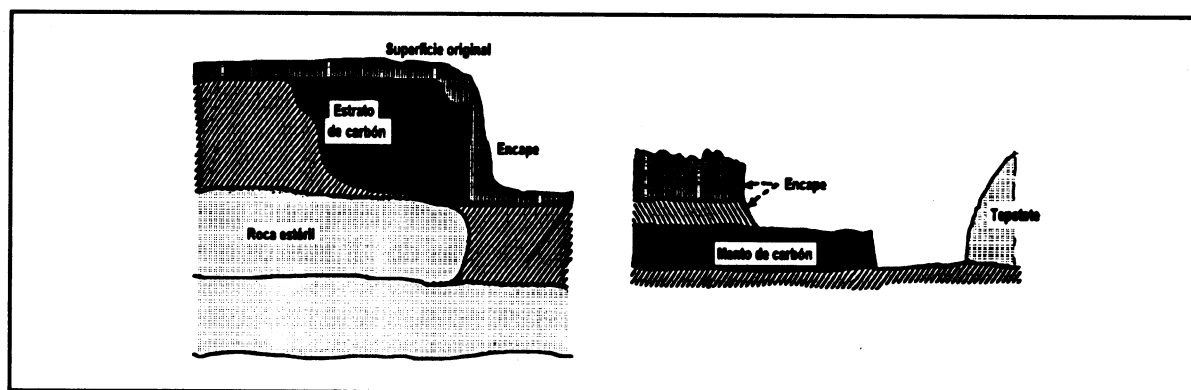
Con el empleo de los grandes y modernos equipos, las relaciones de descapote pueden llegar a ser tan altas como de 30:1, y aún resultar una operación rentable. Cuando las condiciones físicas del encape han sido favorables, se ha podido minar con éxito depósitos alojados a profundidades hasta de 50 m (150 pies). Las altas relaciones de descapote también dependerán de los costos de minado y de la eficiencia y disponibilidad de los equipos, los cuales varían ampliamente, en la mayoría de los casos, en función del control de la relación de carbón minable al espesor del encape.

El sistema de descapote usualmente se lleva a cabo mediante la remoción tanto del encape como del carbón, partiendo de una primera franja de dimensiones conocidas localizada a lo largo del depósito. A continuación y después de excavada la primera franja, se procede a excavar otra paralela a ésta pero en sentido opuesto, depositando el encape o roca estéril dentro del hueco que ocupó la primera. El ciclo completo se repite tantas veces como el área del depósito lo permita (figura 6).

El equipo de minado empleado en los sistemas de descapote normalmente es muy grande y puede descargar el encape removido ya sea directamente dentro del hueco dejado por la franja excavada con anterioridad, o bien en un sistema de bandas transportadoras. Ejemplos de estos equipos son las grandes ruedas excavadoras con cangilones, las cuales varían en capacidades que van desde una hasta más de 5 yardas cúbicas por cada cangilón; las dragalinas equipadas con cucharones de 7 a más de 220 yardas cúbicas; las palas de ataque con capacidades de cargado en el cucharón hasta de 100 yardas cúbicas. Para el minado del carbón propiamente dicho se emplean tractores (bulldozer) equipados con "ripper", y palas de ataque o cargadores frontales con volúmenes de cargado entre 6-12 yardas cúbicas o más.

En el minado por descapote, el mantenimiento de los taludes no es tan crítico como en el caso del minado de bancos en operaciones a cielo abierto; sin embargo, pilas muy altas de tepetate podrán causar problemas de afallamiento en los taludes.

Las condiciones ambientales (agua, variaciones térmicas, condiciones climáticas, etc.), cambios en las propiedades de las rocas, la relación de descapote y el transporte de los materiales, son los principales problemas que enfrenta el método de descapote de mantos. Adicionalmente, y al igual que en los métodos descritos con anterioridad, el problema de la depositación de desperdicios y la restauración del terreno original, deberán ser incluidos dentro del ciclo de minado lo que necesariamente se traducirá en una elevación de los costos de operación.



**Figura 6 DESCAPOTE DE MANTOS**  
(Cummins, B.A., 1973)

## D) Explotación de Canteras

El término *cantera* se emplea para describir la explotación superficial de rocas tales como granito, mármol, caliza, pizarra, yeso, etc. las cuales poseen un valor comercial ya sea por sus propiedades mecánicas o químicas. Para este tipo de minado el depósito puede ser masivo, lenticular o estratiforme, lo que los hace adecuados para su explotación por el sistema de bancos.

La mayoría de los depósitos explotables por canteras, se encuentran alojados en rocas sedimentarias (calizas), sin embargo, algunos de tipo metamórfico (mármol) y otros de origen ígneo (granito), también podrán ser minados de esta manera.

Existen básicamente dos tipos de materiales producto de la explotación de una cantera: roca clasificada (agregados), y roca fragmentada (calizas químicas) o cortada (bloques de mármol).

Las canteras para agregados normalmente se explotan por bancos múltiples con las caras de éstos y la pendiente final del tajo muy pronunciadas (figura 7), por lo que la roca debe estar cementada a lo largo de cualquier fractura o junta para que produzca una resistencia cohesiva relativamente alta. La roca en explotación generalmente es fracturada o aflojada de alguna manera, o cortada en lugar de ser removida con explosivos, con objeto de conservar su forma y resistencia. La altura de los bancos de producción puede llegar a los 70 m (210 pies). La producción normalmente es muy selectiva y en cantidades limitadas.

El minado de canteras para producción de agregados y rocas químicas, generalmente se hace con explosivos, obteniendo diversos grados de fragmentación según el tamaño del producto final deseado. La mayoría de las canteras requiere de la remoción de un poco de encape, que en algunos casos sólo es tierra vegetal.

Los problemas comunes de este sistema de explotación son las filtraciones de agua, la restauración de la superficie original y el almacenamiento del encape. Además también se deberá considerar el polvo producido por las quebradoras, el ruido y las vibraciones generadas por el uso de explosivos como inconvenientes adicionales en una cantera productora de materiales agregados.

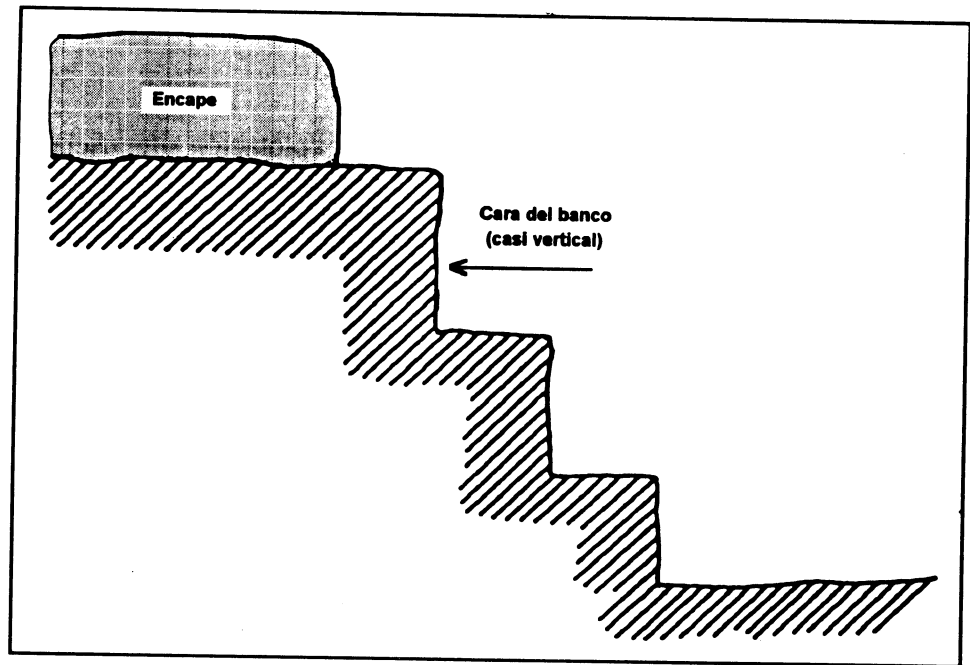
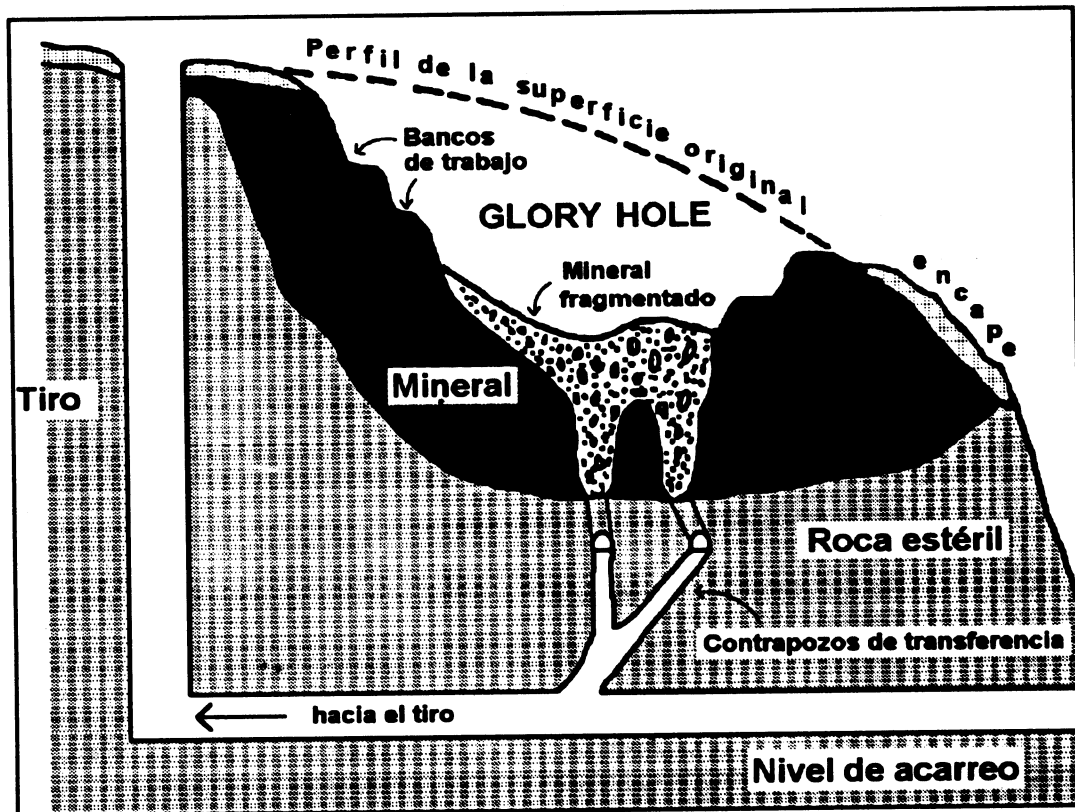


Figura 7 MINADO DE CANTERAS

### III.3 GLORY HOLE

El método de minado conocido como *glory hole*, implica una excavación a cielo abierto a partir de la cual el mineral es removido por gravedad a través de uno o más contra-pozos comunicados a niveles de acarreo subterráneo (figura 8). La definición clásica, habitualmente lo describe como una operación o método de minado, donde el mineral alrededor de cada contra-pozo es excavado de tal forma que caiga dentro del él por efecto de gravedad, dando como resultado una configuración en forma de embudo. Operaciones modernas de minado a cielo abierto acarrean el mineral hacia obras subterráneas verticales (que actúan como contra-pozos de paso para el mineral) conectadas a instalaciones de manto con "skips", localizadas en o por debajo de los límites del tajo; todo esto con objeto de minimizar las distancias de acarreo de los grandes camiones "fuera de carretera" que se emplean para tal fin. Sin embargo estas modificaciones o similares, no llenan los requisitos de una verdadera operación de *glory hole*.

El método de *glory hole* se emplea para explotar casi cualquier tipo de depósito susceptible de minarse por los métodos a cielo abierto, además de algunas vetas angostas con ángulos de buzamiento muy pronunciados. El material rocoso del depósito puede ser de cualquier tipo, pero no debe tener la tendencia a empaquetarse o a apretarse en las obras de extracción (draw-points).



**Figura 8 MINADO POR "GLORY HOLE"**  
(Cummins, B.A., 1973)

En este tipo de depósitos la excavación se puede hacer profunda, angosta y larga, por lo que es posible que los taludes formen bancos, lo que supone que el yacimiento pueda ser masivo, o si se presenta fracturado, que posea alta resistencia cohesiva. Los grandes tajos que alcanzan los límites inferiores costeados por este método y que se encuentran en la etapa de cambiar a un sistema subterráneo para continuar la explotación del yacimiento, cuentan con la opción del "glory hole" como un método experimental.

Problemas asociados con este tipo de minado son: el agua que en un momento dado puede ocasionar que el mineral se empaquete en los cruceros de extracción y que las paredes interiores del embudo se enloden.

Los problemas ambientales y ecológicos derivados de las maniobras de minado, estarán en función del tamaño de la operación, de las vibraciones y ruido producido por el empleo de explosivos, de las áreas afectadas por la depositación de materiales de desecho en terreros y presas de jales y de los requerimientos asociados a la restauración de la superficie original.

## **IV. METODOS DE MINADO SUBTERRANEO**

Las características físicas que dictan la elección de un método de minado subterráneo, pueden ser agrupadas como sigue:

1. Resistencia del mineral y de la roca encajonante.
2. Tamaño, forma y ángulo de buzamiento del depósito mineral
3. Profundidad del depósito y naturaleza del encape.
4. Continuidad de la mineralización dentro de los límites del cuerpo e influencia de la geología en la estructura de las rocas.
5. Posición del depósito con relación a instalaciones superficiales, drenaje y otras obras subterráneas.

En la selección de un método de explotación minera subterránea es necesario considerar la influencia de varios factores y, en el análisis final, minimizar o eliminar aquellos de menor importancia e influencia con objeto de satisfacer los requerimientos prioritarios.

### ***1. Resistencia del mineral y de la roca encajonante***

La resistencia estructural tanto del mineral como de la roca encajonante, es una de las primeras características que deberá ser analizada antes de proceder a la excavación de las diferentes secciones del depósito, con objeto de determinar las dimensiones más adecuadas de las obras mineras que se requerirán para una operación segura, el lapso de tiempo que éstas podrán permanecer abiertas con seguridad, o el tipo de soporte que, llegado el caso, necesitarán.

La estabilidad estructural de la masa mineralizada en particular y del macizo rocoso en general, dependerá no sólo de la resistencia inherente a la propia roca, sino que también dependerá de la existencia de fracturas y/o planos de debilidad y de su arreglo geométrico, así como del factor tiempo. Un bloque pequeño de roca, con textura y estructura uniformes y que no presente discontinuidades ocasionadas por fracturas o juntas es, invariablemente, una unidad estructural más resistente que una masa rocosa carente de uniformidad y cortada por planos de discontinuidad; sin embargo, pilares muy grandes pueden mostrar mayor resistencia estructural en el terreno que los núcleos o probetas estudiadas en el laboratorio (esto debido al efecto de confinamiento en el núcleo central de la muestra), a pesar de que exista algún fracturamiento y variación en sus propiedades. El arreglo y la distancia entre fracturas y otras discontinuidades, tendrá un profundo efecto en la resistencia de la roca. Por ejemplo, si una serie de juntas o planos estratigráficos tienden en la misma dirección, es decir, si son sensiblemente paralelos, la masa puede debilitarse en su resistencia a la tensión en una dirección, a la vez que resulta fuertemente resistente en la dirección perpendicular a la primera.

Las rocas expuestas recientemente (lutitas y otras), con frecuencia son resistentes, pero después de que han sido expuestas a la acción meteórica por un tiempo, pueden absorber la humedad del medio ambiente y volverse lodosas o expandirse, haciéndose difíciles de soportar. En otros casos la resistencia impuesta en un arco de roca competente puede debilitarse gradualmente hasta que éste se desploma, por lo que se deduce que el factor tiempo tiene gran importancia en relación con los efectos químicos y mecánicos de los soportes en las obras subterráneas.

Asimismo es importante determinar la resistencia del mineral y de la roca encajonante, en relación con el tamaño del depósito, particularmente con la dimensión del área horizontal. Por ejemplo, un método de hundimiento no podrá ser empleado en un yacimiento, si su área es muy pequeña en proporción a la fuerza resistente de la masa rocosa que lo rodea; es decir, que el bloque de mineral no se podrá hundir cuando se socave la parte inferior de él. Por otra parte, proporcionar soporte temporal o permanente a dicho bloque, aun en un cuerpo mineral firme y de gran extensión horizontal, se vuelve extremadamente difícil a medida que el rebaje crece, de tal manera que se hará necesario el empleo de algún otro tipo de soporte como pilares, madera o relleno.

Puesto que el relleno en seco (tepetate) a menudo proporcionará sólo soporte lateral a las tablas o paredes y dado que éste no puede ser colocado de forma tal que asegure un soporte firme cercano al techo, la dimensión lateral de la porción posterior del rebaje, (la que debe permanecer sin afectarse sobre una excavación rellena) estará limitada por la resistencia de las rocas sueltas del relleno que la cubren. Mientras más grande sea el área, menor será la probabilidad de que el relleno proporcione un soporte adecuado; por ejemplo, cuadros conjugados con relleno que soportan una porción de un rebaje vaciado, son mucho más efectivos que únicamente el relleno o los cuadros conjugados solos, usados independientemente. Además, cabe hacer notar que el relleno hidráulico o relleno con arenas de jal es mucho más efectivo que el relleno con tepetate o relleno seco.

## ***2. Tamaño, forma y ángulo de buzamiento del depósito***

La morfología de los cuerpos minerales varía de masivo a tabular y de mantos a chimeneas, dentro de los cuales se pueden presentar *clavos*, diques y cuerpos diseminados, que aparecen en función de la historia genética y de las características de la roca huésped a partir de la cual se formaron. De acuerdo con la posición espacial del depósito se determinará el método que se empleará para minarlo. Por ejemplo, un depósito tabular buzando a un ángulo muy pronunciado, podrá ser completamente removido sin hacer uso de estructuras de soporte, siempre y cuando las paredes que lo encajonan sean moderadamente resistentes. Por el contrario, un depósito similar buzando a un ángulo mucho menor, puede tener una extensión horizontal tan grande que obligue a sostener la pared del "alto" con pilares naturales o con soportes artificiales.

Un depósito de forma regular requiere de menos soporte durante su explotación que otro que sea muy irregular, aunque el segundo conserve las otras mismas características físicas del primero, por lo que las operaciones mineras en cuerpos irregulares, producirán rebajes con paredes y techos irregulares, tajadas o bloques de roca inestable y salientes en las paredes. Las irregularidades invariablemente requerirán de algún tipo de soporte si la roca se encuentra fracturada o rota; en cambio si las paredes son lisas, regulares y de resistencia uniforme, podrán permanecer estables sin necesidad de soporte. Este factor es de suma importancia en trabajos muy profundos, en donde se ha encontrado que la concentración de esfuerzos en las esquinas de las obras y en las proyecciones alrededor de éstas, se relacionan muy estrechamente con la ocurrencia de rocas (o porciones de ellas) muy fracturadas.

Un cuerpo mineral alojado en roca firme podrá ser totalmente minado y extraído sin necesidad de ningún otro tipo de soporte que no sean las paredes mismas. Si cuerpos más grandes son localizados en la misma clase de roca, será necesario proporcionar algún tipo de soporte en forma de pilares, relleno o madera, debido a que grandes porciones de los rebajes vacíos se dejarán sin soporte durante la etapa de remoción del mineral. En otras palabras, existe un límite en longitud y ancho dentro de un área sin soportar que posee suficiente resistencia estructural para sostener los esfuerzos compresivos y el peso de la roca que rodea dicha área; por lo tanto resulta obvio que el tamaño de un depósito mineral, es otro de los factores fundamentales que deberá ser considerado en la selección del método óptimo de minado. El tamaño y sección de las obras también estará afectado por factores de resistencia a los esfuerzos de compresión, pero cada caso deberá ser evaluado en forma particular.

### ***3. Profundidad del depósito y naturaleza del encape***

Frecuentemente, conforme se incremente la profundidad de los trabajos, el método de explotación debe ser cambiado (o modificado), debido a que los huecos producidos requieren de más soporte. Depósitos poco profundos soportan pequeñas columnas de carga producidas por los macizos rocosos localizados encima de ellos, por lo que estarán sujetos a presiones litostáticas relativamente bajas. Estas presiones litostáticas ejercidas sobre las obras subterráneas, además de las tensiones tectónicas y residuales, se incrementarán proporcionalmente con la profundidad.

La índole de la masa rocosa localizada encima del depósito, puede tener importantes efectos en las tensiones a profundidad, debido a que las magnitudes de las presiones dependerán de las condiciones del material de encape, esto es, si el material es de tipo elástico, plástico o viscoso. El peso de la masa que forma el encape suelto es sustentado por las rocas subyacentes y, si las excavaciones se realizan más tarde, el peso será transmitido a los pilares, paredes o cualquier otro tipo de soporte, ya sea directamente o presionando sobre la roca, hundiendo y deformando los arcos y estructuras de sostenimiento. De manera semejante, si se forma un bloque suelto o *bloque de presión* sobre las excavaciones a causa de las presiones ejercidas por el macizo rocoso que las rodea, dichas presiones serán transmitidas a las estructuras de soporte en la



mina. Bloques de presión de gran tamaño pueden ser el resultado de algún fenómeno geológico natural como fallas, o bien puede ocurrir como resultado de las mismas operaciones de minado. De esta manera, se puede afirmar que la dirección de las presiones puede ser gobernada por las estructuras geológicas, particularmente en la vecindad de fallas, pliegues o estructuras sedimentarias.

La dirección de las presiones en paredes, pisos o techos de una excavación subterránea dependerá en buena medida del tipo de depósito, por lo que este factor deberá ser detenidamente considerado en el momento de diseñar las estructuras. Por ejemplo, en un depósito tabular de buzamiento muy pronunciado, un relleno de tepetate o de arenas de jal proporcionará un soporte bastante adecuado para contrarrestar las presiones laterales; mientras que en un depósito muy ancho (en donde la mayoría de las presiones actúan verticalmente hacia abajo), el relleno no resulta confiable en la prevención de algunos movimientos perjudiciales. Por otra parte, el relleno seco (tepetate) no se puede empaclar lo suficientemente apretado contra el piso o contra el techo como para soportar con firmeza el peso de los materiales depositados encima de él, en tanto que las arenas del relleno hidráulico, a pesar de que posee mejores características de compactación y soporte, tampoco será posible empaclarlas adecuadamente contra un piso irregular. Se ha comprobado que el relleno, de la naturaleza que sea, tiende a disminuir su volumen después de que ha sido colocado dentro del rebaje, produciendo huecos o cavidades peligrosas y, consecuentemente, porciones de techo sin soportar. Es lógico que un método de corte y relleno pueda ser empleado con éxito en lugares donde se ejerzan presiones laterales, y que el piso y el techo sean lo suficientemente competentes como para autosoportarse; en tanto que si existen presiones verticales, será necesario complementar el soporte del relleno con marcos, anclas, o algún otro método de soporte, en caso necesario.

Si la superficie terrestre se hubiera formado de materiales elásticos, homogéneos y sin fallas ni fracturas, las presiones horizontales a profundidad podrían ser iguales a una función de la relación de Poisson para el material, peso y profundidad involucrados. Si fuera plástica y homogénea, entonces las condiciones de los materiales podrían aproximarse a un comportamiento hidráulico, en el cual, las magnitudes de las presiones serían iguales en todas direcciones. Sin embargo, ninguna de estas condiciones ocurre de una manera predecible en circunstancias normales, debido a la heterogeneidad estructural de la corteza terrestre.

#### **4. *Continuidad de la mineralización dentro de los límites del cuerpo e influencia de la geología en la estructura de las rocas***

De la misma manera que el tamaño, la forma y regularidad del contorno, la continuidad de los valores y otras características geométricas del depósito mineral, tienen una influencia determinante en los problemas de soporte de las obras durante la etapa de explotación, el estudio de las diferentes teorías relacionadas con la génesis de los depósitos minerales, son también guías muy valiosas en las etapas de desarrollo y explotación del yacimiento.

Las características estructurales de los depósitos minerales tienen gran influencia en todas y cada una de las cuatro fases de una operación minera: *prospección, exploración, desarrollo y explotación*.

En la primera fase de un proceso de minado, usualmente la geología representa la herramienta más importante empleada en la búsqueda de nuevos yacimientos. Durante la segunda y tercera fases, resultará esencial para un ingeniero minero con conocimientos de resistencia de materiales, disponer de toda la información relacionada con las características físicas y estructurales del depósito, las cuales en un momento dado podrán influir en el diseño de las obras y, en consecuencia, en los ritmos de producción de mineral, que a su vez y en su oportunidad afectarán los márgenes de utilidades.

Las características físicas y estructurales de los depósitos minerales, se clasifican dentro de las siguientes categorías:

1. Posición, tamaño y forma.
2. Presencia o ausencia de planos de debilitamiento.
3. Zonas de alteración.
4. Zonas mineralizadas (débiles y resistentes).
5. Estratos competentes e incompetentes.
6. Estructura resistente de la roca.

La mayoría de estas características deben ser interpretadas en forma cualitativa, debido a que la estructura de las rocas es tan compleja, que solamente en casos muy específicos se podrán realizar análisis cuantitativos. Así, las características estructurales de los depósitos minerales, podrán ser estudiadas en relación con los tres tipos de depósitos más comunes: *estratiforme, tabulares y masivos*.

### **Mantos y depósitos sedimentarios**

Depósitos de este tipo que no han sido alterados por fallas, pliegues u otras acciones dinámicas son relativamente fáciles de minar; por ejemplo, los estratos planos de un yacimiento de carbón. Los problemas de soporte, frecuentemente son inexistentes o mínimos, en cuyo caso se pueden resolver con un método sistemático de pilares para soportar tanto el techo del manto, como sus respaldos; sin embargo, rocas de pobre resistencia estructural (como las lutitas), pueden crear condiciones peligrosas de inestabilidad.

Ejemplos representativos de este tipo de depósitos lo constituyen los yacimientos carbóníferos de la cuenca de Sabinas, la cuenca de Piedras Negras y otras en el estado de Coahuila. Uno de los problemas más serios en éste tipo de minas es el de determinar el número y distribución de los pilares que deberán dejarse como soporte para el techo.

## **Vetas en fracturas y zonas de falla**

Una gran proporción de los depósitos minerales comerciales se encuentran asociados o dentro de zonas estructuralmente conflictivas (fracturas, discontinuidades, etc). Las rocas más favorables para la mineralización son siempre aquellas que fueron originalmente de relativa consistencia, quebradizas y competentes. Estas rocas favorables se fracturan sin sufrir daños notables, y son lo suficientemente fuertes como para mantener abiertas las fisuras y permitir la deposición de las soluciones mineralizantes. Yacimientos formados en estas estructuras, varían desde vetas hasta *chimeneas* y *clavos*, pudiendo adoptar formas regulares o irregulares, anchas o angostas y continuas o discontinuas; por lo tanto, es posible aplicar los diversos métodos de minado conocidos para la explotación de estos depósitos.

La formación estructural de las vetas se emplea como base para definir los diferentes tipos que de ellas existen, lo que resulta de mucha utilidad para examinar sus características.

**Veta de fisura.** Se define como una masa de mineral que generalmente tiene forma tabular con irregularidades locales. Se forman rellenando fisuras o grupos de fracturas paralelas y muy cercanas entre sí, producidas en la roca encajonante.

**Chimeneas.** Se forman cuando el control estructural guía a las soluciones mineralizantes a lo largo de canales de marcada continuidad vertical, pero de dimensiones horizontales relativamente pequeñas. Intersecciones por fallas son típicas de este tipo de depósitos.

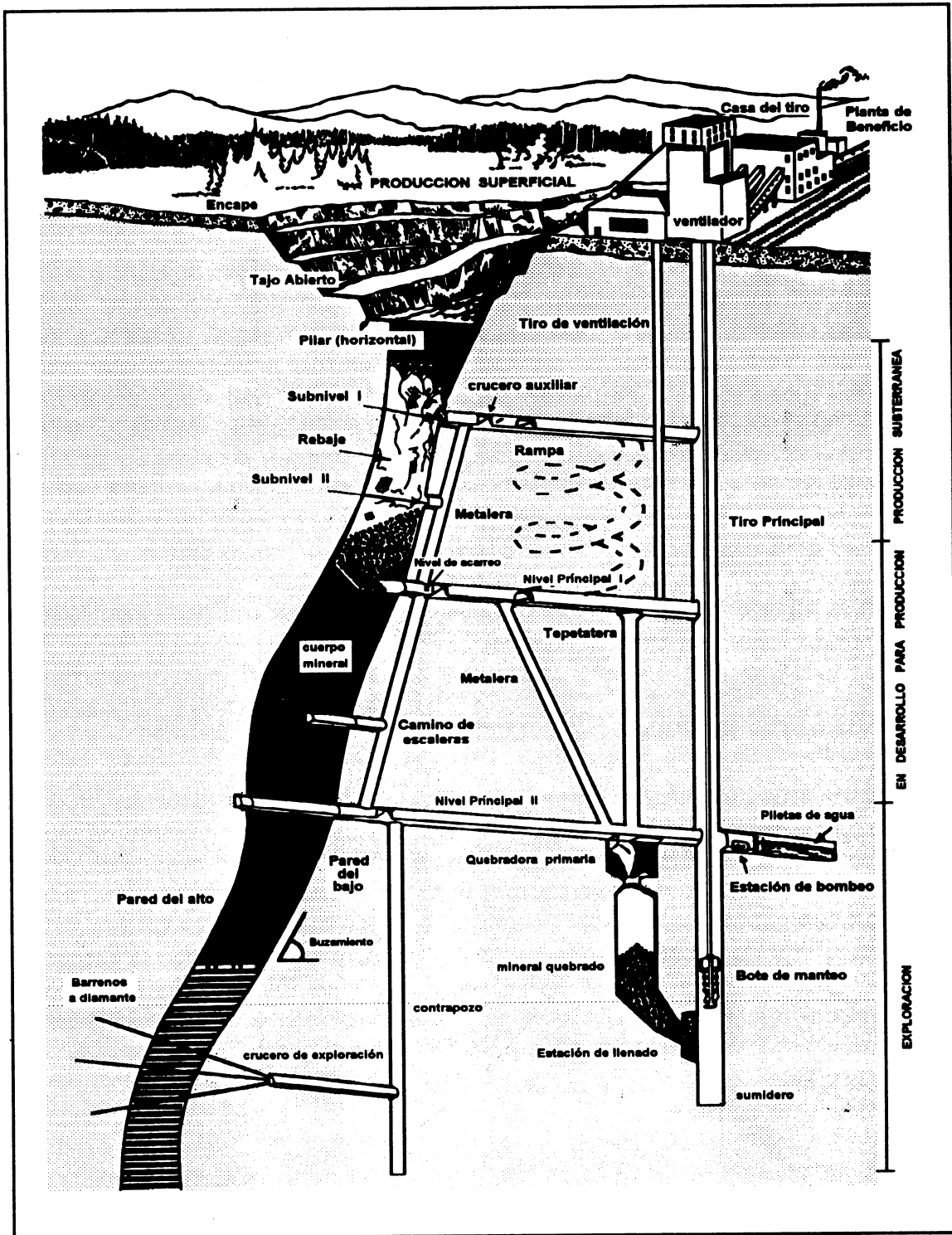
**Vetillas ramaleadas.** Se pueden extender a partir de la veta principal, ya sea hacia el alto o hacia el bajo. El minado de estas vetillas en la secuencia equivocada puede dar como resultado una alta concentración de esfuerzos en los pilares cercanos a las intersecciones de los ramaleos.

**Sistemas conjugados de juntas.** Frecuentemente se presentan mineralizados, formando sistemas o paquetes de vetas. Arreglos de juntas como éstas, se suponía que eran el resultado de esfuerzos compresivos aliviados de tensiones por la formación de la junta, antes que por la formación de la fisura.

Es interesante hacer notar que todos los tipos de vetas aquí descritos, fueron formados a lo largo de los planos de debilitamiento existentes en el macizo rocoso. Donde una fisura ha sido completamente rellenada por la mineralización subsecuente, la veta resultante comúnmente tiene la tendencia a ser menos resistente a una fuerza de ruptura que el resto de la roca que la rodea; consecuentemente, movimientos de postmineralización pueden encontrar zonas de alivio de tensiones a través del material fracturado o quebrado de la veta. En el eventual caso de que un sistema de vetas sea formado por minerales duros y coherentes, será razonable esperar que la roca encajonante alivie o absorba algunos de los esfuerzos producidos por los procesos de postmineralización.

**Depósitos masivos.** Los depósitos diseminados de cobre del Noroeste de México son típicos de esta clase de yacimientos, los cuales frecuentemente son minados por operaciones a cielo abierto, aunque también existen otros tipos de depósitos susceptibles de ser minados por el mismo método. Aquellos cuerpos que poseen un encape lo suficientemente potente como para hacer prohibitiva su explotación por métodos de minado a cielo abierto, usualmente son minados por el sistema de hundimiento de bloques. Los pórfidos cupríferos, por regla general, son masivos, planos y relativamente regulares. Contienen minerales de baja ley, pero a cambio de ello, sus reservas minerales normalmente se cuantifican en millones de toneladas. La concentración de minerales valiosos en los yacimientos, se debe a procesos de enriquecimiento secundario, lo cual en su momento generalmente significa encapes lixiviados y débiles.

A manera de introducción gráfica, la figura 9 muestra en forma esquemática, algunas de las operaciones típicas de minado subterráneo con la identificación de los términos mineros correspondientes.



**Figura 9 SECCION LONGITUDINAL DE UNA MINA SUBTERRANEA MOSTRANDO OPERACIONES MINERAS DIVERSAS (Hustrulid, A.W., 1982)**

## IV.1 REBAJES NATURALMENTE SOPORTADOS

Los rebajes naturalmente soportados, también conocidos como *aberturas autosoportadas*, son excavaciones subterráneas en las cuales las cargas dinámicas ejercidas por el macizo rocoso circundante sobre la abertura, son soportadas por las paredes de la obra o por pilares labrados sobre la misma roca. Estos rebajes pueden ser excavados en cualquier roca de características estructurales adecuadas, con excepción de los depósitos de placer.

No obstante, las dimensiones de la abertura que podrá ser excavada, dependerá del tipo de material rocoso del que estén constituidas las paredes y los pilares que se dejarán como ayuda de soporte. Por ejemplo, el "claro" (abertura mínima de pared a pared, de pared a pilar o de pilar a pilar) que podrá permanecer sin soporte, varía virtualmente desde casi cero (para materiales muy fracturados o materiales rocosos en estratos laminares muy delgados, en los cuales prácticamente no existen fuerzas cohesivas a través de las juntas), hasta más de 35 metros (100 pies) en cuerpos de roca masiva y competente. De esta manera y en términos generales, las dimensiones de un rebaje autosoportado dependerán del espaciamiento y de la resistencia a través de los defectos mecánicos en el material rocoso y de la profundidad y orientación de la abertura.

Los métodos de minado que emplean aberturas autosoportadas, se clasifican genéricamente en dos clases: *rebajes abiertos* y *salones y pilares*".

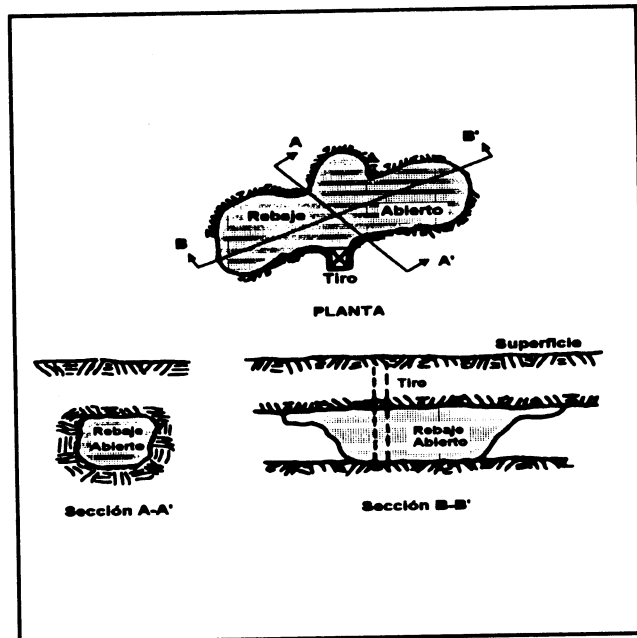
### (A) REBAJES ABIERTOS

Definido estrictamente, un *rebaje abierto* es una obra o abertura subterránea de donde ha sido extraído el mineral valioso que alojaba y en donde no se requiere hacer uso ni de madera, ni de ningún otro tipo de material de soporte para mantenerla abierta. Por costumbre, también se suele clasificar como rebajes abiertos a aquellas obras en las que las paredes y/o el techo pueden ser soportados por pilares naturales de mineral o de estéril *in-situ*, por trancas de madera, por pernos-ancla o por otros medios semejantes. En este manual, se suscribe la definición más reciente, que desde el punto de vista estructural clasifica los rebajes abiertos en dos tipos: *aberturas aisladas* o rebajes individuales, y *aberturas con pilares* o rebajes múltiples.

#### (a) Aberturas aisladas

Una abertura aislada (o individual) es un rebaje sin pilares y, en otras circunstancias, es una obra subterránea sin soporte, que esencialmente se localiza fuera de la zona de influencia de otros trabajos subterráneos vecinos. Por medio de este método se pueden minar *bolsas*, *lentes* y *clavos* de mineral que por su origen, se formaron aisladamente con relación al resto del cuerpo mineral principal. Se puede incluir dentro de este tipo de rebajes, el cuele de obras específicas tales como tiros, frentes de desarrollo y excavaciones para proyectos de ingeniería civil (túneles, cámaras subterráneas para subestaciones hidroeléctricas, etc.).

En general, el cuele de rebajes individuales puede realizarse en cualquier tipo de roca, cuyas características estructurales y mecánicas lo permitan. El "claro" máximo que puede ser minado en un rebaje abierto individual, dependerá de la profundidad del depósito y de los parámetros físicos y geológicos de la roca que rodea al cuerpo mineralizado. Por ejemplo, se ha podido minar cuerpos alojados en brechas de pedernal a profundidades de 300 pies (100 m) con claros de 100 pies (30 m). Otros, con claros de 50 a 75 pies (15-25 m) en jaspilita fracturada, a profundidades de 1,000 pies (350 m). Con claros de 50 a 60 pies (15-20 m), también se ha podido trabajar en calizas dolomíticas sin fracturas a profundidades de 300 pies (100 m). La figura 10 ilustra de manera esquemática una abertura aislada o rebaje individual.



**Figura 10 ABERTURA AISLADA**  
(Rebaje individual sin pilares)

### (b) Aberturas con Pilares

Por lo general, depósitos minerales de áreas muy extensas, como es el caso de vetas, bolsas o lentes mineralizados, no pueden ser minados como rebajes abiertos individuales sin soporte. Para mantener la estabilidad de las obras, es necesario el uso de alguna clase de soporte dentro del depósito, y si este soporte consiste en dejar áreas sin excavar en la propia abertura, el sistema de minado se debe designar como *rebaje abierto con pilares*.

Desde el punto de vista estructural estos rebajes corresponden al sistema de aberturas múltiples; esto es, aberturas tan cercanas unas de otras, que la distribución de esfuerzos alrededor de una obra determinada, se ve afectada por la repartición de éstos en la vecindad de las obras adyacentes y viceversa.

El minado de rebajes abiertos se puede realizar de dos formas: dejando pilares casuales o aleatorios y dejando pilares regularmente distribuidos, siguiendo un patrón o configuración predeterminada, como las mostradas en la figura 13.

### **Rebajes abiertos con pilares casuales**

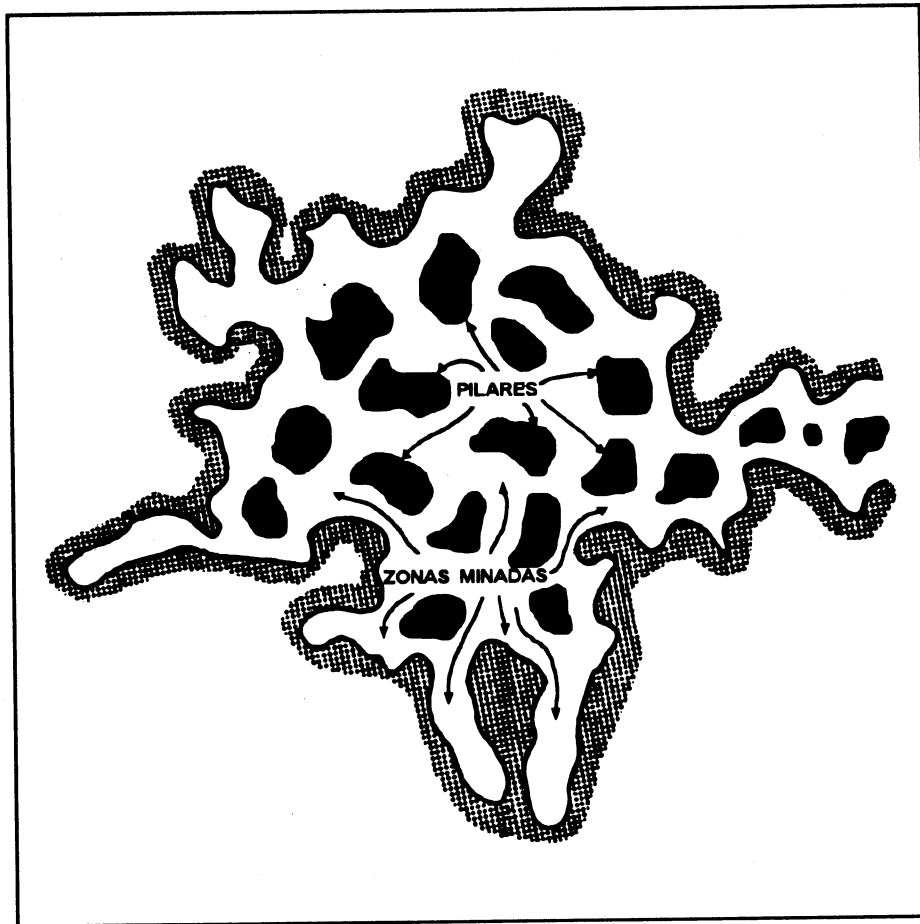
Este tipo de rebajes con pilares irregularmente espaciados y/o con dimensiones aleatorias, se ilustra en la figura 11. La aplicación del método es viable en los siguientes tipos de depósitos:

1. Grandes bolsas o lentes mineralizados, especialmente si la ley del mineral y/o la potencia del depósito es variable. Cuando sea posible, los pilares deberán dejarse en mineral pobre o estéril. Si la ley del mineral es muy alta y la estabilidad de la obra obliga a dejar pilares en este material, ocasionalmente éstos pueden ser recuperados en la etapa final de la vida productiva de la mina empleando otro sistema de minado especialmente diseñado para este fin.
2. En mantos y vetas (angostas o relativamente anchas) que profundicen con cualquier ángulo de buzamiento menor de  $45^\circ$ , es decir, a un ángulo tal que el mineral fracturado no ruede por efecto de la fuerza de gravedad. Esta variante del método también es aplicable cuando la ley del mineral o la potencia del cuerpo sea variable.

En las obras con pilares casuales, las dimensiones del claro dependerán de la calidad de la roca del techo. Si es masiva, la abertura podrá soportar claros hasta de 30 m (100 pies), como es el caso de brechas pedernalosas, domos salinos y estratos potentes de caliza. En rocas con juntas y fracturas parcialmente recementadas, no resultan insólitos o extraordinarios claros de 15 a 30 m (50-100 ft). En estratos donde el techo ha formado una separación, el claro dependerá de la potencia de los estratos localizados inmediatamente arriba del dañado. En estratos con espesores de 0.60 m (2 pies) o más, se han podido minar aberturas con claros de 12 a 24 m.

En bolsas o lentes de pequeñas dimensiones, el área de extracción obtenida dependerá de la profundidad del depósito y de las propiedades mecánicas tanto del mineral y/o de la roca que forman los pilares, como del material rocoso que se encuentra formando el techo, el piso y las paredes del depósito. Por regla general, a profundidades menores de 650 m (2000 pies), se obtienen porcentajes de extracción en el área abierta del orden del 60 al 80%.



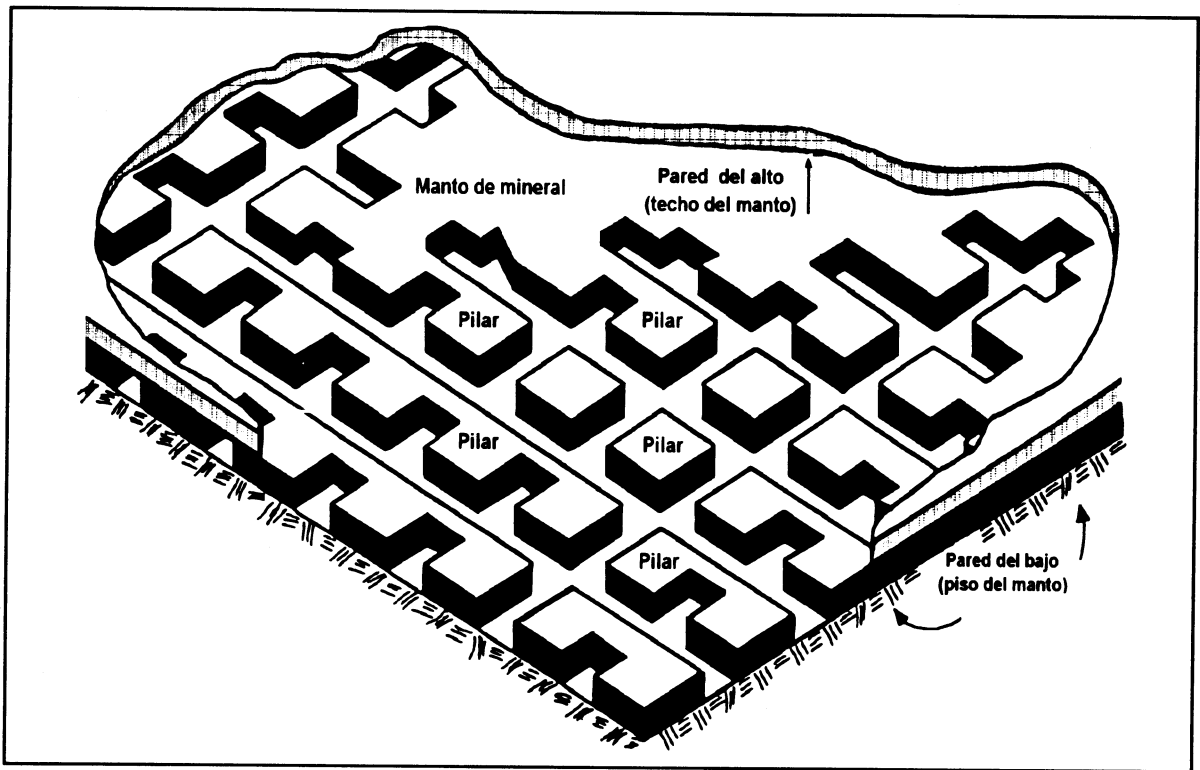


**Figura 11 REBAJE ABIERTO CON PILARES CASUALES**

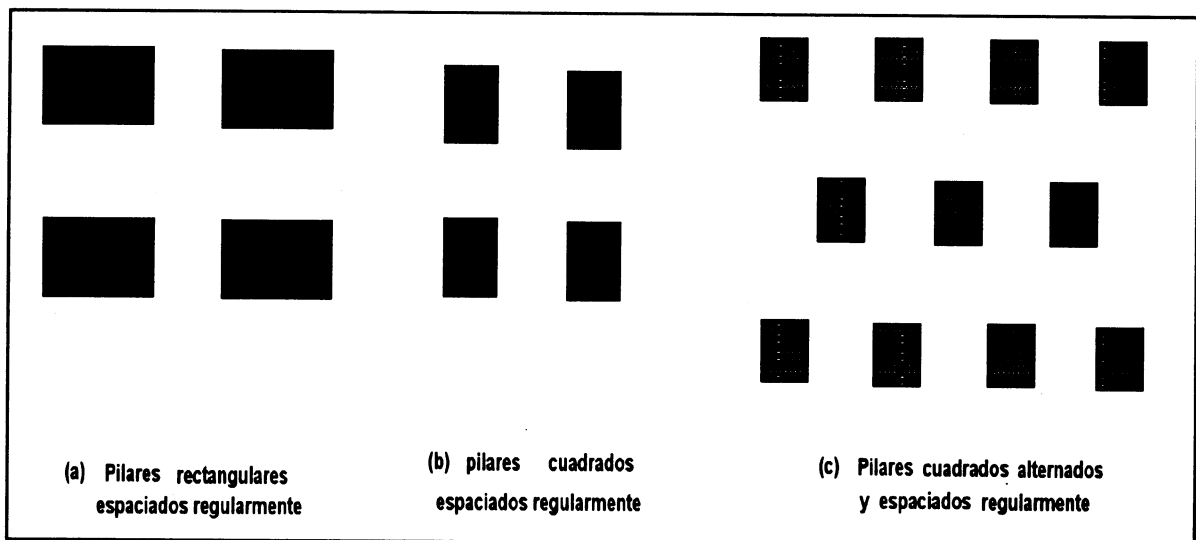
### **Rebajes abiertos con pilares regularmente distribuidos**

Generalmente el uso del sistema de pilares regularmente distribuidos resulta ser el más recomendable para la explotación de mantos y vetas de gran extensión, en las cuales tanto la ley como la potencia del cuerpo son relativamente uniformes. Es un sistema en el que tanto el contorno de la sección transversal y tamaño de los pilares como el espaciamiento entre ellos, son uniformes. Un típico rebaje abierto con pilares regularmente distribuidos, se muestra en la figura 12.

El sistema de pilares regularmente distribuidos también tiene uso muy difundido en depósitos masivos potentes, en los cuales se emplean sistemas de minado de niveles múltiples. En éstos, los pilares de un nivel se superponen con sus correspondientes en los siguientes niveles inferiores. Algunos depósitos de sulfuros masivos emplean este procedimiento, como es el caso de la mina "San Martín" en el estado de Zacatecas, México, donde adicionalmente y como refuerzo de los pilares, los rebajes se rellenan posteriormente con jales, dando lugar a un sistema combinado.



**Figura 12 REBAJE ABIERTO CON PILARES REGULARMENTE DISTRIBUIDOS**  
(Cummins, B.A., 1973)



**Figura 13 CONFIGURACION DE PILARES**

## **(B) SALONES Y PILARES**

El diseño para un arreglo de salones y pilares es esencialmente el mismo que para un sistema de rebajes abiertos con pilares regulares, con la excepción de que el primero se encuentra limitado a depósitos relativamente planos y horizontales (mantos generalmente), en los cuales el mineral tiene leyes y espesores prácticamente uniformes, tal y como es el caso de los mantos de carbón o de minerales evaporíticos (mantos de sal, de potasa, de trona y de bórax). Ocasionalmente, algunas otras operaciones subterráneas en depósitos minerales metálicos diferentes a los mantos, también emplean el sistema de salones y pilares.

La sección geométrica de los pilares se aproxima al círculo o a la elipse, ensanchándose en la parte superior e inferior para incrementar el área de contacto con el techo y con el piso.

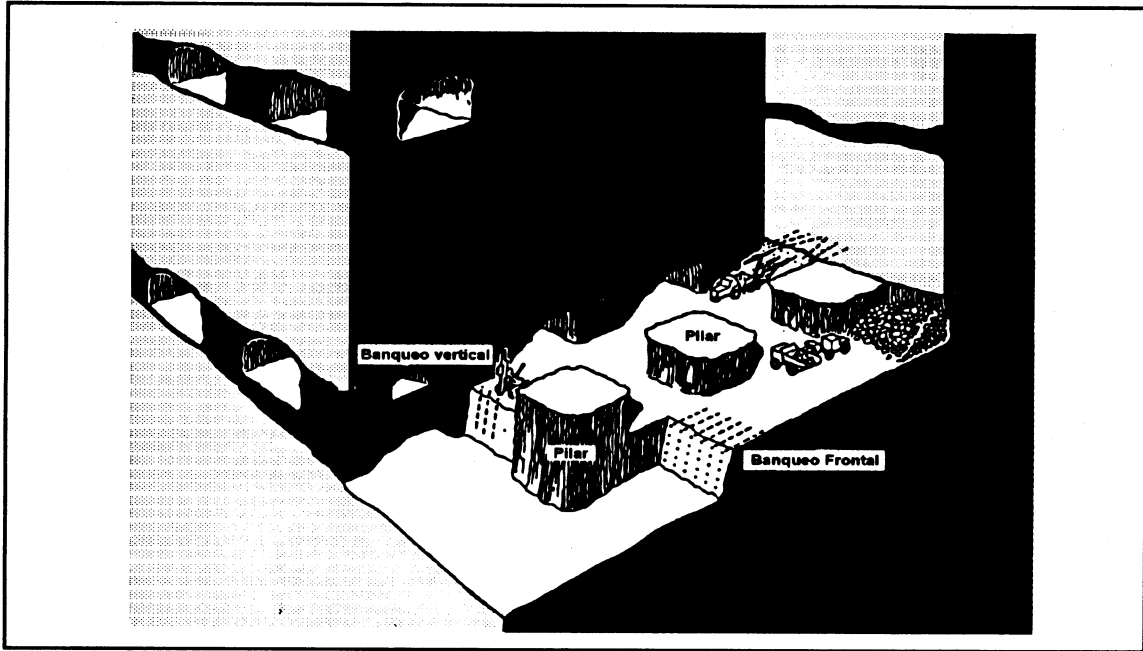
El método se desarrolla mediante el minado de una retícula de frentes y cruceros en la etapa preparatoria, para después continuar el tumbe con el ensanchamiento de los paneles formados por la retícula. El tumbe de ampliación continuará hasta dejar una zona sin minar, que pasará a constituir los pilares con las dimensiones, forma y posición calculadas con anterioridad. Existen muchos y diferentes diseños de retículas usados hoy en día, incluyendo sistemas con pilares de costilla y pilares de sección cuadrada con espaciamientos y configuraciones semejantes a un tablero de ajedrez o damas chinas

Los salones usualmente se diseñan tan grandes como las reglas de seguridad lo permiten; su área estará limitada por las características y propiedades mecánicas de las rocas que conforman el techo de la obra. Las dimensiones de la sección transversal de los pilares, en conjunción con el ancho de los salones, determinarán los índices de extracción de mineral y a su vez, las dimensiones de los pilares de soporte dependerán de la profundidad del depósito, de la resistencia de la roca y de algunas otras propiedades inherentes al material que formará dichos pilares.

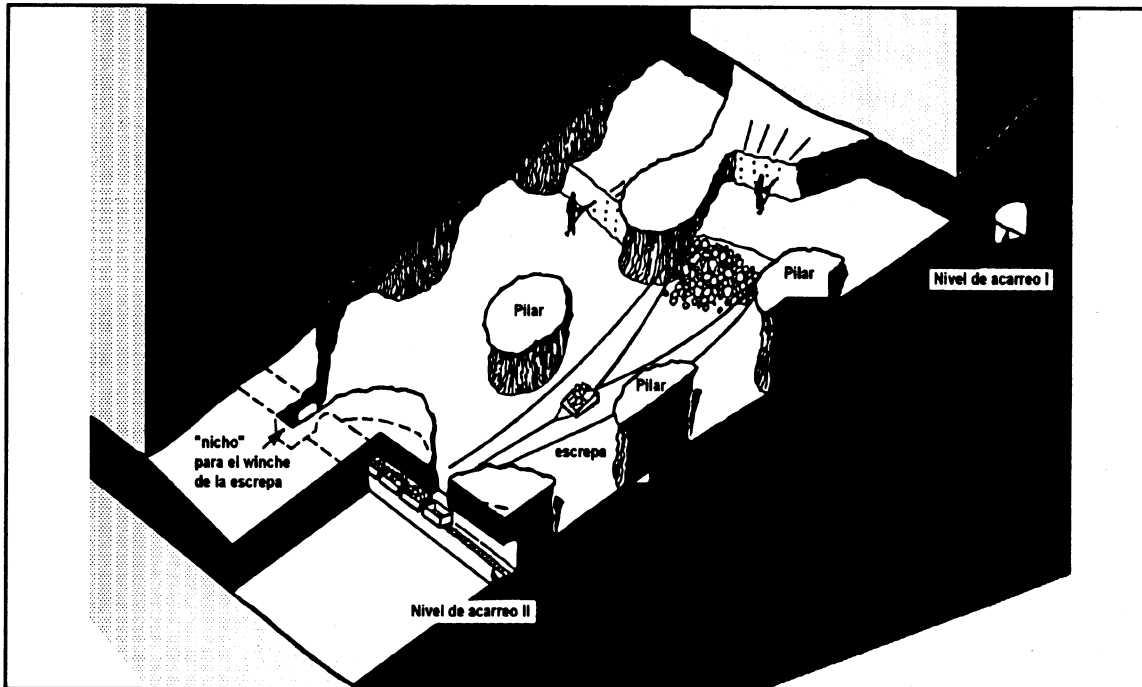
En la minería del carbón, el ancho de los salones fluctúa entre 5 y 17 m (15-50 pies), considerando 10 m (30 pies) como promedio. El índice de extracción varía de 50 a 70% (60% en promedio). En el minado de materiales evaporíticos, el rango de los salones resulta comparable con los de la minería del carbón, pero los índices de extracción son sensiblemente más altos (entre el 60 y el 90%).

## **(C) TUMBE POR SUBNIVELES**

El método de tumbe por subniveles se aplica a la explotación de vetas (anchas y angostas) con buzamiento muy pronunciado, mantos de gran potencia y chimeneas. En ocasiones, también se ha empleado con éxito en depósitos relativamente planos y potentes.



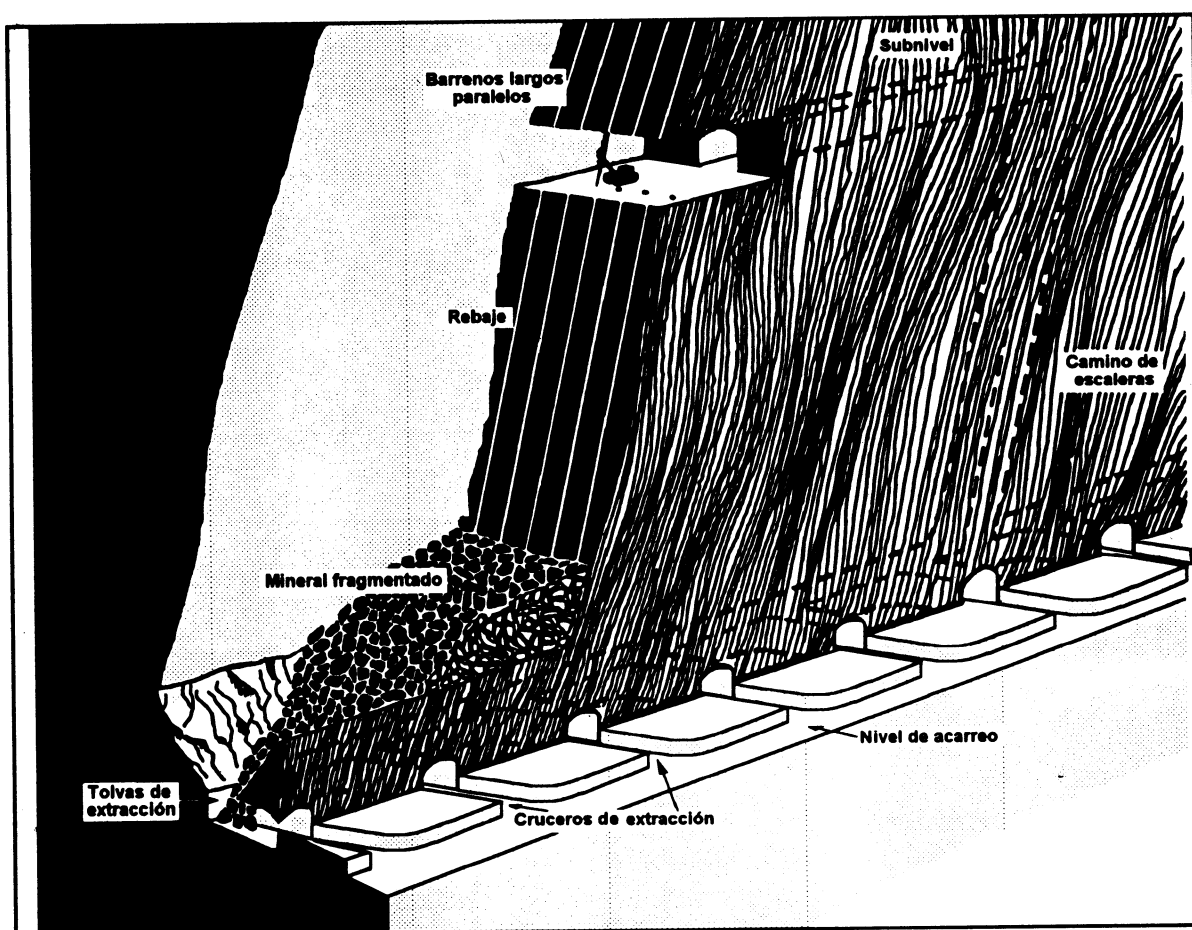
**Figura 14 SALONES Y PILARES EN UN MANTO HORIZONTAL**  
(Hustrilid, A.W., 1982)



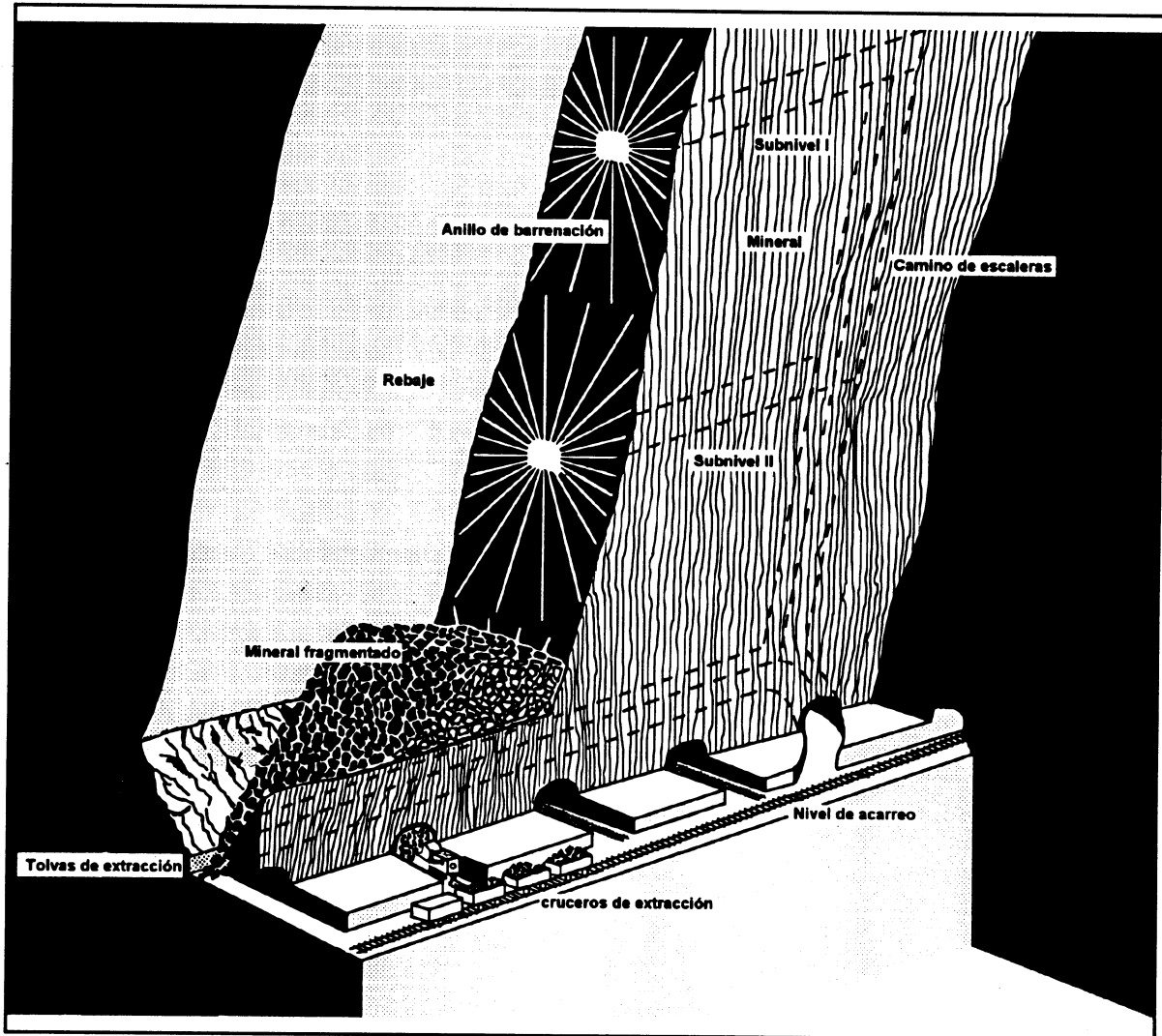
**Figura 15 SALONES Y PILARES EN UN MANTO INCLINADO**  
(Hustrilid, A.W., 1982)

El espesor del depósito puede ser variable, pero la ley del mineral debe ser bastante uniforme, dado que la mecánica de explotación no permite la selectividad del mineral. El material rocoso del *alto* y del *bajo*, así como el propio mineral deben ser relativamente competentes; esto es, del tipo de material mecánicamente equivalente a aquel aplicable los métodos de rebajes abiertos.

En el método de tumbes por subniveles se emplean dos tipos de configuraciones básicas para la explotación de los rebajes: *transversal* (figura 16) y *longitudinal* (figura 17). En ambas configuraciones, el mineral es tumbado a partir de los subniveles (colados previamente como obras de preparación), realizando cortes de piso en forma de banco o por medio de abanicos de barrenación colados de abajo hacia arriba y de subnivel a subnivel. En cualquiera de las dos opciones, el mineral deberá caer o rodar por gravedad hasta las tolvas de captación (drawpoint) y de ahí a los cruceros de extracción colados estratégicamente a la altura del nivel inferior de acarreo y perpendiculares a éste.



**Figura 16 TUMBE POR SUBNIVELES CON REBAJES TRANSVERSALES  
EN VETAS ANCHAS  
(Hustrulid, A.W., 1982)**



**Figura 17 TUMBE POR SUBNIVELES CON REBAJES LONGITUDINALES  
EN VETAS ANGOSTAS**  
(Hustrulid, A.W., 1982)

Los rebajes longitudinales son comúnmente empleados en la explotación de vetas angostas con gran ángulo de buzamiento en donde los subniveles (y posteriormente los rebajes) se colarán en forma paralela al rumbo del depósito, con una longitud limitada por la extensión del cuerpo. El ancho o *claro* del rebaje estará limitado por la potencia o ancho de la veta. En vetas muy anchas se acostumbra dejar pilares de soporte dentro del rebaje, ya sea en forma aleatoria o distribuidos regularmente. Algunos yacimientos de hasta 20 m (70 pies) de ancho, han sido minados empleando la técnica de pilares.

Los pilares de piso (en el nivel de tolvas), normalmente se diseñan en forma regular, ya que éstos constituirán por la parte superior el piso del rebaje y por la parte inferior el techo del nivel principal de acarreo. Si el depósito es de buzamiento muy pronunciado, estos pilares de piso también soportarán las presiones laterales. Con este diseño de rebajes, se pueden obtener índices de extracción cercanos al 75%, y es posible que ocurra algún tipo de dilución por efecto de "caídos" de roca estéril proveniente de los respaldos (tablas) del cuerpo. Ocasionalmente también se permite un poco de "descostre" o de desgaste en el pilar de piso, pero el hundimiento generalizado de pilares y respaldos deberá evitarse a toda costa.

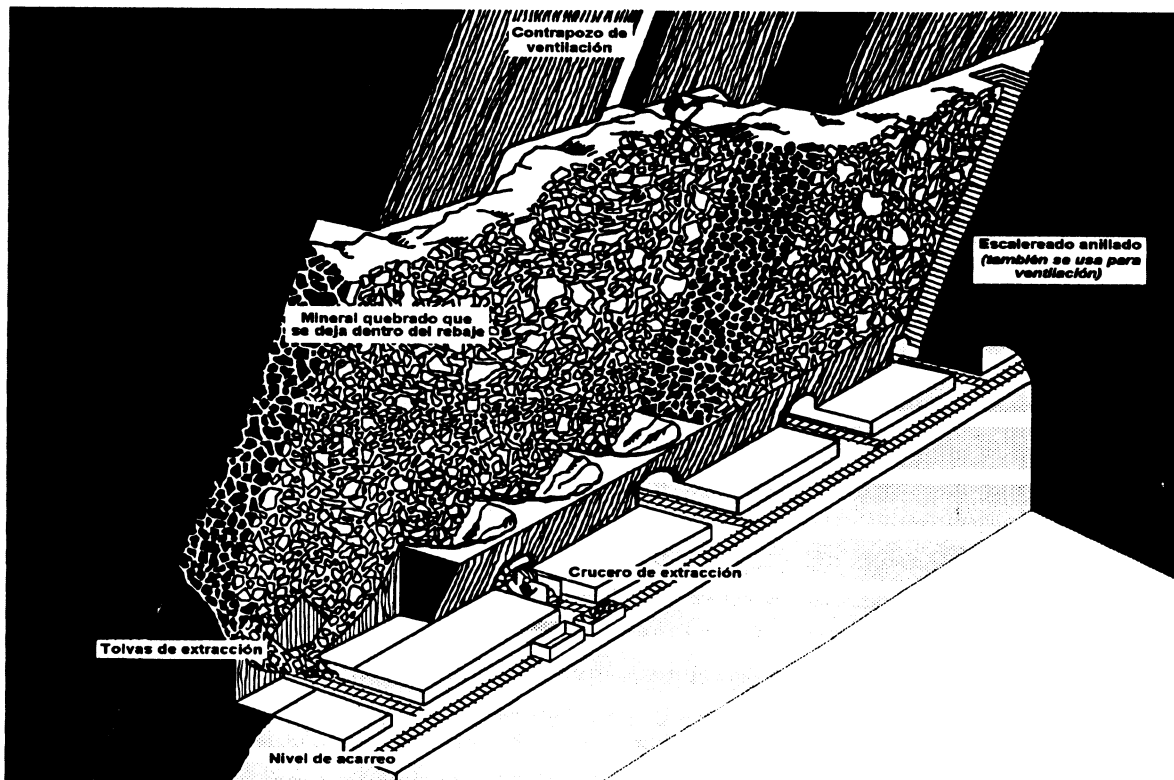
Para depósitos muy anchos (de más de 20 m), lo usual será emplear la variante de rebajes transversales, en donde las obras se excavarán en forma perpendicular al rumbo del cuerpo, limitados en longitud por el ancho o potencia del depósito.

Los rebajes transversales suelen estar delineados por un sistema regular de pilares de "costilla", con pilares de piso contruidos en forma similar a los empleados en los rebajes longitudinales. El espaciamiento de los pilares de "costilla" estará determinado por la capacidad que posea la roca mineralizada para formar claros que permanezcan abiertos sin necesidad de soporte (raramente mayores de 20 m ó 70 pies). Si el depósito buza con un ángulo muy pronunciado, los pilares de piso proporcionarán un buen soporte lateral. El índice de extracción con rebajes transversales, usualmente es menor que con los rebajes longitudinales debido a que un gran porcentaje del mineral se debe dejar "in-situ" para formar los pilares de costilla; sin embargo se han experimentado menores índices de dilución por desprendimientos estériles de las paredes.

Algunos yacimientos de sulfuros masivos con respaldos en riolita, tobas brechadas y agregados o conglomerados, han podido ser minados con claros de 12 a 15 m (40-50 pies); otros, con claros de 15 a 30 m (45-90 pies) encajonados en "rocas verdes" (rocas volcánicas y plutónicas alteradas por clorita). Algunos yacimientos de sulfuros de fierro se han minado con claros de hasta 33 m (100 pies) alojados al alto y al bajo en esquistos altamente metamorfizados, grauwaca y pizarra.

#### **(D) TUMBE SOBRE CARGA**

El minado de depósitos minerales por el método de *tumbe sobre carga* (figura 18), es aplicable a vetas (anchas o angostas) y algunas veces, a depósitos sedimentarios (mantos) con buzamiento pronunciado. Este método es básicamente un sistema en el cual una porción del mineral tumbado se acumula dentro del rebaje, hasta que se termina su explotación. El incremento de volumen debido al **abundamiento** del mineral tumbado y fracturado dentro del rebaje, requiere que una porción de éste (entre el 30 y 50%) deba ser *rezagada* periódicamente durante las operaciones de producción, a través de contrapozos (chutes) o por medio de cruceros de extracción, con objeto de mantener un espacio de trabajo adecuado entre el piso (formado por el mineral tumbado) y la cabeza del rebaje, para poder continuar el minado ascendente del mineral.



**Figura 18 REBAJE DE TUMBE SOBRE CARGA**  
(Hustrulid, A.W., 1982)

En términos generales el material de los respaldos del cuerpo mineralizado deberá poseer características estructurales lo suficientemente favorables como para mantener a los rebajes autosoportados. Adicionalmente, el mineral fragmentado y dejado dentro del rebaje, no deberá compactarse a grado tal que se dificulte su extracción. En depósitos verticales o cercanos a la vertical, tanto el respaldo del *alto* como el del *bajo* deberán ser lo suficientemente competentes como para prever la dilución excesiva del mineral y los *caídos* de las tablas por falla del material.

Durante la etapa de minado del rebaje, ambos respaldos se soportan y estabilizan en cierto grado por el mineral fragmentado que permanece dentro del rebaje. Cuando se procede al "vaciado" del rebaje y mientras el mineral quebrado remanente se extrae, ocurren eventualmente algunos desprendimientos de material estéril de los respaldos, aunque por regla general los espacios vacíos creados por la operación, permanecen abiertos después de que la maniobra de extracción ha sido completada. Los pilares de piso y de costilla que permanecen dentro del rebaje vacío, proporcionan soporte suficiente a los respaldos.



El minado de tumble sobre carga ha sido empleado con éxito a profundidades de más de 850 m (2550 pies), con recuperaciones de mineral que varían de 75 a 85%. Algunas operaciones en depósitos de fluorita han trabajado sin problemas con "claros" de 12 m (35 pies). También se han logrado "claros" de 25 m (75 pies) en vetas de pirita y calcopirita, donde el *alto* ha estado limitado por una falla y el *bajo* formado por mineral marginal dentro de la veta, con pizarra, esquistos y grauvaca en la vecindad del cuerpo.

### (E) REBAJES ABIERTOS CON "TRANCAS" HORIZONTALES

El sistema de rebajes abiertos con "trancas" horizontales es un método en el cual se emplean elementos de fortificación a base de madera (trancas o rollizos), colocados perpendicularmente y en forma sistemática o aleatoria entre las paredes del alto y del bajo de la veta. La veta podrá presentarse con ángulos de buzamiento diversos: desde muy horizontales, hasta casi verticales; con potencias no mayores de 4 m (12 pies). figura 19.

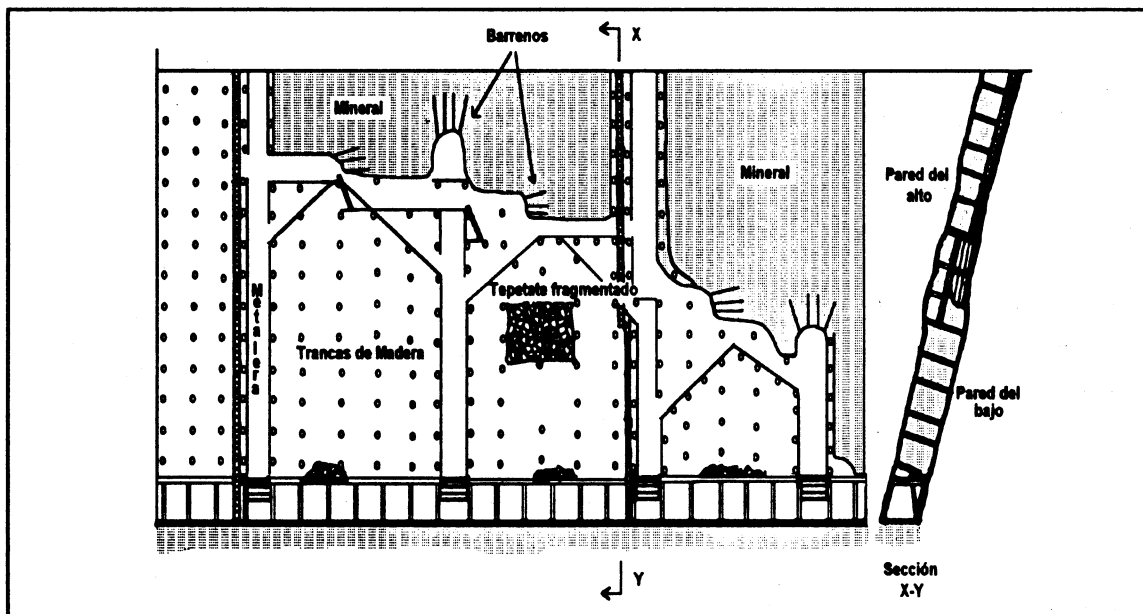


Figura 19 REBAJES ABIERTOS CON "TRANCAS" HORIZONTALES  
(Hustrulid, A.W., 1982)

Las trancas o rollizos son piezas de madera de sección circular, en diámetros que varían de 4 a 8 pulgadas, con longitudes de 1.20 a 3.60 m (4-12 pies). Por regla general estas trancas proporcionan al rebaje el único soporte artificial, por lo que se requiere que el *alto* y, algunas veces también el *bajo*, sean moderadamente competentes; como por ejemplo, mantos delgados o cierto tipo de rocas con plegamientos parciales, juntas y fracturas. Para proporcionar "piso de trabajo", se colocarán tabloncillos apoyados en las trancas, que se retirarán antes de la *pegada* con objeto de no dañarlos con la caída del mineral.

Los rebajes con trancas horizontales han sido usados en depósitos de cobre a profundidades de 1170 m (3500 pies) en mantos de 3 a 4 m (10-13 pies) de espesor, con inclinación de 30° aproximadamente y donde la mineralización se presenta en un conglomerado felsítico. Para cuerpos minerales que excedan de 4 m (12 pies), se requerirá de otro sistema de soporte más complejo.

#### **IV.2 REBAJES ARTIFICIALMENTE SOPORTADOS**

Una abertura soportada se puede definir como aquella obra en la cual una parte significativa de la carga o del peso de la roca circundante, es sostenida por algún sistema de soporte artificial (por ejemplo: puntales, marcos, relleno, arcos, trancas, postes hidráulicos, etc.). Debido a que el peso del material rocoso en la vecindad de una abertura ejerce en promedio una carga gravitacional de una libra por pulgada cuadrada, una obra subterránea que se localice a 150 m (500 pies) de profundidad requerirá un sistema de soporte capaz de resistir una presión de 36 ton/pie<sup>2</sup>, en caso de que parte de la carga gravitacional originalmente soportada por la roca en la abertura, no pueda ser transferida a la roca que rodea a la obra después de realizada la excavación.

Generalmente, sistemas de soporte artificial con capacidad de resistencia a la compresión como el caso mencionado, resultan imprácticos y antieconómicos, debido a la robustez y dimensiones que requerirían los elementos estructurales que lo formen, con excepción de un sistema de explotación con relleno en las etapas finales de minado. Los puntales, trancas, marcos de madera y otros tipos de soporte ligero, probablemente sólo podrán soportar un porcentaje muy bajo de la carga gravitacional, aunque su diseño y utilización sean empleados al máximo; en cambio, es muy probable que el uso de postes hidráulicos proporcionen un mejor soporte, resistiendo un mayor porcentaje de la carga. Por ejemplo, para una obra localizada a 150 m (500 pies), postes hidráulicos de 160 toneladas de capacidad, colocados a 1.20 m de centro a centro, podrán soportar alrededor del 36% del peso ejercido sobre la obra. Postes acunados en combinación con "huacales" o marcos conjugados rellenos y compactados con material estéril, soportan hasta el 50% de la carga en rebajes de grandes dimensiones con *claros* muy amplios, si se colocan lo suficientemente cercanos unos de otros. En rebajes de relleno, éste proporciona un efecto de sostenimiento capaz de soportar el 100% del peso del material que sobreyace a la obra, después de que las capas superiores subsidan y compacten el material de relleno.

#### **(A) CORTE Y RELLENO**

Este sistema de minado en sus tres modalidades (con relleno de tepetate, con relleno de gravas y arenas de arroyos y con relleno hidráulico de jales), es el más indicado para el minado de vetas, mantos y en general cuerpos mineralizados cuyos ángulos de buzamiento sean mayores al de reposo del material fragmentado que contengan (figura 20). El mineral podrá ser masivo y parcialmente cementado, pero lo suficientemente competente como para autosoportar claros tan anchos como el propio cuerpo durante la etapa de extracción. La roca encajonante, en particular la tabla del alto, usualmente está compuesta por un tipo de roca que no podrá permanecer soportada por un período de tiempo muy prolongado sin la ayuda de algún tipo de soporte, ya sea natural o artificial.

Para la aplicación de este método, primero se prepara el rebaje delimitando la zona de explotación por medio de dos niveles y dos contrapozos; a esta operación se le denomina *bloqueo del rebaje*. Las dimensiones del rebaje o área de explotación se definen de acuerdo con el tipo de yacimiento, consistencia de las tablas y del mineral, calidad y ley de los valores, posición de los respaldos, tipo y disponibilidad del equipo de minado que a usar. Un rebaje de corte y relleno con respaldos y mineral de consistencia media, se dimensiona a cada 50 m de separación entre niveles con longitudes variables de hasta 100 m, empleando equipos de minado de alta productividad (máquinas contrapoceras, jumbos de perforación, trascavos neumáticos).

Una vez que el rebaje ha sido delimitado, se procede a ejecutar las obras de preparación que consisten fundamentalmente en el *cuele* de un subnivel de 3 a 5 m (10-17 pies) por encima del nivel inferior, dependiendo del tamaño del rebaje; el *cuele* de las tolvas de extracción y si las dimensiones del rebaje lo requieren, del *cuele* de uno o más contrapozos a partir del subnivel de preparación hasta el nivel superior, cuya función será la de ventilación, camino de acceso y *chorreaderos* del material de relleno que proviene de fuera del rebaje, en cuyo caso, dichos contrapozos también podrán cumplir con las funciones de *chorreadero* y camino de escaleras, siempre y cuando se dividan en toda su longitud en dos compartimientos, mediante un "*partido*" construido a base de trancas de madera forradas con tabloncillos gruesos o "*rajas*".

Una vez concluidas las obras de preparación, se inician los trabajos de explotación propiamente dichos, para lo cual se harán cortes ascendentes a todo lo largo y ancho del rebaje, iniciando a partir de los contrapozos extremos o intermedios. Si se requiere que alguno de los contrapozos colados de nivel a nivel permanezca abierto durante todo el tiempo de la explotación del rebaje, se deberá proteger aquel dejando pilares de *costilla* en toda su extensión; en caso contrario, el contrapozo (usualmente empleado como *chorreadero*) se irá perdiendo en su porción inferior, conforme ascienden los cortes de cabeza.

Después de realizados los cortes de cabeza, se procede a efectuar la extracción del mineral quebrado producto de tales cortes. Esta maniobra se efectúa a través de las tolvas que previamente se colaron en el pilar inferior de protección, con equipos especialmente diseñados, como es el caso de las "*escrapas*" o cuchillas de arrastre, trascavos neumáticos montados sobre llanta, carretillas de mano, etc. Una vez que el mineral quebrado se ha extraído, se procede a rellenar con material estéril el hueco que ocupó aquel, para proporcionar un nuevo piso de operación y continuar con otro corte de cabeza. Antes de depositar el material de relleno, se deben "*levantar*" los contrapozos de extracción mediante el empleo de rollizos o piezas de madera cuadrada ensamblados entre sí, de manera que se vaya formando un contrapozo artificial, que deberá crecer a medida que los cortes y el relleno avancen en su trayectoria ascendente.

Cuando los contrapozos de extracción alcanzan la altura deseada, se procede a *chorrear* y a *aplanillar* el material de relleno constituido por tepetate, arena y/o gravas, tierra, arenas clasificadas de molienda (jales) o cualquier combinación de estos materiales. Existe también la posibilidad de soportar parte de los esfuerzos ejercidos sobre la obra con pilares de mineral labrados dentro del rebaje, mismos que podrán ser recuperados durante la fase terminal de la explotación, con porcentajes de extracción cercanos al 100%.

Si se pretende minar vetas extremadamente angostas se puede usar una variante del método llamada "*resuing*" o "*descostre*". En este sistema, la veta mineralizada y una porción del respaldo en estéril, se fracturan por separado para proporcionar un espacio de trabajo suficientemente ancho, para extraer primero la porción mineralizada y dejar la parte estéril dentro del rebaje como relleno.

El método de corte y relleno ha sido aplicado exitosamente en depósitos vetiformes cuarcíferos localizados a 2,250 m de profundidad y 3.0 m (10 pies) de potencia, con roca encajonante formada por esquistos de lava y pórfidos. También se ha empleado a profundidades de 1,100 m (3600 pies) en vetas de cuarzo y pirita con potencias variables entre 1.50 y 30.0 m (5.100 pies).

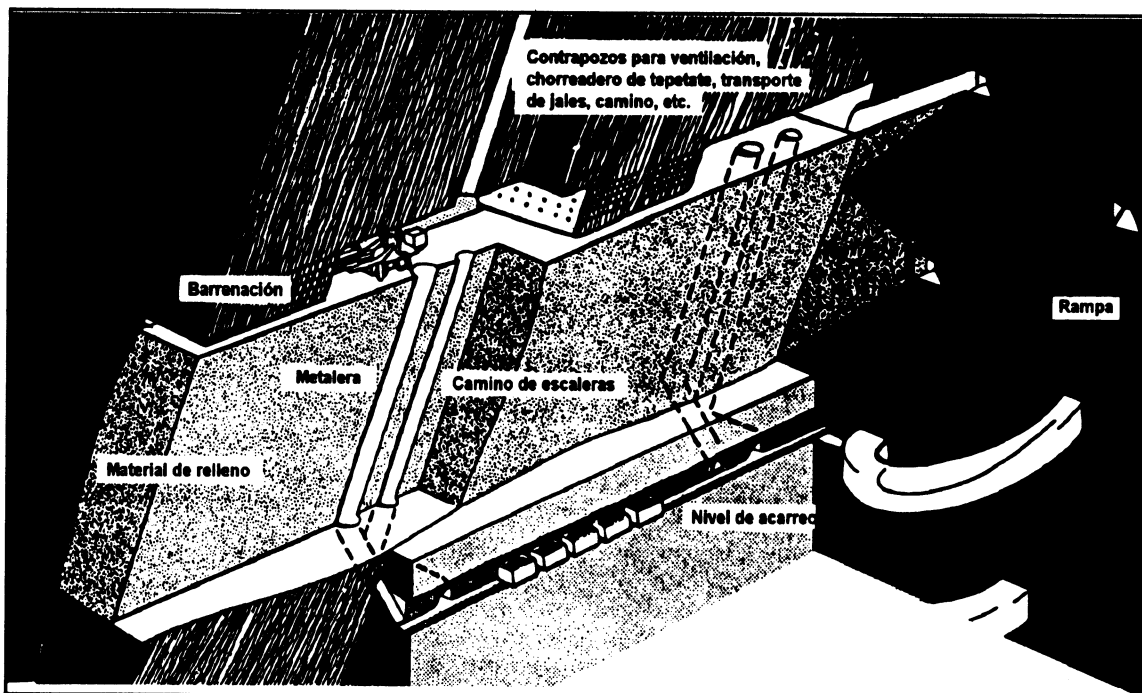


Figura 20 REBAJE DE CORTE Y RELLENO  
(Hustrulid, A.W., 1982)

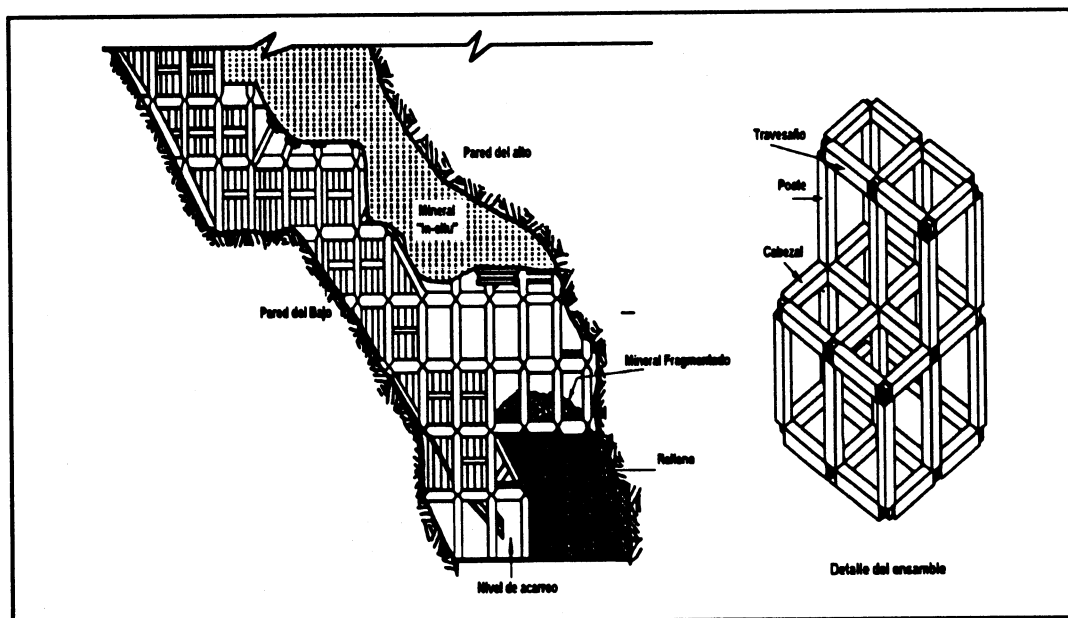
### (B) CUADROS CONJUGADOS

A pesar de que este método se emplea para el minado de casi cualquier tipo de depósito y en cualquier tipo de roca, por lo general se usa en la explotación de depósitos estructuralmente muy débiles, donde las fallas y fracturas de la roca encajonante y del mineral son particularmente notables, lo que hace que todo el conjunto de material rocoso sea poco competente e inestable al momento de la explotación.

El método es adaptable a depósitos irregulares, por lo que resulta extremadamente flexible en yacimientos donde el tipo y la calidad del mineral varían en zonas muy cercanas entre sí. Técnicamente puede ser aplicable en cuerpos donde todos los demás métodos han probado ser inadecuados, asegurando recuperaciones de minado cercanas al 100%. Sin embargo, la desventaja más grande del sistema resulta ser su alto costo, tanto de mano de obra como de materiales, por lo que su aplicación sólo se justifica en yacimientos que presenten leyes muy altas y valores comercialmente atractivos.

La metodología de minado consiste básicamente en minar secuencialmente del respaldo del alto hacia el respaldo del bajo en cortes ascendentes, abriendo espacios lo suficientemente grandes como para colocar uno o más conjuntos de cuadros conjugados (cubos, estrictamente hablando) con dimensiones aproximadas entre 2.40 y 3.00 m (8-10 pies) por cara. La operación de colocar y rellenar cada cubo, forma parte integral del ciclo normal de minado que exige el método, y no una operación independiente y aislada de ademado o soporte estructural.

A medida que la operación avanza, todos los conjuntos de cuadros o cubos conjugados son rellenados con tepetate o cualquier otro tipo de material estéril, con la finalidad de proporcionar una mayor estabilidad y resistencia a la estructura formada. La excepción serán aquellos cubos alineados verticalmente que se usarán como conductos de ventilación, chorreaderos de mineral y caminos de acceso (figura 21).



**Figura 21 CUADROS CONJUGADOS**  
(Cummins, B.A., 1973)

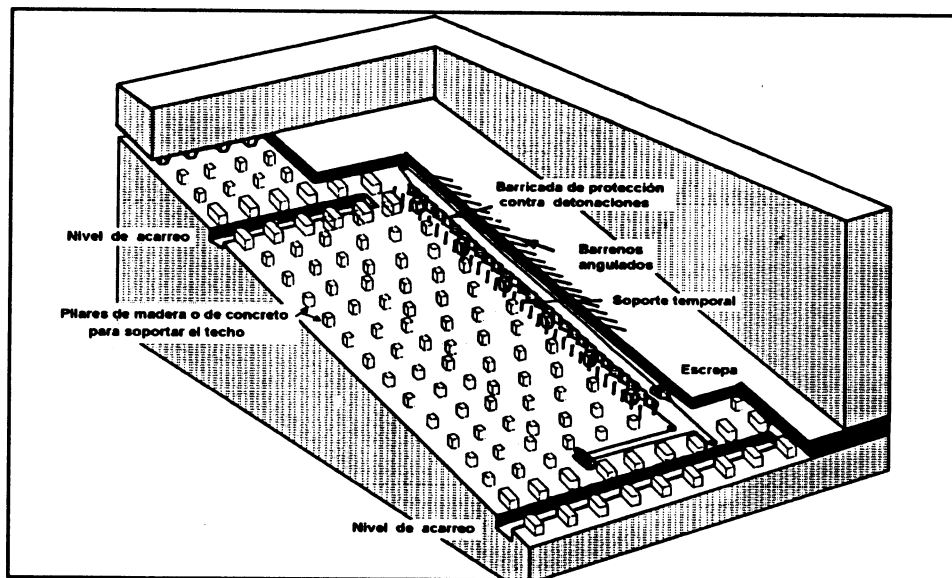
En su calidad de método selectivo, la operación de separación se puede realizar dentro del rebaje, dejando el material estéril en él como parte constitutiva del relleno. La estructura formada por el conjunto de cubos conjugados soporta eficientemente, únicamente la porción posterior del rebaje y la zona inmediata alrededor del alto y del bajo, por lo que el relleno, cuando se hace necesario, soporta una parte proporcional del total de la carga sobrepuesta y puede, eventualmente, soportar el 100% como hundimiento o como fenómeno de subsidencia en curso.

El minado por cuadros conjugados se ha practicado a profundidades mayores de 2,550 m (8500 pies) en minas de plomo, plata y oro con respaldos formados por esquistos, pórfidos, cuarcitas fuertemente alteradas, lutitas, calizas y granitos.

### (C) FRENTES LARGAS

El minado por frentes largas, en su conceptualización original, se emplea fundamentalmente para la explotación de mantos de carbón, sin embargo, este proceso con algunas modificaciones ha sido empleado con bastante éxito en el minado de minerales metálicos; por ejemplo, en la explotación de minerales de oro y uranio.

El método es aplicable al minado de depósitos tabulares con potencias variables de 0.90 a 2.40 m (3-8 pies), con ángulos de buzamiento de hasta 12°, localizados a profundidades de 900 m (3,000 pies) o más, siempre y cuando el material del techo de la obra se presente en estratos delgados horizontales y relativamente incompetentes y que se hundan (o subsidan) libre y totalmente por detrás de la línea de ademado o soporte (figura 22).

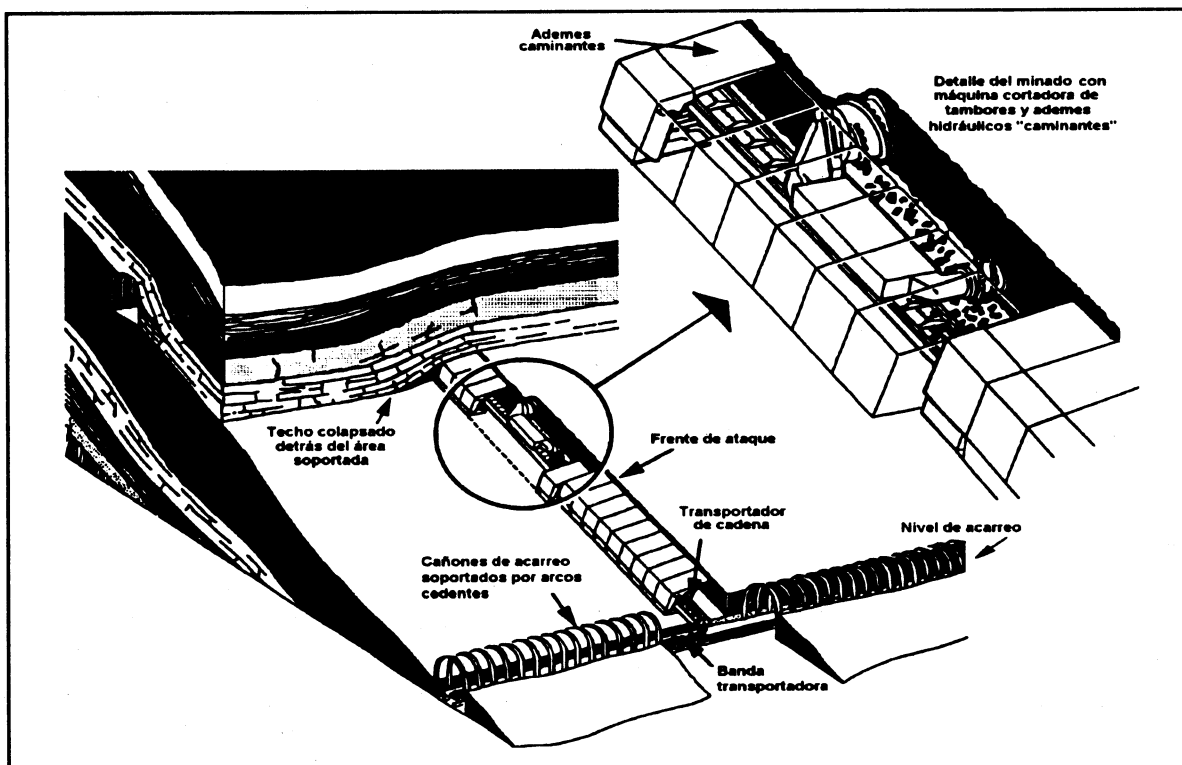


**Figura 22 EXPLOTACION POR FRENTES LARGAS  
EMPLEANDO EXPLOSIVOS**  
(Hustrulid, A.W., 1982)

Debido a que el método requiere del empleo de un sistema masivo de ademes para soportar el techo sobre la frente y las áreas de trabajo, el sistema de frentes largos está clasificado como un método de explotación artificialmente soportado, a pesar de que se debe inducir el hundimiento en las áreas previamente minadas.

En la operación de una frente larga, el material de la cara se fragmenta y se arranca con máquinas cortadoras, con rippers rasgadores o con herramientas similares, aprovechando las características de delesnabilidad del material (carbón, potasa, etc.), para inmediatamente ser extraído de la frente mediante el uso de transportadores de oruga, transportadores blindados y/o bandas de hule.

Habitualmente es posible alcanzar ritmos de extracción cercanos al 100%, siempre y cuando la continuidad y regularidad del manto lo permitan. Debido a la casi total extracción del manto mineralizado, la roca encajonante del techo se debe hundir para ocupar el hueco dejado por el material minado (el efecto de subsidencia en la superficie es relativamente completo y uniforme). En algunas minas europeas de carbón que emplean el método de frentes largos, el hundimiento y por lo tanto la subsidencia del terreno, se limita mediante la colocación de paquetes rocosos de relleno dentro de las áreas minadas.



**Figura 23 MINADO POR FRENTES LARGAS EN UN MANTO DE CARBÓN, EMPLEANDO MÁQUINAS CORTADORAS Y ADEMES CAMINANTES**  
(Hustrulid, A.W. 1982)

## (D) FRENTE CORTAS

El método de frentes cortas se utiliza en los mismos tipos de depósitos y en los mismos materiales rocosos a los cuales es aplicable el de frentes largas. La diferencia fundamental entre estos dos métodos estriba en la longitud de la frente o cara de trabajo. En el minado por frentes cortas, la cara de ataque normalmente tiene una longitud de 45 a 48 m (150-160 pies), mientras que en las frentes largas dichas dimensiones son del orden de 210 m (700 pies) en adelante. La modalidad de las frentes cortas se debió fundamentalmente a razones de seguridad, particularmente en áreas con cielos (techos) extremadamente flojos y estructuralmente inestables aun por períodos muy cortos de tiempo. El equipo utilizado y los resultados obtenidos con el uso de este método, son muy similares a los mencionados para el minado por frentes largas.

## (E) REBANADAS DESCENDENTES

Las rebanadas descendentes (o top slicing), es esencialmente un método empleado para el minado de depósitos masivos presentes en mantos potentes ó vetas anchas (mayores de 4.5 m) de potencia, que contienen mineral de poca consistencia y respaldos (o roca encajonante) que no pueden permanecer autosoportados, excepto en claros muy pequeños. La explotación del mineral se hace por medio de cortes o rebanadas horizontales (o muy cercanas a la horizontal) cuyos huecos vacíos dejados por la extracción, deben ser inmediatamente soportados por puntales o marcos de madera. Dichos trabajos se empiezan en la parte superior del rebaje, para continuar hacia abajo en rebanadas descendentes, de ahí el nombre del método.

Para iniciar los trabajos, lo primero que se debe hacer es colocar un *tendido* o tarima de tablas en piso del primer corte, para luego hundir el encape localizado encima de éste. A medida que avancen los subsecuentes cortes, se debe inducir el hundimiento del encape mediante la detonación de pequeñas cargas explosivas colocadas en los puntales de soporte, con objeto de romperlos y obligarlos a ceder ante el peso del material de arriba y de atrás de la frente ó zona de extracción, cuidando siempre de mantener suficiente espacio de trabajo entre la tarima superior y el piso (figura 24).

La alta concentración de madera de soporte tanto en la frente de trabajo como en la tarima, colocan a este método de minado bajo la clasificación de rebajes artificialmente soportados, aun cuando en el resultado final, la explotación se pudiera considerar como un método de hundimiento. Este método no es selectivo debido a que resultaría imposible realizar algún tipo de clasificación de mineral dentro del rebaje, sin embargo resulta aplicable a cuerpos con contactos irregulares, en los que se alcanzan índices de extracción bastante altos.

Las rebanadas descendentes han sido aplicadas con éxito en depósitos de hematita blanda e hidratada, localizados a profundidades de 750 m (2,500 pies), con encapes friables y altamente fracturados de pedernal cubiertos por relleno glaciario. El sistema ha trabajado igualmente bien en algunas otras minas de hierro a profundidades de 45 a 120 m (150-400 pies).



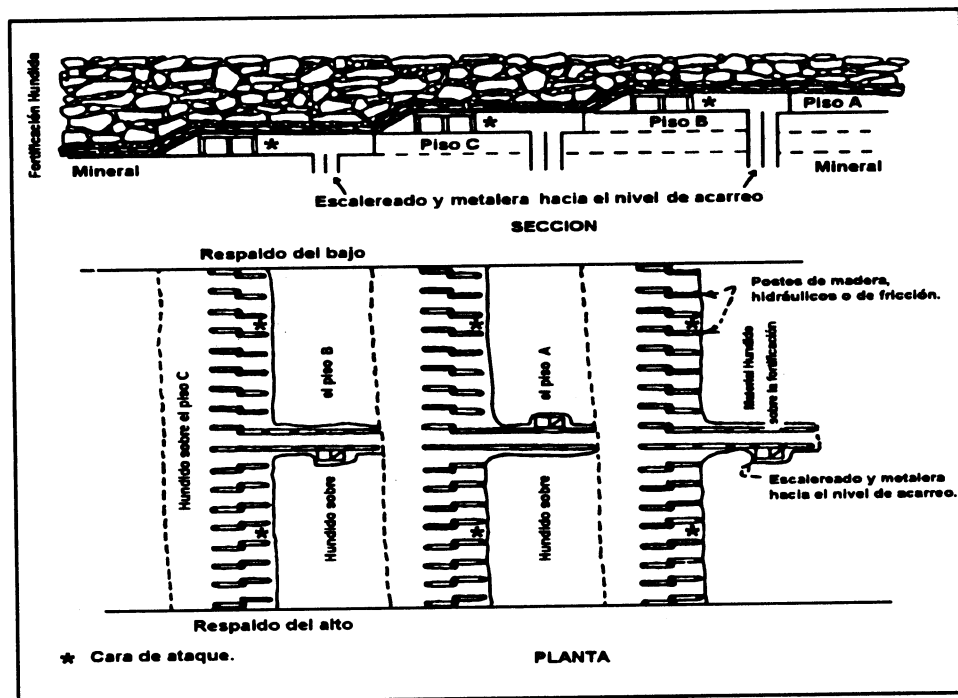


Figura 24 REBANADAS DESCENDENTES  
(Cummins, B.A., 1973)

### IV.3 REBAJES DE HUNDIMIENTO

Generalmente se reconocen tres métodos de hundimiento: *hundimiento por subniveles*; *hundimiento de bloques* y *rebanadas descendentes*. Ya se comentó en el capítulo anterior que las rebanadas descendentes o *top slicing*, por su alto consumo de madera, algunos autores lo clasifican como método de soporte artificial. En todos los casos, los métodos de hundimiento son aplicables a depósitos minerales de tipo masivo con grandes desarrollos horizontales, tal y como es el caso de mantos muy potentes, vetas masivas o muy anchas, etc. Para la aplicación de estos métodos de minado, la consistencia del mineral debe ser débil, pero si se presenta muy duro y consistente, deberá ser perfectamente fracturado y separado de sus contactos, mediante el uso de cargas explosivas. El encape se presenta desde roca muy firme hasta depósitos glaciares; pero en cualquier caso, debe ser susceptible de colapsarse para seguir el hundimiento del mineral conforme sea removido y extraído a través de las tolvas, las cuales fueron previamente construidas en la base del bloque.

El material rocoso en el depósito mineral así como el encape, deberán ser competentes pero altamente afallados o fracturados y virtualmente sin material cementante entre los planos de fractura y/o de falla. Estos materiales rocosos, debido a su patrón de fractura deben hundir cuando se remueva el soporte de un área suficientemente grande que podrá estar comprendida entre 3 y 60 m<sup>2</sup> (10-200 pies<sup>2</sup>)

Para algunos tipos de roca, se requerirá de asistencia para iniciar el hundimiento, por ejemplo, delinear y debilitar el área que va a ser hundida por, medio de "ranuras" realizadas con barrenos largos; por medio del cuele de contrapozos y obras horizontales, etc.

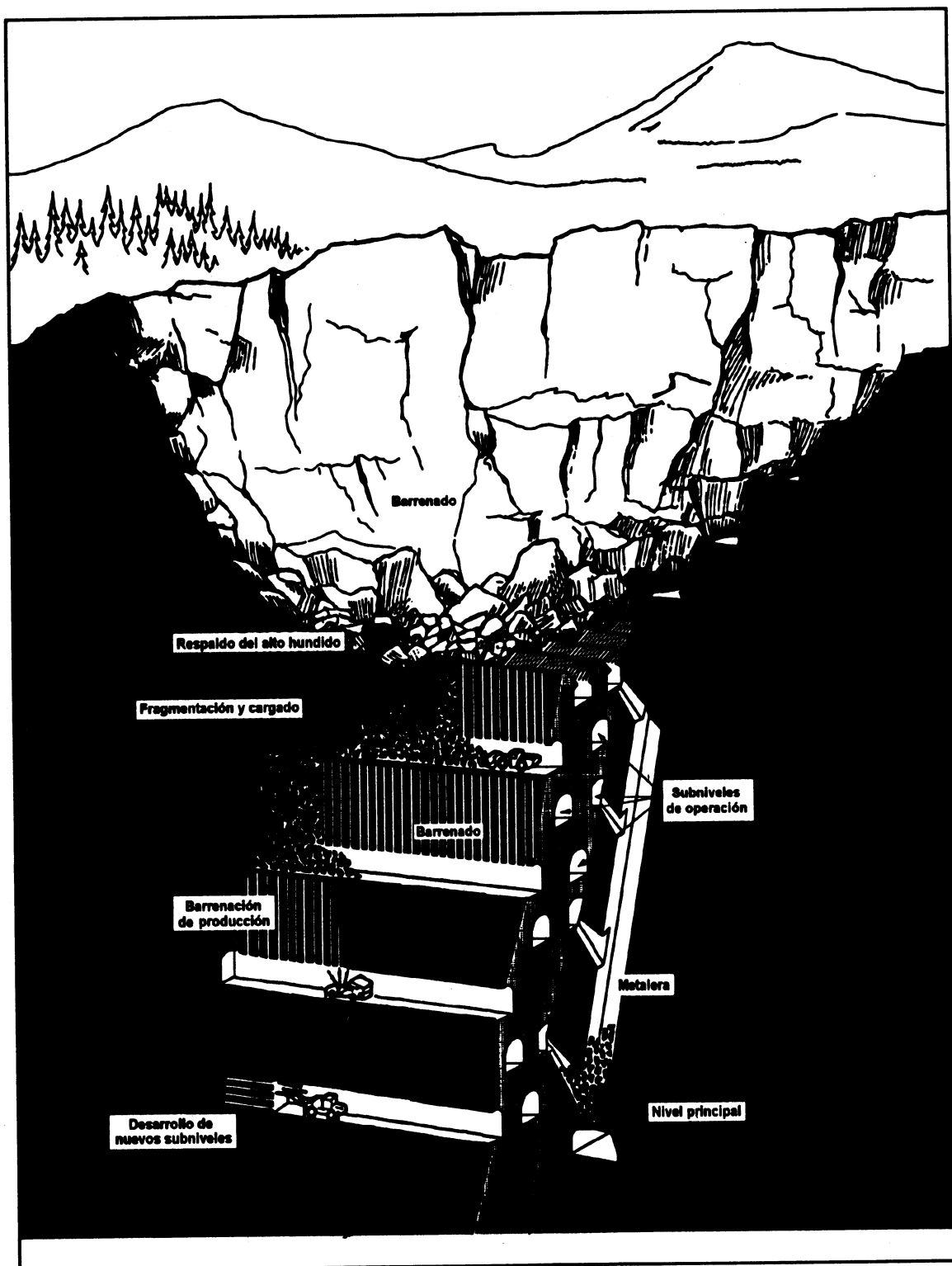
Después de que el área mineralizada ha sido "*despegada*" de la roca que la rodea, debe hundirse bajo la acción de su propio peso, moviéndose por gravedad y produciendo fragmentos de tamaño adecuado como para ser manipulados a través de los *chutes* y tolvas de descarga. Los métodos de hundimiento, en la mayoría de los casos, son aplicables a grandes depósitos de baja ley, lo suficientemente profundos como para resultar impráctico e incosteable una operación a cielo abierto. Dado que el hundimiento puede afectar la superficie natural del terreno, el método sólo podrá ser empleado en áreas donde tales perturbaciones puedan ser toleradas.

### (A) HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

El hundimiento por subniveles se emplea para el minado masivo de grandes bolsas mineralizadas, vetas muy anchas que tengan ángulos de buzamiento muy pronunciados o chimeneas de dimensiones considerablemente grandes. El método generalmente se emplea para minar cuerpos de gran extensión horizontal, siempre a profundidades por debajo de los rangos considerados para el minado de un tajo abierto, donde la irregularidad de las paredes u otros factores lo hagan un sistema más adecuado que el hundimiento de bloques. El material rocoso del depósito debe ser moderadamente competente, como es el caso de rocas fracturadas con poca resistencia en las juntas. La roca no deberá presentar "hundimiento libre" o espontáneo, pero cuando se fracture por efecto del hundimiento provocado, se deben formar fragmentos pequeños más manejables.

Este método, dentro de sus limitaciones, también se utiliza para el minado de materiales blandos y pegajosos que tengan la tendencia a "empaquetarse". El encape también debe estar fracturado y presentar cementación parcial, para que una vez iniciado el hundimiento de la masa mineralizada, pueda "seguirla" sin que se mezcle (se diluya) con ella, evitando dejar huecos o espacios vacíos entre ambos materiales. Cuando el encape empiece a hundirse, deberá formar fragmentos de tamaños medianos y pequeños con muy pocos finos.

Los subniveles de operación se cuelan entre niveles principales y paralelos a éstos, con una separación entre subniveles que puede variar entre 6 y 12 m (20-40 pies). Los bloques de mineral formados entre subniveles, constituyen el material que se va a minar mediante el empleo de barrenos largos y cargas explosivas (figura 25). Conforme la roca se fragmente y se colapse dentro del subnivel en explotación, el encape se debe hundir inmediatamente sobre el mineral fragmentado. El método de hundimiento por subniveles cae dentro de la categoría de métodos no selectivos.



**Figura 25 HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES**  
(Hustrulid, A.W., 1982)

El minado del yacimiento requiere que se realice en forma descendente, por lo que la clasificación o selección del mineral de más alta ley, no es posible realizarla dentro del rebaje. Este método es generalmente usado en el minado de depósitos de baja ley con respaldos irregulares, por lo que una recuperación de minado del orden de 90% con una dilución substancial, se puede considerar como normal.

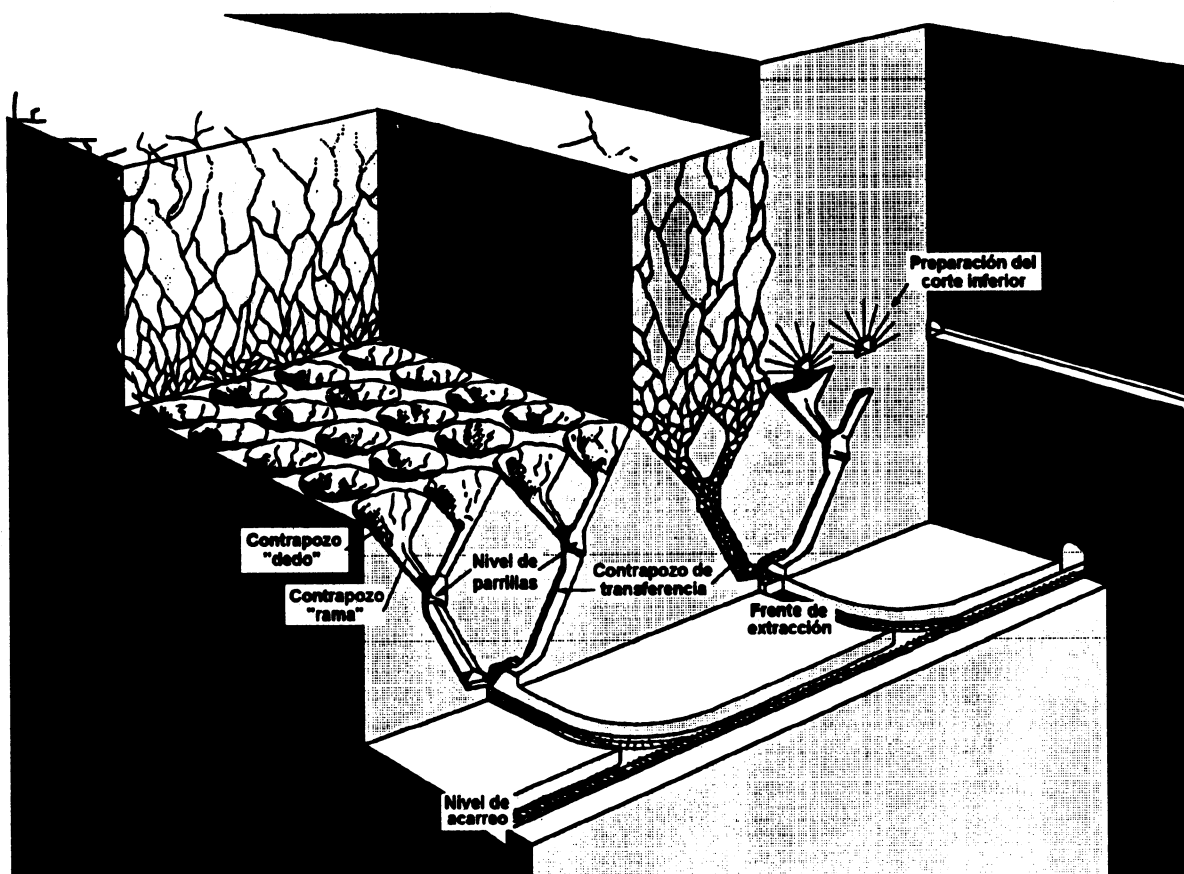
El hundimiento por subniveles ha sido empleado en yacimientos minerales de hematita blanda, donde el respaldo del alto ha estado formado por cuarcitas y pizarras silicosas y el respaldo del bajo por una formación de hierro pedernaloso fracturado y cementado parcialmente.

## **(B) HUNDIMIENTO DE BLOQUES**

Este método de minado es aplicable a depósitos minerales masivos y diseminados, de grandes dimensiones horizontales y estructuralmente débiles (figura 26). El material mineralizado y el encape deben estar formados por rocas incompetentes que hundan libremente después de iniciados los trabajos de explotación. Los materiales típicos de esta clase de yacimientos serán formaciones rocosas altamente fracturadas o de estratos delgados, con resistencia muy baja a los esfuerzos de compresión en las juntas, fracturas y planos de contacto. El tipo del material del encape normalmente no es tan importante como el espaciamiento en juntas o fracturas, el grado de alteración de la roca y la ausencia de material cementante en las fracturas. Este tipo de material se debe fracturar o romper fácilmente, pero no debe tener tendencia a empacarse o a apretarse una vez que ha empezado el proceso de hundimiento, lo cual permite que la acción de fracturamiento de la roca por efecto del peso gravitacional sobre ella, se efectúe adecuadamente durante el ciclo.

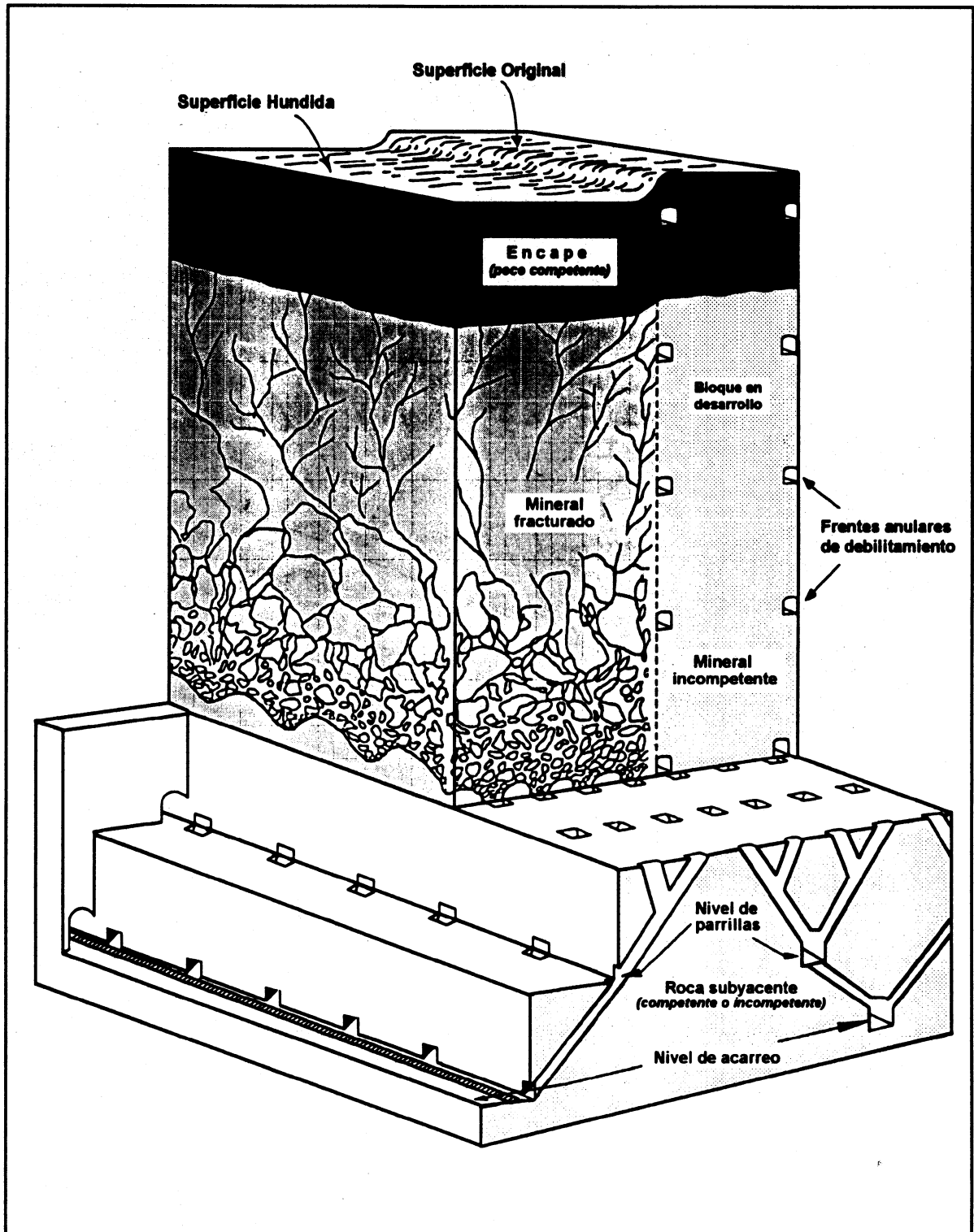
El método de hundimiento de bloques es considerado por los expertos como un proceso de bajo costo y alta productividad, pero no selectivo. Los niveles principales de acarreo así como los cruceros de extracción, son construidos en la base del bloque por hundir como obras de preparación previas a los trabajos de explotación. La altura de un bloque normalmente debe ser mayor a 30 m (100 pies), el cual durante la etapa de preparación debe ser "cortado" en toda el área de su base (se abre una gran "rebanada" o ranura en la parte inferior del bloque, dejando a éste sostenido por unos cuantos pilares que abarquen toda el área) para posteriormente producir el colapso o hundimiento del bloque, mediante la detonación con explosivos de los pilares de la base y por acción de su propio peso. El mineral fragmentado se extrae periódicamente a través de múltiples tolvas coladas con anterioridad en el nivel de parrillas que conducen al nivel principal de acarreo.

El bloque inicial requiere de algún tipo de acción que le permita "despegarse" de la roca encajonante para que se inicie el proceso de hundimiento. Esta acción se logra mediante el debilitamiento de los contactos con la roca huésped y el cuele de obras horizontales y verticales en toda la periferia del bloque (figura 27). Con este minado se logran recuperaciones cercanas al 100%; sin embargo, debido a diluciones que existen durante el proceso, se requiere de cálculos frecuentes para actualizar la ley de corte, con lo que la recuperación total se reduce en alguna cantidad.



**Figura 26 HUNDIMIENTO DE BLOQUES EN UN CUERPO MASIVO**  
(Hustrulid, A.W., 1982)

El hundimiento de bloques ha sido utilizado en depósitos diseminados de cobre en el suroeste de los Estados Unidos (Arizona); en depósitos de molibdeno en Colorado, depósitos de fierro en Michigan y depósitos de asbesto en Canadá. El método ha operado con bastante éxito a profundidades mayores de 600 m (2,000 pies).



**Figura 27 OBRAS DE PREPARACION PARA EL HUNDIMIENTO DE BLOQUES**  
(Clark & Lewis, 1964)

## V. METODOS ESPECIALES

Los métodos especiales de minado subterráneo, también llamados *métodos indirectos*, son fundamentalmente sistemas que emplean técnicas de disolución de los valores contenidos en el yacimiento. Son indirectos debido a que no es necesario "penetrar" físicamente al yacimiento para realizar su extracción, tal y como es el caso de los sistemas descritos con anterioridad. El minado por soluciones se usa en depósitos de tipo masivo, mantos estratificados, lenticulares o bolsas mineralizadas, donde el material rocoso se presenta en forma laminar, masiva o fracturada y el mineral que se va a recuperar es soluble en algún tipo de medio acuoso. Algunos de los minerales que son susceptibles de ser recuperados por estos sistemas, son: sal, potasa, azufre, cobre, uranio y oro. La roca encajonante que rodea el mineral que se va a minar debe ser relativamente impermeable, con un encape lo suficientemente competente como para evitar hundimiento o cavitación durante el proceso.

Los minerales también se recuperan a partir de rocas fracturadas y trozos mineralizados remanentes que quedan después de la terminación de un sistema de minado convencional, ya sea subterráneo o superficial. Rebajes que ya fueron minados, pueden ser inundados con soluciones lixiviantes, estériles o pobres (provenientes de una planta de tratamiento por lixiviación) o permitir la percolación de aguas pluviales o freáticas al interior de los rebajes por tratar. En otros casos las soluciones lixiviantes son distribuidas por gravedad o por bombeo y esparcidas sobre el mineral por medio de tubos perforados, regadores, aspersores o cualquier otro medio adecuado de distribución de las soluciones.

Posteriormente las soluciones enriquecidas se recuperan por algún medio natural o mecánico para proceder a la extracción química del metal (generalmente por precipitación), en una planta de tratamiento metalúrgico. En la gran mayoría de los casos, todos los trabajos de "minado" son ejecutados en forma indirecta desde el exterior de la mina.

Existen dos tipos de riesgos ambientales en los procesos de extracción por solventes o lixiviación: la contaminación de las aguas subterráneas y la subsidencia o hundimiento de la superficie original del terreno. La contaminación radioactiva de las aguas en el tratamiento de minerales de uranio, es particularmente crítica.

En la actualidad existen tres métodos básicos para el minado por soluciones: *1) proceso Frasch*, *2) disolución de minerales con agua caliente* y *3) los procesos de lixiviación*.

### (A) PROCESO FRASCH

Este procedimiento se utiliza para el minado de domos de azufre, donde el material rocoso del encape es relativamente impermeable y competente, constituido generalmente por anhidrita, yeso o caliza. Estos materiales normalmente están cubiertos por estratos sedimentarios de diferentes grados de competencia. Los depósitos de azufre ocurren cerca de la parte superior y en los flancos externos de los domos salinos.

Para la aplicación del proceso Frasch, se requerirá disponer de una fuente abundante de agua de tratamiento, la cual debe ser sobrecalentada por encima de los 100°C de temperatura, con objeto de alcanzar el punto de fusión del azufre nativo o elemental. Para lograr el sobrecalentamiento sin llegar al punto de evaporación, el agua tiene que ser inyectada a presión dentro del depósito a través de tubos concéntricos instalados en barrenos o pozos previamente colados en retículas diseñadas específicamente para tal fin, de manera que algunos de estos barrenos sirvan como vía de inyección y otros (colados hacia la "falda" del domo) sirvan como "pozos" de desfogue para las aguas residuales que han perdido su temperatura de fusión.

El azufre fundido se bombea por sifoneo en forma fluida y caliente a través del espacio anular formado por los tubos concéntricos que acarrearán el agua sobrecalentada y el aire a presión, pasando en estas condiciones a la red de tubos de transporte que lo conducirán, ya sea a los depósitos o "vats" de solidificación o a los tanques térmicos que lo conservan fundido para su manejo y transporte en estado líquido.

Este método se usa extensivamente en los grandes depósitos azufreros de los estados de Louisiana, Texas y Florida, a profundidades mayores de 450 m (1500 pies). En México se explotan grandes yacimientos de azufre por el método Frasch en la región del Istmo de Tehuantepec, Oaxaca y Veracruz. Es importante destacar la presencia de graves problemas ambientales si no se tiene un buen manejo y deposición de las aguas residuales. También resulta normal que ocurran diferentes grados de subsidencia durante el proceso de minado, debido al desalojo del material dentro del domo.

## **(B) DISOLUCION CON AGUA**

Las técnicas de disolución se emplean en la explotación de mantos y domos salinos así como en depósitos de potasa. Este tipo de yacimientos, en general, están cubiertos por mantos sedimentarios relativamente impermeables y competentes. Las propiedades estructurales del material rocoso del encape son más importantes que las de las rocas que constituyen el depósito, dado que se debe evitar el efecto de cavitación o hundimiento durante el proceso de extracción. La técnica de minado consiste básicamente en disolver los minerales solubles en agua dentro del mismo depósito, para lo cual se hace uso de grandes cantidades de agua que deben ser inyectadas al yacimiento a través de los barrenos de producción previamente colados. Durante el proceso el agua disuelve el mineral y la solución enriquecida o saturada, es retornada por bombeo de succión a las instalaciones de superficie para su tratamiento posterior. El método ha probado su eficiencia a profundidades mayores de 1800 m (6000 pies)



### (C) LIXIVIACION

El proceso de lixiviación o de disolución de valores con soluciones ácidas, se emplea en depósitos auríferos, cupríferos y uraníferos, de forma que si se pretenden explotar *in-situ*, el encape del depósito tiene que ser removido por algún método adecuado, y el mineral perfectamente fracturado, por lo general con explosivos, para que las soluciones lixiviantes tengan contacto directo con el mineral pasando a través de las caras expuestas de los fragmentos. Otra forma de explotación consiste en minar el material por cualquiera de los sistemas subterráneos o superficiales tradicionales, depositando la roca fragmentada en terreros diseñados con propósitos específicos o en tinas o piletas de lixiviación, en cuyo caso, el mineral debe pasar por una etapa previa de trituración para reducir aun más su tamaño. El objeto de lo anterior es el de disponer de una área suficiente para la irrigación y oxidación del mineral por efecto de las soluciones lixiviantes que se esparcen sobre el lote así formado. A ésta técnica en particular, se le conoce como *lixiviación en terreros*; y a la de inmersión en piletas como *lixiviación en piletas*.

La lixiviación también se emplea para la recuperación secundaria de minerales a partir de las *colas* o jales de una planta de concentración, razón por la cual algunos autores consideran las técnicas de lixiviación como un proceso metalúrgico y no como un método de minado propiamente dicho. La lixiviación de minerales se realiza por medio del paso de las soluciones ácidas a través del material rocoso permeable, las cuales actúan química y/o bacteriológicamente con el mineral, disolviéndolo de su matriz para ser removido en forma de solución.

Es de singular importancia que los minerales que se van a lixiviar posean una matriz con bajo contenido de constituyentes consumidores de ácido (ejemplo: calizas), para evitar el encarecimiento del método. El ácido más comúnmente empleado es el ácido sulfúrico por ser el más comercial y el más barato, aunque también se puede emplear con buenos resultados (dependiendo del tipo de mineral a tratar), el ácido nítrico, el clorhídrico y algunos otros más caros. En la preparación de soluciones para la disolución de valores auríferos se emplea el cianuro de sodio y/o el cianuro de potasio, por lo que a este procedimiento en particular también se le conoce con el nombre específico de *cianuración*.

## **PARTE II**

### **EVALUACION DE ALTERNATIVAS PARA MINADO SUPERFICIAL Y/O MINADO SUBTERRANEO**

#### ***INTRODUCCION***

En términos generales, una operación de minado involucra actividades de barrenación, voladura, cargado y transporte de materiales rocosos objeto de la explotación, incluyendo también muy frecuentemente, la trituración del mineral para reducirlo a tamaños adecuados. Estas operaciones se pueden realizar en minas a cielo abierto o en minas subterráneas y, en menor escala, en explotaciones marinas. La ingeniería civil también emplea estas mismas actividades para la construcción de caminos, presas, túneles, plantas de fuerza, canteras de materias primas para la elaboración de cemento y agregados del concreto (roca, grava y arena), lo que hace de la minería una actividad de particular relevancia en el desarrollo económico de cualquier país del mundo.

Resultará interesante considerar algunos factores de carácter general, antes de empezar con un análisis económico detallado de los factores que intervienen en la decisión de explotar una mina por métodos subterráneos o superficiales y en qué punto de la operación se deberá realizar el cambio de sistema, de subterráneo a superficial o viceversa.

#### **I. COMPARACION ENTRE TAJOS ABIERTOS Y MINAS SUBTERRANEAS**

##### ***I.1 PRODUCCION***

La industria minera en el mundo occidental exclusivamente, maneja alrededor de 300,000 millones de toneladas de mineral al año, en miles de minas, lo que representa una producción anual promedio de un metro cúbico por habitante en el mundo; y en países como los Estados Unidos de Norteamérica y Suecia, el promedio es de cerca de cuatro metros cúbicos al año por persona. Para dar una idea más clara de la producción minera en occidente, la tabla 1 muestra las cantidades de material rocoso manejadas tanto en minas a cielo abierto, como en operaciones subterráneas durante el año de 1973.

A C T I V I D A D	PRODUCCION (m <sup>3</sup> x 10 <sup>6</sup> )	PORCENTAJE (%)
MINERIA		
Minas superficiales	1,550	41.00
Minas subterráneas	620	17.00
CONSTRUCCION		
Minas superficiales	1,450	17.00
Minas subterráneas	130	3.00
T O T A L	3,750	100.00

**Tabla 1 VOLUMENES DE MATERIALES ROCOSOS MANEJADOS EN OPERACIONES MINERAS Y TRABAJOS DE CONSTRUCCION DURANTE EL AÑO DE 1973 <sup>3</sup>**

Para conseguir cifras de producción tan elevadas, se hace uso de diferentes técnicas de minado que van de acuerdo con las condiciones geológicas del depósito y con los diferentes tipos de minerales en explotación. Por ejemplo, depósitos de hierro y de cobre diseminado, se minan en su mayoría por métodos a cielo abierto, mientras que los minerales de oro, plata, plomo, níquel y cinc (los cuales en su mayoría se presentan en forma de vetas y yacimientos profundos), se explotan por métodos subterráneos.

La proporción de minerales "crudos" explotados a cielo abierto varían con respecto a diferentes países. Así por ejemplo, en los Estados Unidos de Norteamérica, aproximadamente el 85% de la producción de minerales metálicos se obtienen de explotaciones a tajo abierto, pero en países como Suecia, esta cifra cae hasta cerca del 30%.

La tabla 2 registra el número de minas en el mundo occidental con producciones mayores a 150,000 toneladas por año, excluyendo las minas de carbón. La tabla cubre alrededor del 90% de la producción minera mundial, la cual se ha incrementado de 1,900 a 2,500 millones de toneladas anuales aproximadamente, durante el período comprendido entre 1968-1977. La misma tabla 2 también muestra que el incremento en producción no se ha debido a un incremento notable en el número de minas en operación, sino que fundamentalmente se debe a un incremento en el tamaño y en la operación en general.

<sup>3</sup> FUENTE: *Committee for Mineral Policy, Ministry of Industry, Stockholm, Sweden, 1978.*

<b>PRODUCTIVIDAD</b>	<b>1968</b>	<b>1977</b>
<b>SUBTERRANEAS</b>		
> 3.0 millones ton/año	29	56
1.0-3.0 millones ton/año	144	140
0.5-1.0 millones ton/año	116	119
0.3-0.5 millones ton/año	108	121
0.15-0.3 millones ton/año	166	157
Sub-total	563	593
<b>TAJOS ABIERTOS</b>		
> 3.0 millones ton/año	103	138
1.0-3.0 millones ton/año	109	142
0.5-1.0 millones ton/año	81	64
0.3-0.5 millones ton/año	68	53
0.15-0.3 millones ton/año	61	62
Sub-total	421	458
<b>TOTAL</b>	<b>984</b>	<b>1,052</b>

**Tabla 2 MINAS SUBTERRANEAS Y A CIELO ABIERTO EN EL MUNDO OCCIDENTAL <sup>4</sup>**

Del resumen anterior, se puede notar que el número de minas grandes se ha incrementado, mientras que durante el mismo período el número de minas de tamaño medio y pequeñas se han mantenido constante o se han visto reducidas un poco; esta tendencia es particularmente notoria en el renglón de minas a tajo abierto.

Existen dos razones que explican el porqué el número de tajos abiertos ha aumentado: la primera se debe a que una gran parte del incremento en producción proviene de minas nuevas, especialmente aquéllas localizadas en países en desarrollo, donde este tipo de operaciones han sido diseñadas para rendir altos niveles de producción desde su inicio. La segunda razón obedece a que el minado superficial generalmente ha sido considerado como más ventajoso (en comparación con las técnicas subterráneas) en los renglones de recuperación minera, control de leyes, aspectos económicos flexibilidad, factores de seguridad y ambiente de trabajo.

<sup>4</sup> FUENTE: "Mining Activity in the Western World". *Mining Magazine*. 1977.

## 1.2 DESARROLLO DE LA PRODUCTIVIDAD

El rápido desarrollo tecnológico durante las últimas décadas ha dado como resultado un constante incremento en los grandes volúmenes de productividad, los cuales son mayores en minas grandes que en minas pequeñas y mucho mayores a cielo abierto que en minas subterráneas. Lo anterior se debe a que en una mina a tajo abierto existen muy pocas restricciones relacionadas con la operación de grandes equipos con capacidad muy alta; mientras que en la minería subterránea el tamaño y la capacidad de los equipos se encuentra limitada al tamaño de las obras y áreas de trabajo, las que resultan sensiblemente más pequeñas si se comparan con las áreas de trabajo de las minas a tajo abierto.

A manera de ilustración, la figura 1 presenta una gráfica comparativa de productividad entre los resultados obtenidos en los Estados Unidos (país con minería comúnmente a cielo abierto) y en Suecia (país típicamente con minería subterránea).

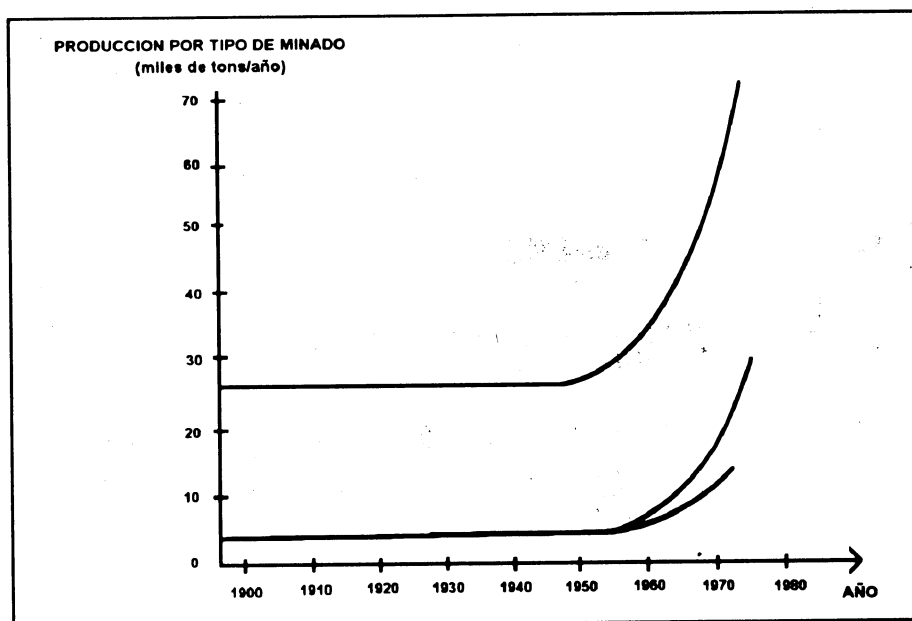


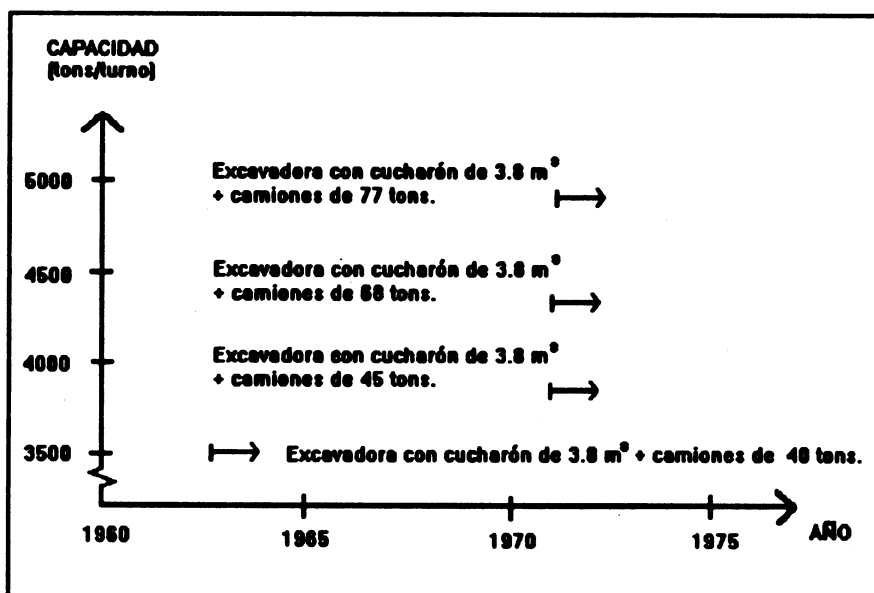
Figura 1 PRODUCTIVIDAD EN LOS ESTADOS UNIDOS (a cielo abierto) Y EN SUECIA (subterránea)<sup>5</sup>

<sup>5</sup>La gráfica muestra que la producción por hombre se ha incrementado anualmente más en operaciones a cielo abierto que en minería subterránea, pero el incremento en porcentaje ha sido mayor en esta última: A partir de principios del siglo XX, la productividad en tajos abiertos ha aumentado entre 250 y 350% más que en las minas subterráneas, y dicha productividad empezó a incrementarse más rápidamente en las grandes minas subterráneas que en las pequeñas.

<sup>5</sup> FUENTE: *Conference on Productivity in Mining, 1974*

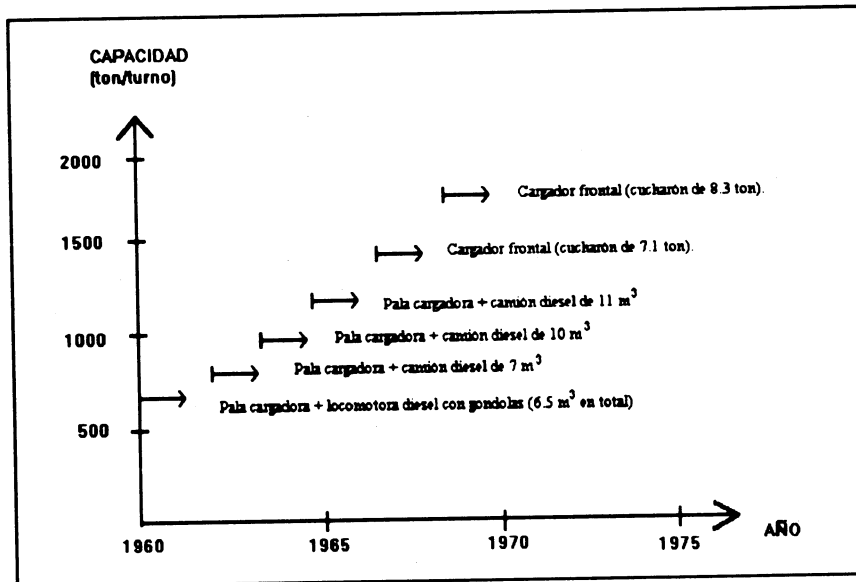
Las tendencias a las que se ha hecho mención, se entienden mejor estudiando el desarrollo de la productividad en dos minas comparables de hierro en Suecia: una a tajo abierto y una subterránea.

Considerando primero la mina a tajo abierto, se puede mencionar que a mediados de la década de los sesentas, el rendimiento por turno era alrededor de 3,500 toneladas por pala, sirviendo a tres camiones de 40 toneladas de capacidad. Ocho años más tarde la producción excedía las 5,000 toneladas, a medida que se emplearon unidades de acarreo más grandes; lo cual corresponde a un incremento de productividad de cerca del 5% por año (figura 2). Se pueden introducir unidades de maquinaria más grandes conforme se requieran a futuro, pero por lo pronto no existen todavía razones de peso suficientes que justifiquen tal inversión en esta mina de hierro. En cambio, las grandes operaciones en minas de cobre emplean en sus acarreo de mineral, camiones de 200 toneladas o más.



**Figura 2 CAPACIDADES DE CARGADO Y ACARREO EN TAJO ABIERTO**  
 (Distancia de acarreo = 1500 m)  
 (Nilsson, D. 1982)

Considerando ahora la mina subterránea, al principio de los años sesentas, el cargado se hacía con palas de volteo trasero y locomotoras eléctricas con góndolas de relativa baja capacidad. Gradualmente, las locomotoras fueron reemplazadas por camiones a diesel de bajo perfil y finalmente todo el sistema (cargado-acarreo) fue sustituido por cargadores frontales (scoop-tram), que constituyen hoy en día alrededor del 90% de la totalidad del sistema para el cargado y acarreo en distancias cortas. Esto ha ocasionado que el rendimiento por máquina-turno se haya incrementado en una década, de cerca de 700 a 1700 toneladas en las minas suecas de hierro. Con las cifras anteriores, se logra que la productividad por hombre-turno se incremente en más del 10% por año durante el período comprendido entre 1960-1970 (figura 3).



**Figura 3 CAPACIDADES DE CARGADO Y ACARREO EN MINA SUBTERRANEA**  
(Distancia de Acarreo = 125 m)  
(Nilsson, D. 1982)

En el renglón de barrenación y fragmentación con explosivos, se pueden aplicar los mismos porcentajes de perfeccionamiento, por lo que en resumen es posible afirmar que los incrementos en productividad son ligeramente más altos en la minería subterránea que en la minería a tajo abierto.

### 1.3 COSTOS GENERALES Y DE DESARROLLO

Normalmente los costos generales en minería a cielo abierto son mucho más bajos que en la minería subterránea. La relación exacta dependerá de factores como la cantidad de material estéril que debe ser removido en una mina a cielo abierto, el método de explotación seleccionado para una operación subterránea, etc. La alta productividad de los equipos empleados en la minería a cielo abierto significa, en términos económicos, reducción de costos.

Los grandes volúmenes de mineral generados por la minería superficial han dado la oportunidad de producir cantidades considerables de equipos, con el consecuente abatimiento de los costos de operación. Dicho fenómeno se debe en buena medida a que el mercado mundial de éste tipo de maquinaria es enorme y los equipos que originalmente fueron diseñados para la minería a cielo abierto, por su versatilidad, también pueden ser empleados con otros propósitos; por ejemplo, para la construcción de carreteras, presas, plantas hidroeléctricas, etc., mientras que la producción de equipos para el minado subterráneo, por su alto grado de especialización, resulta más limitada y, por consecuencia, más caro.

Obviamente, los costos de minado varían de acuerdo con el método que se esté empleando, la forma y tamaño del cuerpo, la localización geográfica, las vías de acceso, etc., por lo que resultará interesante comparar los costos de operación entre un tajo abierto y una mina subterránea explotada por cuartos y pilares.

Para establecer la comparación de costos, la tabla 3 muestra las cifras para una mina hipotética explotada a cielo abierto, con una producción anual de mineral de 6.5 millones de toneladas y una cantidad aproximadamente igual de material estéril (relación de descapote 1:1), y una mina subterránea explotada por salones y pilares donde se producen 2 millones de toneladas de mineral por año. Los intereses de capital que se consideran en la tabla, son del 13%; las cifras están dadas en dólares americanos y ambas operaciones hipotéticas se realizan en Suecia.

<b>TAJO ABIERTO</b>	
Producción	6.5 millones ton/año
Inversión inicial	25.0 millones de dólares
<b>C O N C E P T O</b>	<b>MILLONES/AÑO</b>
Costo de capital (25 mill x 0.13)	\$ 3.25
Salarios (130 hombres x \$20,000/año)	\$ 2.60
Energía (6.5 mill ton/año x 10 Kw x \$0.20/Kw)	\$ 1.30
Misceláneos (6.5 mill ton/año x \$1.0/ton)	\$ 6.50
<b>T O T A L</b>	<b>\$ 13.65</b>
<b>Costo/tonelada mineral (\$13.65/6.5 mill ton/año) \$ 2.10</b>	
<b>MINA SUBTERRANEA</b>	
Producción	2.0 millones ton/año
Inversión inicial	65.0 millones de dólares
<b>C O N C E P T O</b>	<b>MILLONES/AÑO</b>
Costo de capital (65 mill x 0.13)	\$ 8.45
Salarios (275 hombres x \$20,000/año)	\$ 5.50
Energía (2.0 mill ton/año x 25 Kw x \$0.20/Kw)	\$ 1.00
Misceláneos (2.0 mill ton/año x \$1.0/ton)	\$ 2.00
<b>T O T A L</b>	<b>\$ 18.95</b>
<b>Costo/tonelada mineral (\$18.95/2.0 mill ton/año) \$ 9.50</b>	

**Tabla 3 COSTOS COMPARATIVOS DE MINADO ENTRE UNA MINA A CIELO ABIERTO Y UNA MINA SUBTERRANEA**



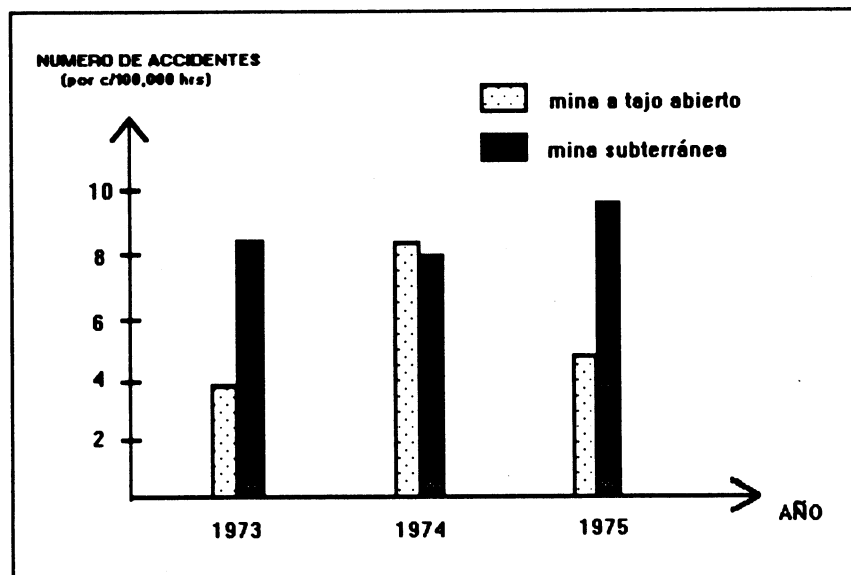
Las cifras de la tabla, indican que los costos de minado subterráneo son sensiblemente más altos que en las minas a cielo abierto, aun cuando dichos costos puedan variar en diferentes localidades.

Los bajos costos del minado superficial permiten la explotación de cuerpos que no serían económicamente explotables por métodos subterráneos, siempre y cuando dichos cuerpos se localicen dentro de los rangos de profundidad a los cuales operan los tajos abiertos.

Aun cuando los índices en el desarrollo de la productividad han sido muy satisfactorios con los métodos subterráneos, se considera que los costos de minado se han incrementado más rápidamente en el minado subterráneo que en el superficial. Las razones que se argumentan para tal aseveración son dos: la primera obedece a que ha sido posible incrementar más la producción en los tajos abiertos que en operaciones subterráneas, y la segunda a que el equipo requerido para obras subterráneas (indispensable para incrementar la productividad), resulta más caro en base unitaria de capacidad, que su correspondiente en tajo abierto.

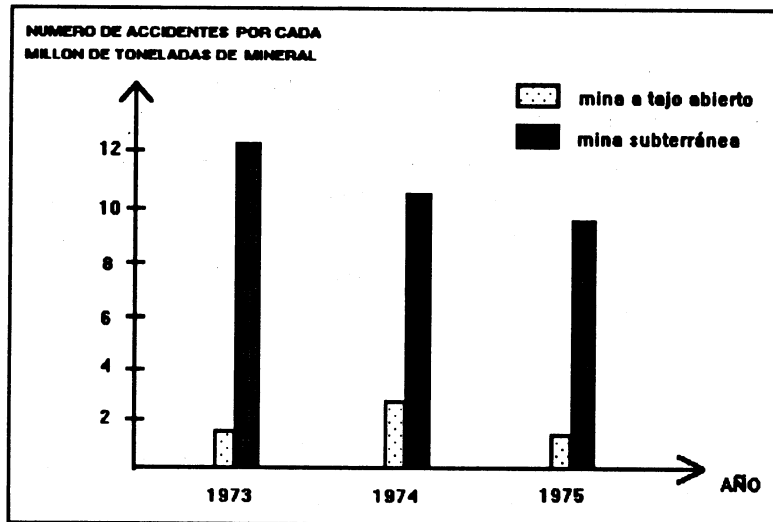
#### 1.4 RIESGOS DE ACCIDENTE

De importancia relevante resulta lo concerniente a los riesgos de trabajo que pueden correr tanto las operaciones subterráneas como las superficiales, debido a que desde el punto de vista personal del minero, la frecuencia de accidentes por hora de trabajo es de interés primordial. La figura 4 muestra una gráfica de frecuencia de accidentes en 100,000 hr de trabajo en las minas suecas subterráneas y superficiales. Los resultados favorecen a las operaciones a cielo abierto.



**Figura 4 FRECUENCIA DE ACCIDENTES EN FUNCION DE HORAS TRABAJADAS**  
(Nilsson, D. 1982)

Sin embargo, para una compañía minera resulta más interesante la frecuencia de accidentes en función del tonelaje producido. Para registrar lo anterior, se construyó la gráfica de la figura 5, donde se cuantifica el número de accidentes por cada millón de toneladas producidas en el período 1973-1975. Desde éste punto de vista, las cifras resultan todavía más desfavorables para las operaciones subterráneas. Adicionalmente, los accidentes en minas subterráneas tienden a ser más graves que en las minas a tajo abierto.



**Figura 5 FRECUENCIA DE ACCIDENTES EN FUNCION DE LA PRODUCCION**  
(Nilsson, D. 1982)

### 1.5 DEMANDA DE ENERGIA

La energía en cualquiera de sus formas, resulta hoy en día de vital importancia en toda operación minera, ya que se requerirá para casi todas las actividades del ciclo de trabajo, entre las que se pueden mencionar: barrenación, voladura, cargado de materiales, trituración primaria, transporte de materiales, ventilación y bombeo. Algunas veces (particularmente en minas subterráneas), el material deberá ser triturado a tamaños decimales o menores. La tabla 4 resume los requerimientos de energía eléctrica, combustibles y explosivos así como acero de barrenación y brocas, en términos de kilowatts por tonelada de material removido.

CONCEPTO	CONSUMO
Minado a tajo abierto	5-10 kw/ton de material
Minado subterráneo	20-50 kw/ton de material
Trituración (80% a 15 mm)	2-5 kw/ton de material

**Tabla 4 DEMANDA DE ENERGIA**

## **1.6 PROBLEMAS AMBIENTALES**

En las operaciones a cielo abierto, tanto el personal como el equipo, resultan directamente afectados por los cambios en las condiciones climatológicas. En las minas subterráneas existen problemas de ventilación, contaminación por emanaciones tóxicas de los gases producidos por la detonación de materiales explosivos, diesel y carbón, polvo, emisiones de radón, humedad y, en general, repugnancia por los trabajos subterráneos desarrollados en tales condiciones. De esto se espera que en un futuro cercano, mejoren considerablemente las condiciones ambientales para los trabajos mineros, especialmente en las minas subterráneas.

Por otra parte, en cuanto a las afectaciones superficiales del terreno, las operaciones a tajo abierto inciden más seriamente en el entorno ecológico que rodea a la zona en explotación que las subterráneas. Lo anterior se debe a que tanto la roca estéril del encape como las arenas o jales de deshecho producto de las plantas de tratamiento de minerales, tienen que ser depositados en alguna parte del terreno superficial. Para algunos ingenieros mineros, tales depósitos de deshecho pueden resultar de singular belleza atractiva, pero desafortunadamente la mayoría de la gente no piensa lo mismo.

Algunos países han modificado sus legislaciones mineras con objeto de controlar y proteger el medio ambiente, de tal manera que los terreros y presas de jales son motivo ahora de intensos trabajos de reforestación, para devolverle al terreno original una vez terminada la actividad minera, su atractivo natural y, en ocasiones, como sucede con los descapotes de mantos de carbón, la topografía casi original. En el caso de nuevos proyectos mineros deberán ser considerados dentro de los estudios económicos de viabilidad, los costos que por concepto de reforestación del terreno, se deberán realizar una vez que el depósito ha sido agotado y se han retirado las instalaciones motivo de la explotación. Otros países han optado por convertir tanto las instalaciones caducas como las excavaciones mineras en centros recreativos con atractivo turístico; por ejemplo, el tajo *Lavender* y la mina *Queen* en el poblado de Bisbee al sur del estado de Arizona (E.U.A.), y del tajo de *Kiirunavaara* (aún en actividad), en las montañas de Suecia.

## **1.7 ZONAS DE SEGURIDAD**

De gran importancia en las operaciones a cielo abierto, son las relativamente extensas zonas de seguridad, las que deberán ser respetadas debido al potencial daño que puede ocurrir por las actividades de voladuras con explosivos. Algunos países han legislado sobre esto, estipulando áreas de seguridad, que en algunos casos alcanzan hasta un kilómetro alrededor de la propiedad en explotación, zona dentro de la cual virtualmente no es posible realizar ninguna nueva actividad, construir edificios o instalaciones, debido al peligro que representan en un momento dado las vibraciones y las rocas lanzadas durante el proceso de detonación.

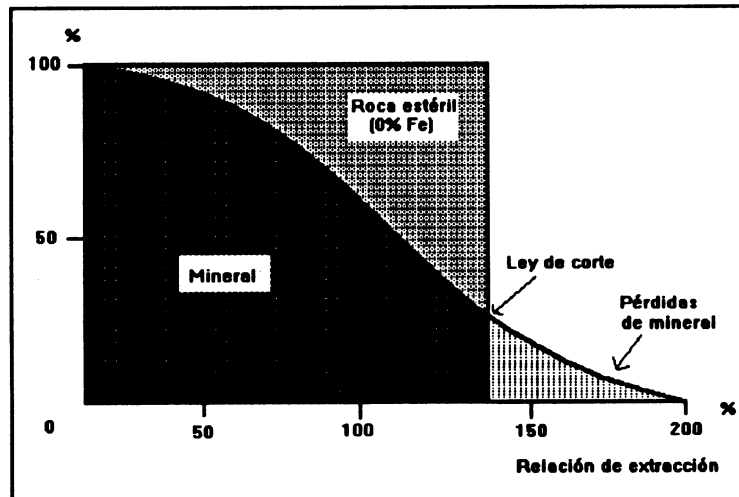
## 1.8 RECUPERACIONES DE MINADO

Durante la etapa de decisión referente al tipo de minado que se va a seguir, deberá tomarse en cuenta que las pérdidas en recuperación de mineral son mayores en el minado subterráneo que en el superficial, las cuales en su oportunidad, afectan la vida productiva de la mina. En el caso de las operaciones a cielo abierto, frecuentemente es posible recuperar entre el 90 y el 95% del mineral, el resto, se acarrea diluido con el material estéril a los tiraderos de "tepeta-te".

Las mermas de mineral recuperable en operaciones subterráneas dependen, en buena medida, de las técnicas y métodos de minado empleados y de los costos asociados al intento de recuperación de este mineral. Por ejemplo, los métodos de corte y relleno normalmente promedian pérdidas de mineral menores; es decir, se obtienen recuperaciones más altas que aquellas obtenidas por salones y pilares, donde el método obliga a dejar dentro del rebaje hasta un 40% del mineral en forma de pilares de soporte.

Para ilustrar la manera en que el porcentaje de recuperación afecta los costos de minado, se considerará el ejemplo de una explotación de hundimiento por subniveles, partiendo del supuesto de que las obras de preparación ya fueron realizadas.

Durante la etapa productiva del hundimiento por subniveles, la proporción del mineral obtenido es inicialmente mayor a la cantidad de material estéril que se tendrá que manejar. A la medida que se explote más mineral la proporción de estéril se incrementará, mientras que al mismo tiempo se podrá recuperar una mayor proporción del mineral total contenido en el depósito. (figura 6)

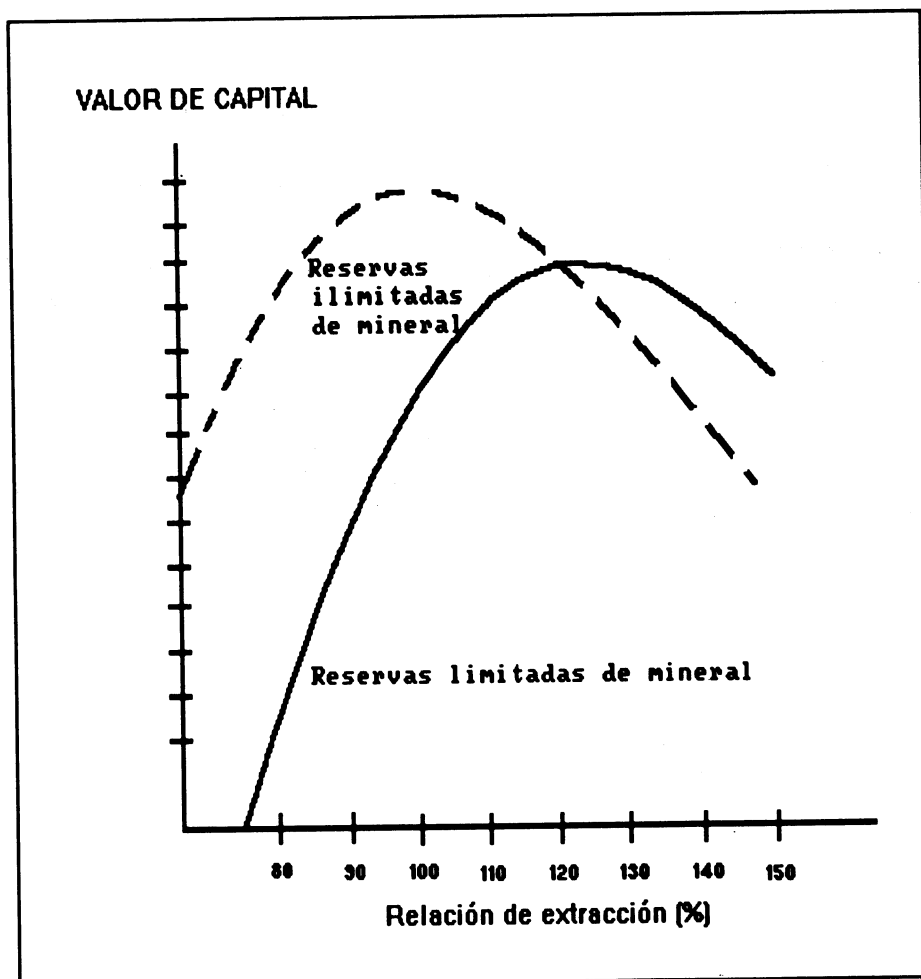


**Figura 6 CURVA DE EXTRACCION PARA UN REBAJE DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES**  
(Hustrulid, A.W. 1982)

A medida que aumenta el tonelaje extraído se obtendrán costos anuales de operación más altos, debido a la gran proporción de roca estéril que tendrá que ser manejada. Así mismo, la vida del rebaje se incrementa, lo que significa que las inversiones para los rebajes inferiores podrán avanzar en tiempo. En otras palabras, la vida productiva de toda la mina se incrementará.

Al calcular el valor del capital del depósito con diferentes rangos de extracción, se puede llegar a una cantidad óptima. Si una compañía posee una cantidad muy grande de mineral en sus terrenos (diluido con el tepetate), ésta deberá basar sus cálculos en un rango de extracción más bajo, como si las reservas minerales estuvieran limitadas.

La gráfica de la figura 7 muestra que resulta antieconómico para la compañía en lo particular y para la nación en lo general, tratar de recuperar todo el mineral cuando se emplea el método de hundimiento por subniveles.



**Figura 7 RELACION DE EXTRACCION OPTIMA BAJO DIFERENTES CONDICIONES**  
(Hustrulid, A.W. 1982)

Los cálculos pueden arrojar resultados muy diferentes para distintos tipos de minas, debido principalmente a la diversidad en costos e ingresos generados por la explotación y comercialización de los minerales.

Sin embargo, es normal y ocasionalmente más económico, aceptar pérdidas en recuperación de mineral del orden del 15% al 20%. Como se ha mencionado en este capítulo, los bajos costos de operación en la minería superficial comparados con los de minado subterráneo, hacen posible la obtención de utilidades en depósitos que resultarían incosteables si se emplearan técnicas de minado subterráneo. Con los sistemas a tajo abierto, el aprovechamiento integral del depósito se optimiza, debido a que al aumentar el volumen de explotación, se pueden trabajar minerales con leyes mínimas costeables más bajas.

### ***1.9 FACTORES PSICOLOGICOS***

Muy frecuentemente la toma de decisiones y el desarrollo tecnológico están controlados por factores subjetivos; por ejemplo, es fácil detectar que cualquier persona parada en la orilla de un tajo observando las actividades que se desarrollan en los bancos inferiores a su posición, causan en ella una impresión de orden, flexibilidad y productividad, lo cual resulta mucho más difícil de entender en actividades similares en una mina subterránea. De lo anterior se desprende la gran ventaja psicológica que tiene una operación superficial en comparación con otra subterránea.

Generalmente una persona común casi siempre tendrá una actitud negativa hacia una mina subterránea, y por lo regular, una gran falta de conocimientos acerca de las circunstancias que obligan a desarrollar un sistema de minado u otro.

## **II. DETERMINACION DE LA PROFUNDIDAD OPTIMA EN UN TAJO ABIERTO**

### **II.1 GENERALIDADES**

Para decidir si un yacimiento debe ser minado a tajo abierto o por métodos subterráneos, sólo existen cuatro tipos de depósitos que pueden ser considerados:

1. Depósitos que son adecuados para el minado a cielo abierto exclusivamente.
2. Depósitos que inicialmente son adecuados para el minado superficial y posteriormente para continuar con minado subterráneo.
3. Depósitos que claramente resultan muy profundos para ser considerados con posibilidades de explotación a cielo abierto.
4. Depósitos que previamente fueron trabajados por métodos subterráneos y que debido a cambios en la tecnología o en las cotizaciones de los metales, resultan adecuados para una posible operación superficial.

Para algunos depósitos resultará obvia la categoría dentro de la cual caerían, sin embargo, todos los prospectos requerirán de un profundo y detallado análisis económico.

### **II.2 BASES PARA LA OPTIMIZACION**

Para determinar los límites finales de un tajo y la profundidad óptima de explotación de un cuerpo mineral, es necesario considerar la prioridad de objetivos. Dado que las compañías mineras tienen que invertir grandes capitales en la remoción de material estéril (frecuentemente por varios años antes de recibir utilidades de la venta del mineral), deben incluir en sus estudios financieros, el valor del capital a través del tiempo. Esto significa que el objetivo primario es escoger una profundidad de explotación tal que maximice el valor presente del capital del yacimiento, usando las tasas de interés que la compañía emplea para otras inversiones.

Frecuentemente, el valor del dinero a través del tiempo se excluye, por lo que tal acción podrá traducirse en un tajo más profundo en comparación con la geometría final que se obtendría si se empleara el método del valor presente neto. La determinación de la profundidad óptima de un tajo dependerá de diversos factores, incluyendo las tasas de interés que se manejen en los cálculos, las cuales se discutirán más adelante dentro de este mismo capítulo.

Para tomar una decisión correcta, será necesario establecer cuál de las siguientes situaciones es aplicables al proyecto en estudio:

- (1) Si no existen las condiciones favorables para un minado subterráneo, debido a la configuración del yacimiento, al contenido de mineral, a la ley de los valores, etc, y si la empresa no se encuentra en posición de obtener el mismo tipo de mineral en otra locación..... *¿Cuánto tiempo más deberá continuar la operación a tajo abierto?*
- (2) Si existen las condiciones adecuadas para un posterior minado subterráneo..... *¿En cuánto tiempo se llegará al momento preciso en que se deba efectuar la transición a operación subterránea?*

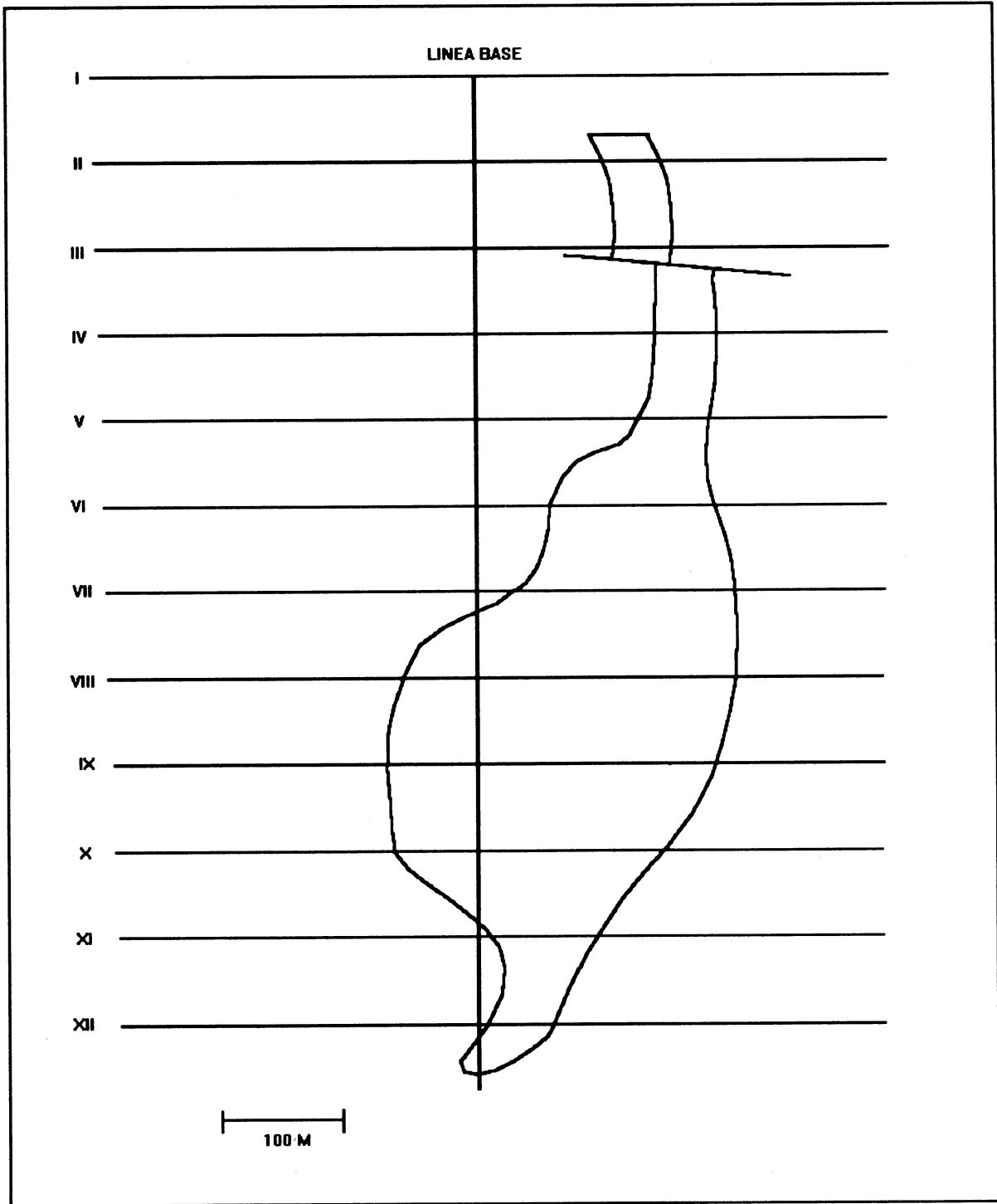
Tal vez la primera situación sea la más fácil de evaluar; sin embargo, en muchos casos se tendrá que realizar toda una serie de cálculos para determinar cuál de las dos situaciones es aplicable. En la misma situación, se podrá continuar con la operación de minado por todo el tiempo que sea necesario, siempre y cuando la última tonelada producida por tajo abierto no exceda en costo a su correspondiente utilidad. En el segundo caso, la operación a tajo abierto podrá continuar hasta que el costo de la última tonelada extraída no sobrepase los costos vinculados al minado subterráneo de dicha tonelada.

La profundidad de un tajo dependerá de la relación de descapote, del contenido metálico de los valores, del ángulo final de los taludes, de los costos, etc.; y éstos podrán variar notablemente en diferentes secciones del yacimiento en proporción a las dimensiones del cuerpo. Para entender mejor la forma en que se llega a determinar el diseño óptimo, se presenta un ejemplo hipotético.

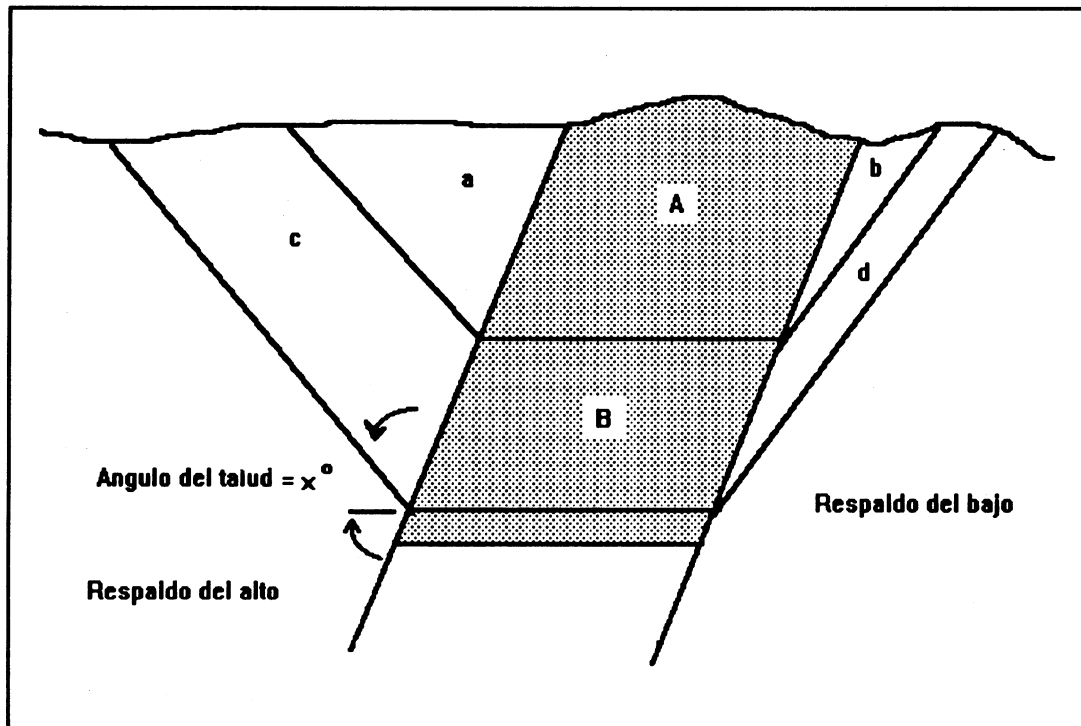
### **II.3 EJEMPLO HIPOTETICO**

Supóngase la existencia de un depósito ferrífero denominado "*El Tigre*", el cual se muestra en sección y en planta en las figuras 8 y 9. El proyecto asume proveer una planta peletizadora existente, con una capacidad anual de proceso del orden de 3 millones de toneladas. El cuerpo mineral tiene una longitud de 1.0 km (3,300 pies), una potencia promedio de 100 m (330 pies), una profundidad de 500m (1,650 pies), un echado de 65° y un contenido de hierro de 40%, lo cual corresponde a un total de reservas minables de aproximadamente 175 millones de toneladas. Con dicho contenido de hierro, el ritmo de producción anual será de cerca de 5 millones de toneladas.





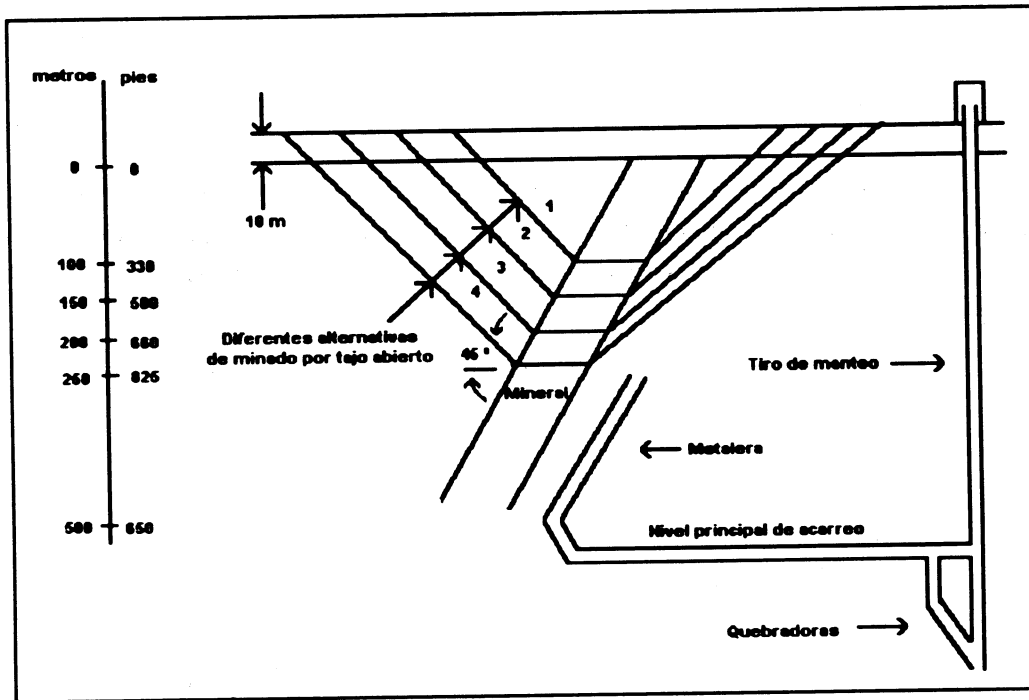
**Figura 8 VISTA EN PLANTA DEL DEPOSITO FERRIFERO "EL TIGRE"**



**Figura 9 SECCION TRANSVERSAL DEL DEPOSITO FERRIFERO "EL TIGRE"**

De momento, se asumirá que el contenido de hierro es el mismo en todas las secciones. Más tarde se examinarán los efectos de la variación del contenido metálico. Para efectos de cálculo se considerará que el cuerpo presenta un espesor uniforme con aproximadamente la misma área, ancho promedio etc. En realidad, aplicando los factores determinados para el estudio de un cuerpo de espesor uniforme, los resultados que se obtengan solo serán aproximados.

Un estudio completo del depósito *El Tigre* podría involucrar el diseño de un tajo abierto, con arreglos diversos para diferentes profundidades de minado, lo que acarrearía la necesidad de preparar diferentes planes de producción (remoción de mineral y tepetate) y análisis económico para cada una de las alternativas consideradas. Sin embargo, el estudio simplificado de un yacimiento uniforme será siempre el primer paso para conocer qué tanto de la cantidad de mineral contenida en el depósito, podrá ser minada por métodos a tajo abierto. Con objeto de determinar correctamente el punto en el cual el minado superficial deberá ser suspendido, será necesario considerar diferentes alternativas de profundidad en cada una de las secciones de minado a tajo abierto. Para tal efecto, se evaluarán cuatro alternativas de diseño, con profundidades promedio de 100, 150, 200 y 250 m (330, 490, 660 y 820 pies), las cuales se muestran en la sección transversal de la figura 10. Las instalaciones necesarias para el minado subterráneo también aparecen representadas.



**Figura 10 DIFERENTES ALTERNATIVAS DE MINADO SUPERFICIAL  
MOSTRADAS EN SECCION TRANSVERSAL**  
(Nilsson, D. 1982)

Para poder establecer las ecuaciones de cálculo se designarán las siguientes variables:

- d = profundidad del tajo**
- b = altura de banco**
- w = ancho del cuerpo**

Si se asume un talud de 45° (0.78 radianes), entonces la relación tepetate-mineral para el último banco (en cada una de las alternativas en cuestión) estará dada aproximadamente por la siguiente ecuación:

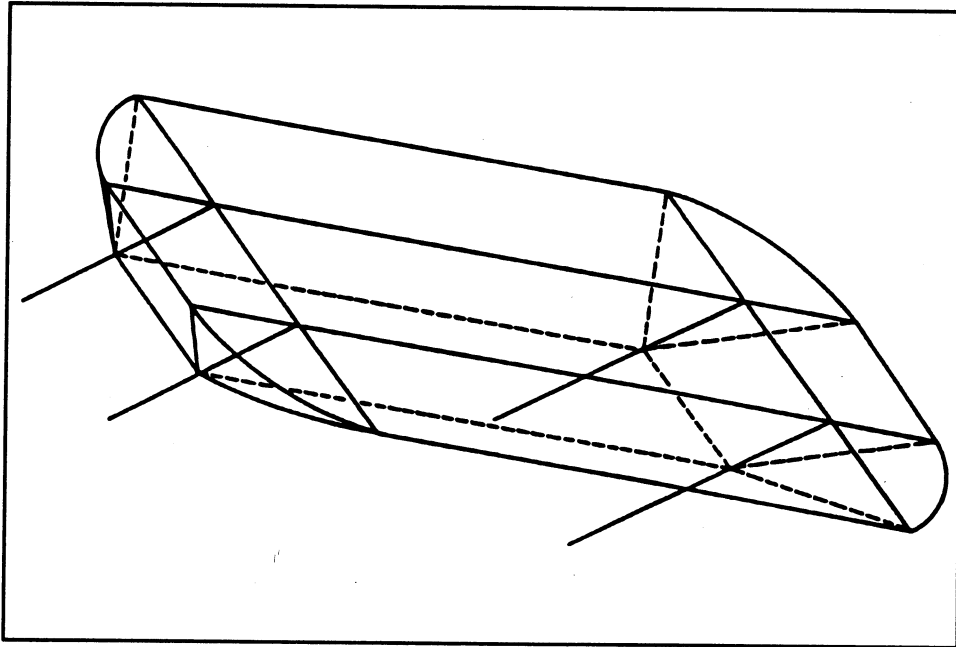
$$R.D. = \frac{\text{tepetate}}{\text{mineral}} = \frac{(d + b)^2 - d^2}{(w)(b)}$$

Si se asignan valores a "b" = 10 m; "w" = 100 m y "d" = 100, 150, 200, y 250 m respectivamente para el último banco, se obtendrán valores de 2, 3, 4 y 5 m<sup>3</sup> de tepetate aproximadamente, por cada metro cúbico de mineral. Conociendo la densidad de los materiales, las cifras anteriores pueden ser fácilmente convertidas en toneladas.

## II.4 CANTIDADES DE MINERAL Y TEPETATE

### a) ENCAPE

Si se dispone de secciones transversales suficientemente buenas de todo el cuerpo mineral, será posible calcular directamente y con toda exactitud las cantidades de encape y de roca estéril que se tendrán que remover; en caso contrario, se podrá emplear un modelo matemático del yacimiento (figura 11).



**Figura 11 MODELO MATEMATICO DEL CUERPO MINERAL  
Y DEL TAJO ABIERTO**  
(Nilsson, D. 1982)

Para el ejemplo que se ha manejado, el cuerpo mineralizado representa aproximadamente una rebanada de 1000 m (3,300 pies) de longitud, 100 m (330 pies) de ancho y 500 m (1650 pies) de profundidad.

Para fines de cálculo, se recuerda que el ancho es el mismo en todas las secciones y profundidades del yacimiento.

El área que tendrá que ser descapotada sobre el tajo en proyecto, así como la cantidad de roca estéril que se va a remover, dependerán directamente del ángulo del talud en las paredes del tajo al cual puedan autosoportar.

El área total por descapotar se puede calcular de la siguiente manera, considerando las siguientes variables:

**d = profundidad del tajo**  
**x = ángulo del talud**  
**l = longitud del cuerpo mineral**  
**w = ancho del cuerpo mineral**  
**Profundidad del encape = 10 m**  
**Ancho de las rampas = 20 m**  
**Pendiente de las rampas = 1:10**  
**Densidad del encape = 2.0 ton/m<sup>3</sup>**

- 1) El área que sobryace al yacimiento es el producto de multiplicar la longitud por el ancho ( $l \times w$ ).
- 2) El área del encape a lo largo del yacimiento es el producto de multiplicar la longitud "l" por  $\{(2d) [\text{tangente del ángulo } (90-x)]\}$
- 3) El área del encape en los extremos del cuerpo es el producto del ancho "w" por  $\{(2d)[\text{tangente del ángulo}(90-x)]\}$
- 4) El área del encape en las esquinas es un círculo, o lo que es lo mismo:  
$$A = (\pi \cdot d)^2 [\tan \text{ang } (90^\circ - x)]^2$$
- 5) El área sobre la rampa es  $(20)(10)(d)$

El tonelaje total sobre el tajo abierto en proyecto se estima multiplicando el área total por la profundidad y por la densidad.

El tonelaje del encape que tendrá que removerse en la alternativa No. 1 del ejemplo, será (asumiendo  $x = 45^\circ$  y densidad = 2.0):

1) Sobre el cuerpo:

$$\text{Ton} = (1000 \cdot 100 \cdot 10 \text{ m}) (2.0 \text{ t/m}^3) = 2.0 \text{ millones}$$

2) A lo largo del cuerpo:

$$\text{Ton} = (2 \cdot 1000 \cdot 100 \cdot 10 \text{ m}) (2.0 \text{ t/m}^3) = 4.0 \text{ millones}$$

3) En los extremos del cuerpo:

$$\text{Ton} = (2 \cdot 100 \cdot 100 \cdot 10 \text{ m}) (2.0 \text{ t/m}^3) = 0.4 \text{ millones}$$

4) En las esquinas del cuerpo:

$$\text{Ton} = (100 \cdot 100 \cdot \pi \cdot 10) (2.0 \text{ t/m}^3) = 0.6 \text{ millones}$$

5) Sobre la rampa:

$$\text{Ton} = (20 \cdot 1000 \cdot 10) (2.0 \text{ t/m}^3) = 0.4 \text{ millones}$$

---

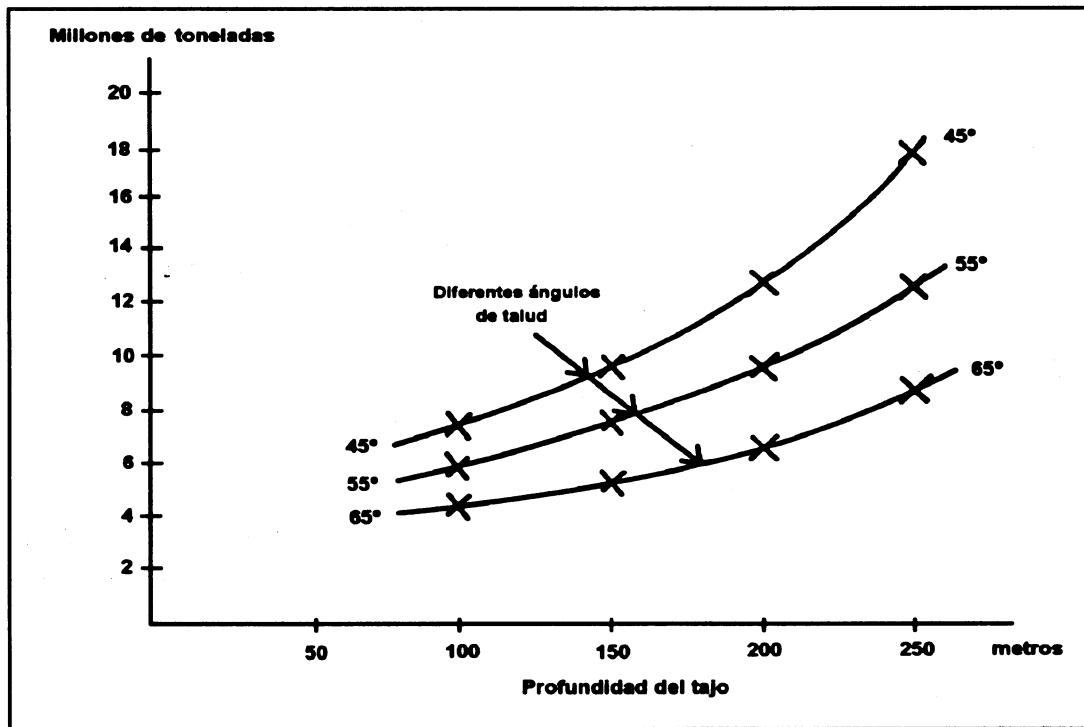
T O T A L

7.4 millones de tons.

Siguiendo la misma secuencia, se estima el total del encape para todas las restantes alternativas y para diferentes ángulos de talud, con lo que se obtienen a los siguientes resultados:

ENCAPE (millones de toneladas)	45°	55°	65°
Alternativa No. 1	7.4	5.9	4.5
Alternativa No. 2	10.3	7.7	5.8
Alternativa No. 3	12.8	9.5	7.0
Alternativa No. 4	17.4	12.4	8.8

La gráfica de los valores obtenidos en función de la profundidad y del ángulo del talud, se muestra en la figura 12



**Figura 12 ENCAPE REMOVIDO EN FUNCION DE LA PROFUNDIDAD Y DEL ANGULO DE TALUD**  
(Nilsson, D., 1982)

**b) TEPETATE**

Para estimar la cantidad de tepetate que se va a remover, se divide el volumen del tajo que cae dentro del entorno del cono entre un número definido de volúmenes triangulares y rectangulares. La sección transversal del cuerpo muestra que el área de tepetate es la misma que la de un triángulo, cuya base es:  $(2) \cdot [(tangente\ del\ ángulo\ (90-x))] \cdot (d)$ , lo cual da por resultado un área definida por:

$$\frac{1}{2} [(2 \cdot d) \cdot \tan ang (90 - x)] d$$

donde "x" es el ángulo del talud y "d" es la profundidad del tajo

El volumen se calcula multiplicando la ecuación anterior por la longitud del cuerpo (l).

Una sección longitudinal del cuerpo muestra que el área de tepetate que tendrá que ser minada en los extremos del cuerpo, también se resuelve con la ecuación previamente mencionada. El volumen se obtiene multiplicando tal expresión por el ancho (w) del cuerpo.

El volumen combinado de tepetate que tendrá que ser minado en las cuatro esquinas del cuerpo, será el volumen de un cono de altura (h) y radio (d)[tangente del ángulo (90-x)], lo cual se traduce en la siguiente expresión:

$$V = [(d^3) \cdot (\tan \text{ ang } (90^\circ - x)^2)] \left(\frac{\pi}{3}\right)$$

Finalmente, se tendrá que minar el tepetate para la construcción de una rampa que llegue hasta el fondo del tajo planeado. Se asumirá que la rampa debe tener un ancho de 20 m para manejar tráfico en dos sentidos (dos carriles), con una inclinación de 1:10. La longitud será de 10 (d); por lo que el volumen de tepetate que se va a remover será de:

$$V = (10 d^2) \cdot \left(\frac{20}{2}\right)$$

Resolviendo las ecuaciones para la alternativa 1, la cantidad total de tepetate que tendrá que ser removido será de 36.5 millones (asumiendo  $x = 45^\circ$  y densidad = 2.8), desglosado como sigue:

- A lo largo del cuerpo:

$$\text{Ton} = (1000 \times 100 \times 100 \text{ m}) (2.8 \text{ t/m}^3) = 28.0 \text{ millones}$$

- En los extremos del cuerpo:

$$\text{Ton} = (100 \times 100 \times 100 \text{ m}) (2.8 \text{ t/m}^3) = 2.8 \text{ millones}$$

- En las esquinas:

$$\text{Ton} = (100 \times 100 \times 100 \text{ m}) (3.14) (2.8 \text{ t/m}^3)/2 = 2.9 \text{ millones}$$

- Para la rampa (20 m):

$$\text{Ton} = (20 \times 100 \times 1000 \text{ m}) (2.8 \text{ t/m}^3)/2 = 2.8 \text{ millones}$$

**T O T A L**

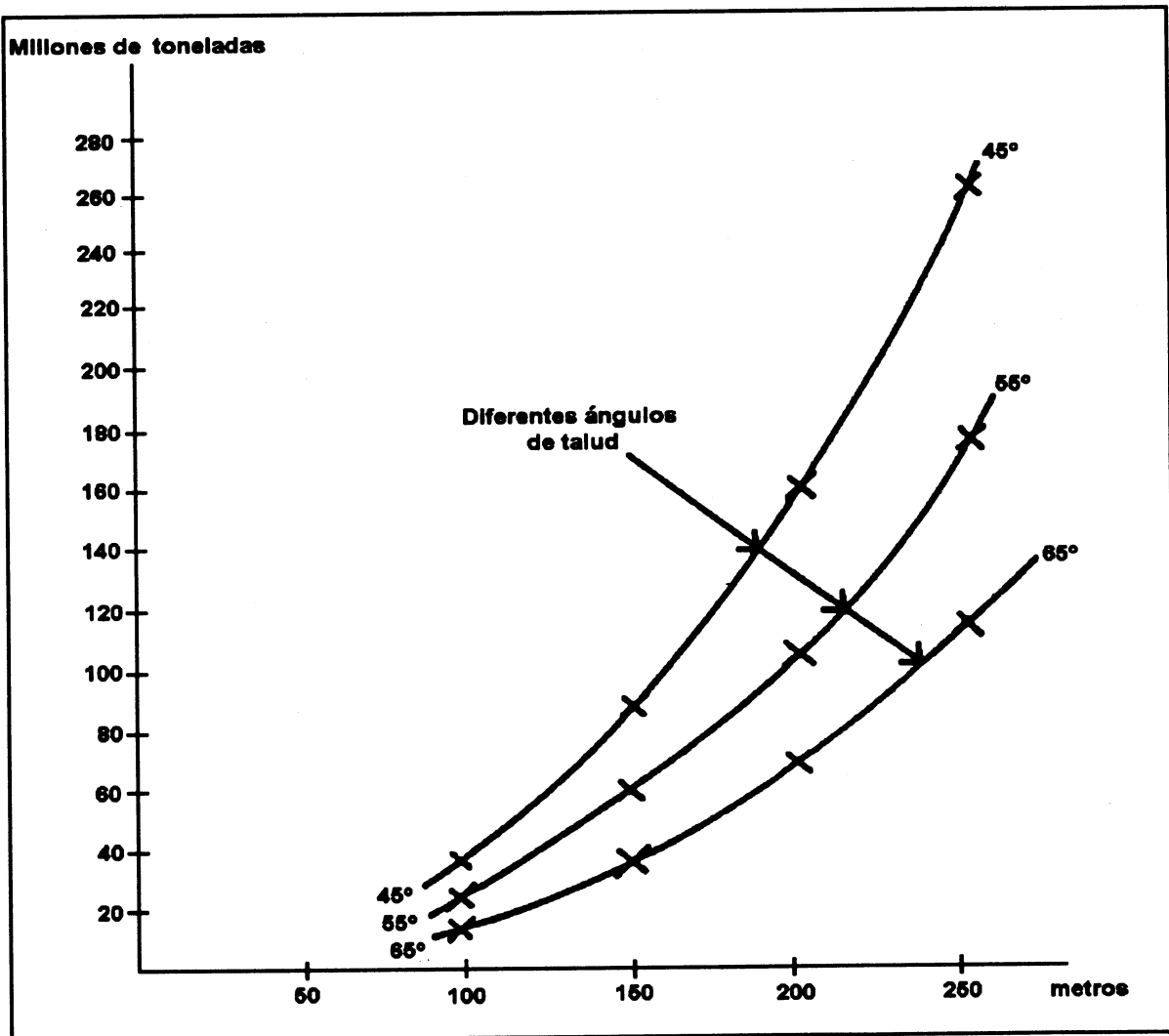
**36.5 millones**

Calculando los tonelajes para las otras alternativas, siguiendo el mismo procedimiento, se obtiene el siguiente cuadro:



<b>TEPETATE (millones toneladas)</b>	<b>45°</b>	<b>55°</b>	<b>65°</b>
Alternativa No. 1	36.5	25.8	17.7
Alternativa No. 2	86.4	60.1	40.9
Alternativa No. 3	157.6	108.8	73.9
Alternativa No. 4	255.8	174.6	117.1

Los totales de tepetate obtenidos en función de la profundidad del tajo y del ángulo del talud, aparecen en la figura 13.



**Figura 13 TEPETATE REMOVIDO EN FUNCION DE LA PROFUNDIDAD DEL TAJO Y DEL ANGULO DEL TALUD**

## MINERAL

Las cantidades de mineral que se recuperarán en cada una de las alternativas, considerando una densidad del mineral de  $3.5 \text{ ton/m}^3$  son las siguientes:

- Alternativa no. 1 (profundidad = 100 m)

$$\text{Ton} = (1000 \times 100 \times 100 \text{ m}) (3.5 \text{ t/m}^3) = 35.0 \text{ millones}$$

- Alternativa no. 2 (profundidad = 150 m)

$$\text{Ton} = (1000 \times 100 \times 150 \text{ m}) (3.5 \text{ t/m}^3) = 52.5 \text{ millones}$$

- Alternativa no. 3 (profundidad = 200 m)

$$\text{Ton} = (1000 \times 100 \times 200 \text{ m}) (3.5 \text{ t/m}^3) = 70.0 \text{ millones}$$

- Alternativa no. 4 (profundidad = 250 m)

$$\text{Ton} = (1000 \times 100 \times 250 \text{ m}) (3.5 \text{ t/m}^3) = 87.5 \text{ millones}$$

### III. PLAN DE PRODUCCION PARA UNA MINA A TAJO ABIERTO

Continuando con el ejemplo de la mina "El Tigre", se asumió la existencia de una planta peletizadora con una capacidad de proceso de tres millones de toneladas al año, para el tratamiento de un mineral con contenido de 40% de Fe y una producción minera de cinco millones de toneladas anuales, por lo que la vida productiva de la mina tendrá las siguientes alternativas (ver la tabla de recuperaciones de mineral).

Alternativa no. 1 :  $35.5/5.0$  millones = 7.0 años.

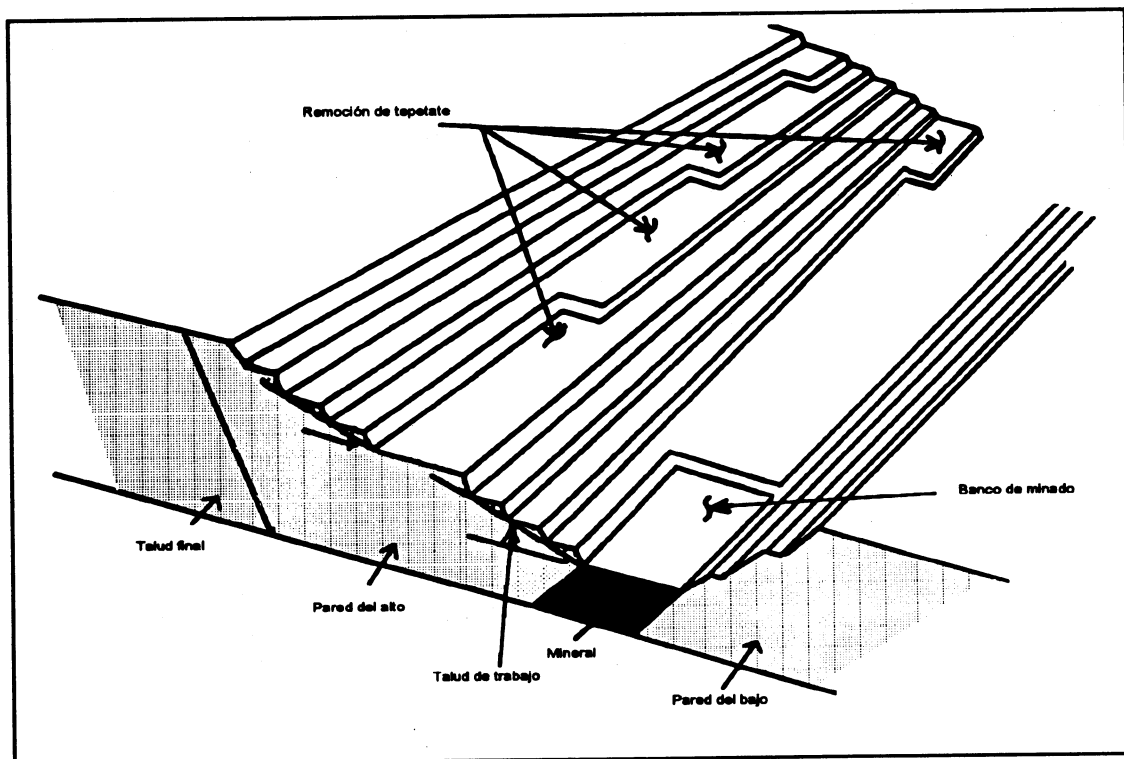
Alternativa no. 2 :  $52.5/5.0$  millones = 10.5 años.

Alternativa no. 3 :  $70.0/5.0$  millones = 14.0 años.

Alternativa no. 4 :  $87.5/5.0$  millones = 17.5 años.

Lo que significa que la mina se profundizará a razón de aproximadamente 15 metros por año.

La figura 14 ilustra algunas de las actividades en una mina a tajo abierto: el ángulo del talud en el límite final planeado; la explotación del mineral y la remoción del tepetate.



**Figura 14 REPRESENTACION DIAGRAMATICA DE LAS ACTIVIDADES EN UN TAJO ABIERTO**

El encape localizado sobre el tajo planeado siempre deberá removerse y colocarse fuera del área antes o inmediatamente después de que el minado ha empezado. En el ejemplo manejado, se ha supuesto que todo el encape ha sido retirado de la zona mineralizada al comienzo del primer año de operación, lo cual siempre resulta una suposición aceptable. La remoción de material estéril deberá ser retardada tanto como sea posible, con objeto de evitar costos no redituables e innecesarios mientras no se requiera disponer del mineral "descapotado".

La figura 14 muestra la forma en que deberá ser conducida la remoción del material estéril por etapas, en función del espacio requerido en cada banco en explotación y dependiendo de la capacidad de producción y del tamaño del equipo empleado. Para permitir el trabajo eficiente de una excavadora (pala) en su actividad de cargado de camiones de acarreo, el frente o área de trabajo deberá tener de 15 a 30 m (50-100 pies) de ancho.

El espacio mínimo de trabajo también es necesario para actividades de barrenación, detonación, alojamiento de la roca fragmentada etc, lo cual significa que cada banco de trabajo (ya sea para remoción de tepetate o tumba de mineral), deberá tener una longitud que varíe entre 60 y 90 m (200-300 pies).

Las condiciones mencionadas son posibles en distancias cortas de acarreo, lo que significa que en planes de minado a largo plazo, donde las distancias se van incrementando, las dimensiones de los bancos en explotación tendrán que ser modificadas con algunos márgenes adicionales.

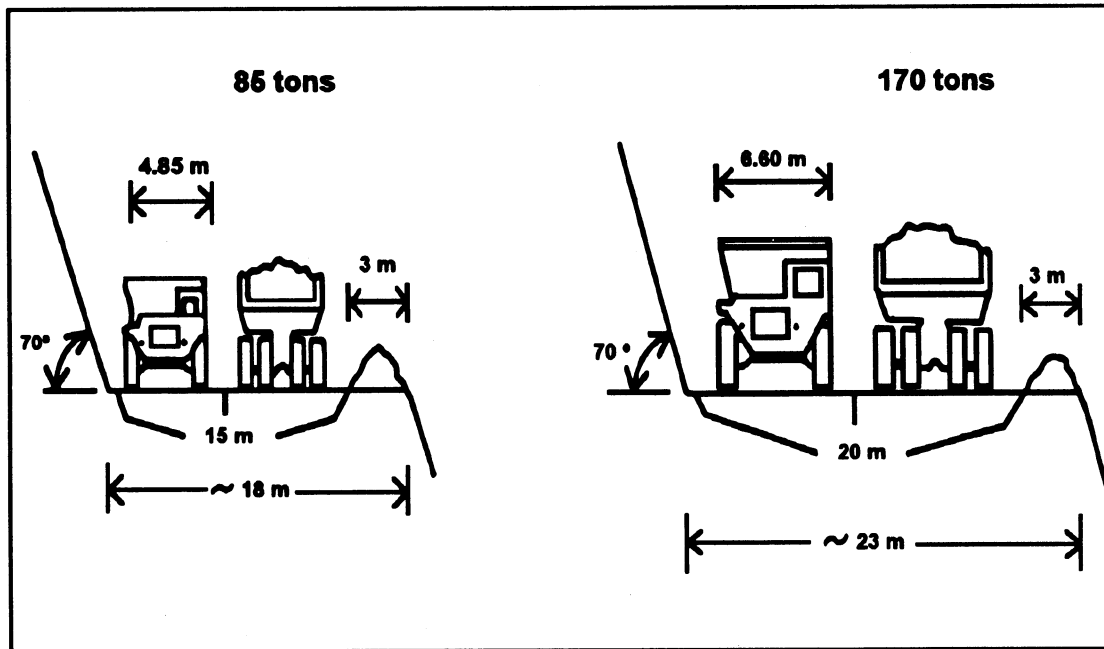
En cada lugar de cargado debe ser posible el transporte de mineral y de tepetate, por lo que siempre será necesario planear cada banco con una sección horizontal que permita el tránsito de camiones en dos direcciones (doble vía). Esto significa que el tepetate se debe remover de tal manera que deje un talud de trabajo de 30 a 40°, dependiendo del tamaño del equipo empleado. En contraste con estos taludes de trabajo tan planos, los finales del tajo deberán ser tan pronunciados (escarpados) como sea posible, con objeto de minimizar al máximo la relación total de descapote. Las pendientes de trabajo tan poco pronunciadas también se traducen en altos costos de descapote durante el inicio de las operaciones.

Si una mina se profundiza muy rápidamente, la necesidad de abrir más frentes de trabajo para descapote será mayor, que si la producción de mineral fuera más baja. Entre mayor sea el número de frentes de ataque, menor será la efectividad de los taludes de trabajo.

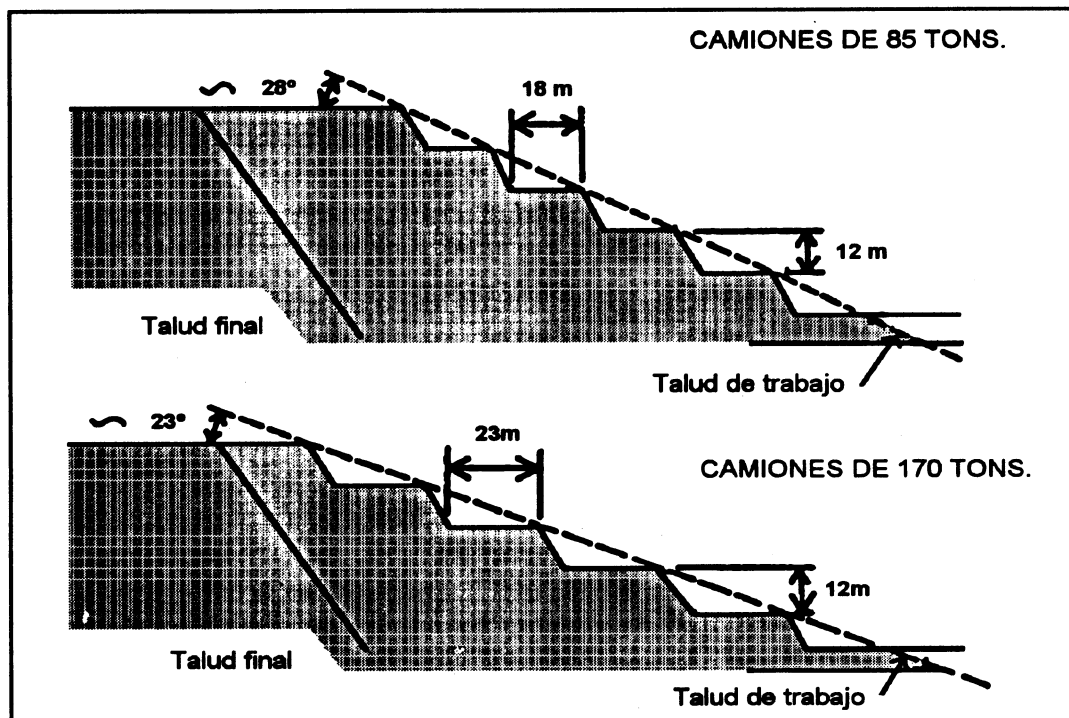
Generalmente se considera que una mina no debe profundizar más de 30 o 40 m por año. Si se asume que el equipo de cargado tiene una capacidad de 5,500 ton por turno (ver figuras 15 y 16); que cada frente debe tener 50 m de ancho; que la altura de los bancos es de 15 m; que el material tiene una densidad *in-situ* de 2.8; y que es posible cargar 400 turnos por año en cada frente, el avance máximo "X" por año esta dado por la siguiente ecuación:

$$(X) (50 \text{ m}) (15 \text{ m}) (2.8 \text{ t/m}^3) = (5,500 \text{ ton/turno}) (400 \text{ turnos/año})$$

$$x = 1,000 \text{ m/año}$$



**Figura 15 ANCHO MINIMO REQUERIDO EN LOS BANCOS EN FUNCION DEL TAMAÑO DE LOS CAMIONES**

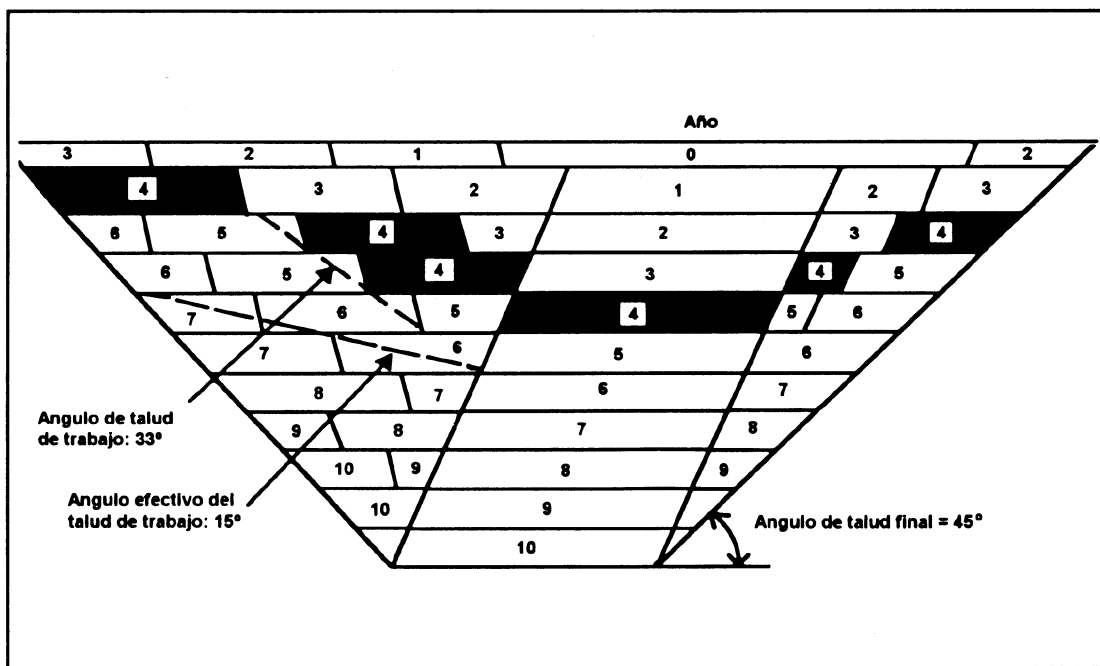


**Figura 16 TALUDES DE TRABAJO EN FUNCION DEL TAMAÑO DE LOS CAMIONES DE ACARREO**

Si se requiere que existan cuando menos 300 m de distancia entre las áreas de cargado, significa que no existe espacio suficiente para que se pueda trabajar en más de tres lugares al mismo tiempo.

Para el caso particular del depósito "El Tigre", el tajo planeado tendrá un desarrollo horizontal de 1000 m de longitud, por lo que sí será posible trabajar en tres frentes simultáneamente. Dadas las condiciones anteriores, la profundización de los trabajos ocurrirán a una velocidad máxima de  $(3)(15)\text{m}=45\text{ m/año}$ . En el supuesto caso de que llegara a existir algún otro tipo de restricciones como caminos locales de acarreo, el índice de profundización se verá reducido.

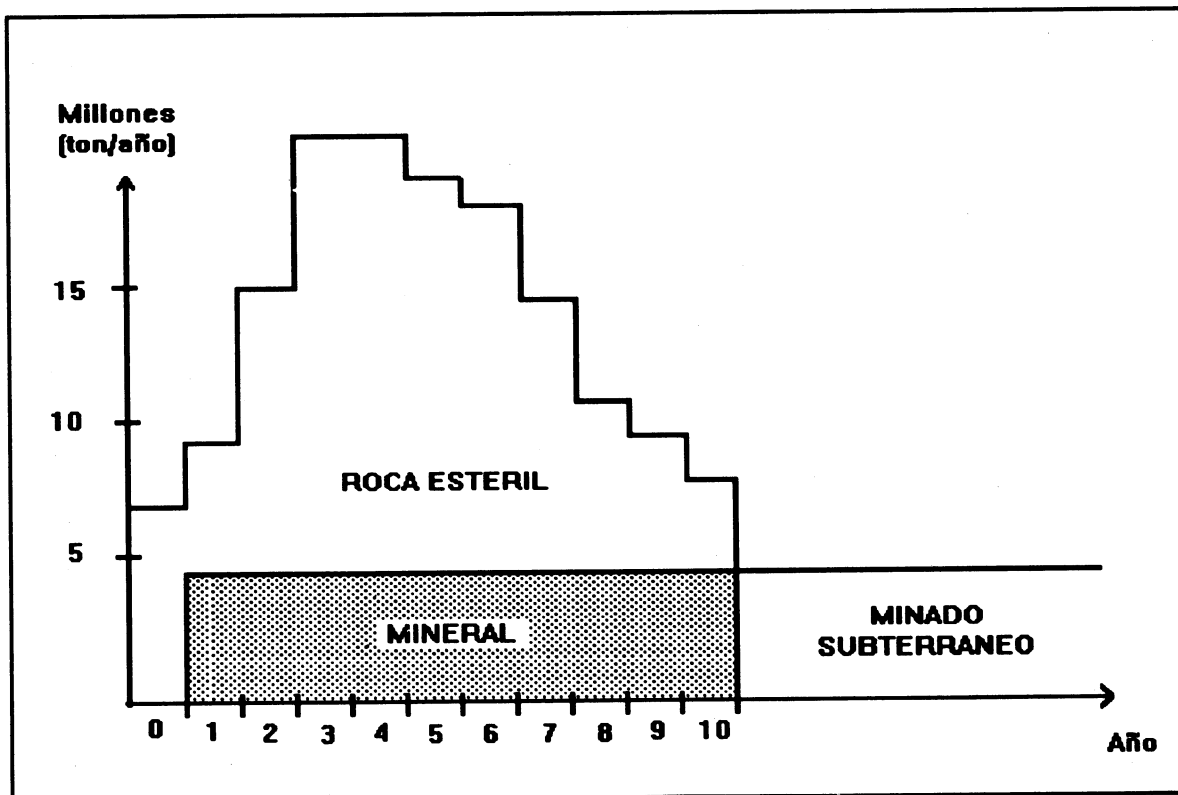
La figura 17 muestra una sección transversal del hipotético depósito "El Tigre", con una profundidad en el tajo de 150 m (alternativa 2). También ilustra el talud de trabajo, el talud final, la remoción de tepetate (asumiendo una velocidad de profundización de 30 m/año) y la profundidad del tajo en diferentes períodos de tiempo.



**Figura 17 SECCION TRANSVERSAL DE UN DEPOSITO HIPOTETICO MOSTRANDO EL PLAN DE REMOCION DE TEPETATE (Hustrulid, A.W. 1982)**

Para garantizar la producción de mineral durante el 4º año, la remoción del tepetate y del encaste original deberá empezar durante el 1er. año y continuar durante el 2º, 3º y 4º años. El año 0 (cero) es el período de preproducción o de preparación. Durante el 4º año, la remoción del tepetate también deberá continuar para garantizar la producción de mineral en los años subsiguientes. Lo anterior sugiere un talud efectivo de trabajo de unos 15°.

Para determinar con exactitud el tiempo en que deberá ser removido el tepetate en cada una de las alternativas, se requerirá de una gran cantidad de horas de planeación. La figura 18 muestra una gráfica de planeación, donde aparecen registradas los años en que deberá efectuarse la remoción del tepetate en función de los requerimientos anuales de mineral planteados para la alternativa no. 2, con un talud final de 45°.



**Figura 18 GRAFICA DE PLANEACION PARA UN TAJO ABIERTO**  
(Alternativa no. 2)  
(Hustrulid, A.W. 1982)

Calcular los planes detallados de producción tomará mucho tiempo, por lo que para fines ilustrativos, se usará el promedio anual de remoción de tepetate, el cual para el ejemplo que aquí se trata, arroja las siguientes cifras:

**A) Talud final 45°:**

- Alternativa 1: 36.5 millones ton/ 7.0 años = 5.2 mill de ton/año
- Alternativa 2: 86.4 millones ton/10.5 años = 8.2 mill de ton/año
- Alternativa 3: 157.6 millones ton/14.0 años = 11.3 mill de ton/año
- Alternativa 4: 255.8 millones ton/17.5 años = 14.6 mill de ton/año

### B) Talud final 55°:

Alternativa 1: 25.8 millones ton/ 7.0 años = 3.7 mill de ton/año  
Alternativa 2: 60.1 millones ton/10.5 años = 5.7 mill de ton/año  
Alternativa 3: 108.8 millones ton/14.0 años = 7.8 mill de ton/año  
Alternativa 4: 176.4 millones ton/17.5 años = 10.0 mill de ton/año

### C) Talud final 65°:

Alternativa 1: 17.7 millones ton/ 7.0 años = 2.5 mill de ton/año  
Alternativa 2: 40.9 millones ton/10.5 años = 3.9 mill de ton/año  
Alternativa 3: 73.6 millones ton/14.0 años = 5.3 mill de ton/año  
Alternativa 4: 117.1 millones ton/17.5 años = 6.7 mill de ton/año

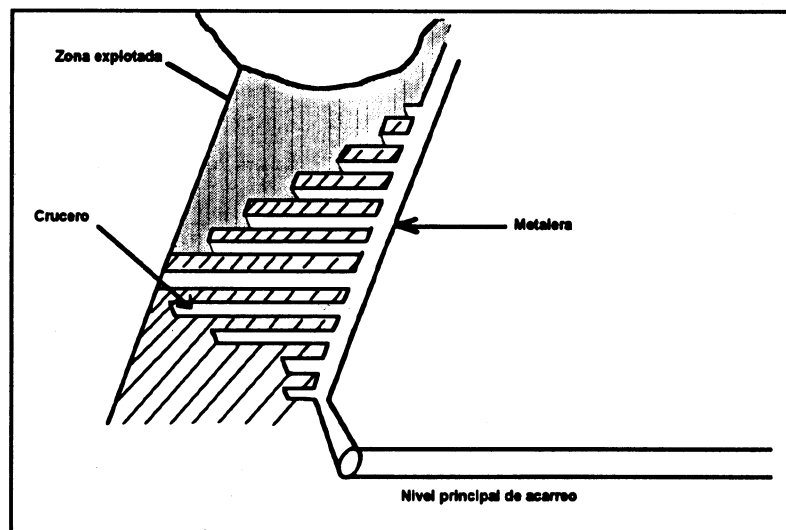
En la práctica es muy recomendable que se realicen con todo detalle los planes de producción para todas las alternativas consideradas.

## IV. PLAN DE MINADO PARA UNA MINA SUBTERRANEA

Con relación a la alternativa 2, sólo se deberá determinar la profundidad óptima de minado a tajo abierto, si se planea minar a futuro por métodos subterráneos.

Si se presenta el caso de continuar con minado subterráneo la pregunta obligada sería... *¿Cual de los métodos es el más adecuado?*

La respuesta probablemente fuera la de optar por algún método de hundimiento (por subniveles o de bloques) o en por algún otro sistema similar (figura 19).



**Figura 19 REPRESENTACION ESQUEMATICA DE UN PLAN DE MINADO POR HUNDIMIENTO DE SUBNIVELES**



Para fines ilustrativos, se asumirá que el método seleccionado es el de hundimiento por subniveles. Con este sistema se estima una recuperación de minado del orden del 80%, suponiendo que ocurrirá alguna dilución. Considerando dicha dilución, se asumirá que la cantidad de material que se deberá manejar se incrementará de 5 a 6 millones de toneladas por año. Si las dimensiones del cuerpo son: 1000 m de longitud; 100 m de ancho; 500 m de profundidad y una densidad de 3.5 para el mineral, el volumen y el tonelaje total estará dado por las siguientes ecuaciones:

$$V = (1000 \text{ m}) (100 \text{ m}) (500 \text{ m}) = 50.0 \text{ millones de m}^3$$

$$\text{Ton} = (50 \text{ millones}) (3.5 \text{ t/m}^3) = 175.0 \text{ millones de tons.}$$

Por lo que para un 80% de recuperación de mineral, y restando el tonelaje que se extrajo por tajo abierto en cada una de las alternativas analizadas, la cantidad remanente de mineral que se puede extraer por métodos subterráneos, quedaría expresada de la siguiente manera:

- **Alternativa 1** :  $(175-35.0)(0.8) = 112$  millones/ton.
- **Alternativa 2** :  $(175-52.5)(0.8) = 98$  millones/ton.
- **Alternativa 3** :  $(175-70.0)(0.8) = 84$  millones/ton.
- **Alternativa 4** :  $(175-87.5)(0.8) = 70$  millones/ton.

La vida de la mina subterránea será:

- **Alternativa 1** :  $112/5 = 22.4$  años.
- **Alternativa 2** :  $98/5 = 19.6$  años.
- **Alternativa 3** :  $84/5 = 16.8$  años.
- **Alternativa 4** :  $70/5 = 14.0$  años.

## **IV.1 SOLUCION ECONOMICA**

El programa de producción de un tajo abierto muestra que la remoción del material estéril (tepetate) tiene lugar algunos años antes de que las operaciones de minado de mineral se lleven a efecto. En el caso de la minería subterránea, también se tienen que realizar inversiones similares (obras de preparación), antes de que empiecen los trabajos de explotación de mineral.

Lo anterior significa que para determinar la profundidad óptima de un tajo abierto, se tiene que estimar el valor del capital para ambos tipos de sistemas de minado: superficial y subterráneo.

Primeramente se calcula el valor del capital de ingresos y costos para el período de explotación a tajo abierto, asumiendo una tasa de interés del 15%. Para fines de cálculo, se considera que el costo de minado, tanto de mineral como de tepetate es de 0.90 dólares por tonelada; los costos de tratamiento metalúrgico, 1.20 dólares por tonelada de mineral, y los costos de pelletización a razón de 3.0 dólares por tonelada de concentrado.

Los costos generales fijos se consideran del orden de 10 millones de dólares anuales. En realidad los costos de minado se elevarán un poco a medida que el tajo se vaya profundizando y las distancias de acarreo se incrementen, pero no al grado de afectar severamente los resultados económicos.

Cuando el minado se continúe por métodos subterráneos, la Compañía tendrá que invertir 70 millones de dólares debido a que los costos de producción de mineral se elevarían a 3.30 dólares por tonelada extraída, conservándose los mismos costos de beneficio, pelletización y generales que se estimaron durante la etapa de explotación superficial. Los costos de flete para los pellets entre la planta de concentración y las acerías o fundiciones, se pagarán a razón de 5.50 dólares por tonelada de pellets transportada.

Para efectuar cálculos reales, será necesario elaborar un diseño de la futura mina subterránea que conteste a las siguientes interrogantes:

- 1. ¿Que tipo de sistema de acarreo interior se debe emplear?*
- 2. ¿Se puede acarrear alguna porción del mineral con camiones?*
- 3. ¿Cuales son los medios de transporte y acarreo que se deben emplear en la mina subterránea?... ¿camiones? ¿bandas? ¿locomotoras?*

Para el ejemplo que se ha manejado, se considera que la selección del sistema de transporte interior cae dentro del acarreo convencional a través de un nivel principal de arrastre, empleando camiones diesel de bajo perfil.

La tabla 5 proporciona un resumen del análisis económico que para un solo año se realizó para varias alternativas, asumiendo un ángulo de talud en el límite final del tajo de 45°.

Las cuatro alternativas se refieren a los diferentes tonelajes de tepetate que tienen que ser removidos y sus correspondientes costos (para diferentes profundidades), de acuerdo con cálculos previos realizados para este ejemplo (ver páginas anteriores).

- **Alternativa 1** : 5.2 mill/ton/año x \$ 0.90/ton = \$ 4.7 mill/año
- **Alternativa 2** : 8.2 mill/ton/año x \$ 0.90/ton = \$ 7.4 mill/año
- **Alternativa 3** : 11.3 mill/ton/año x \$ 0.90/ton = \$10.2 mill/año
- **Alternativa 4** : 14.6 mill/ton/año x \$ 0.90/ton = \$13.1 mill/año

Se consideran también dos posibles precios de venta del producto terminado (pellets):

- a) @ 22.00 dlls/ton
- b) @ 23.00 dlls/ton

MOVIMIENTO	ALTERNATIVAS A TAJO ABIERTO (millones de dólares al año)			
	1	2	3	4
Ingresos (@ \$ 22.0/t pellets) (3 mill t/año) (\$ 22.0/t)	66.0	66.0	66.0	66.0
Ingresos (@ \$ 33.0/t pellets) (3 mill t/año) (\$ 33.0/t)	99.0	99.0	99.0	99.0
Costos por concepto de remoción de tepetate	4.7	7.4	10.2	13.1
Costos de minado (5 mill t/año) (\$ 0.90/t)	4.5	4.5	4.5	4.5
Costos de tratamiento (5 mill t/año) (\$ 1.20/t)	6.0	6.0	6.0	6.0
Costos de pelletización (3 mill t/año) (\$ 3.00/t)	9.0	9.0	9.0	9.0
Costo de flete (3 mill t/año) (\$ 5.50/t)	16.5	16.5	16.5	16.5
Costos misceláneos	10.0	10.0	10.0	10.0
<b>TOTAL DE COSTOS</b>	<b>50.7</b>	<b>53.4</b>	<b>56.2</b>	<b>59.1</b>
<b>UTILIDADES</b> (Ingresos-costos totales)				
@ \$ 22.00/ton pellets	15.3	12.6	9.8	6.9
@ \$ 33.00/ton pellets	48.3	45.6	42.8	39.9

**Tabla 5 RESUMEN DEL ANALISIS ECONOMICO PARA DIFERENTES ALTERNATIVAS DE MINADO SUPERFICIAL**

El siguiente paso es estimar el valor del capital para después restarlo de los costos de descapote (ver tabla 6). No es necesario tomar en cuenta inversiones iniciales, como son la instalación de las plantas de beneficio y de pelletizado, dado que se puede asumir que éstas son las mismas para todas las alternativas.

	<b>ALTERNATIVAS A TAJO ABIERTO</b> (millones de dólares al año)			
	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>
<b>Vida útil de la mina (años)</b>	7.0	10.5	14.0	17.5
<b>Valor capital @ \$ 22.0/ton</b>				
63.6				
(\$ 15.3 mill/año) (4.16)		64.5		
(\$ 12.6 mill/año) (5.12)			56.0	
(\$ 9.8 mill/año) (5.72)				41.9
(\$ 6.9 mill/año) (6.08)				
<b>Valor capital @ \$ 33.0/ton</b>				
200.9				
(\$ 48.3 mill/año) (4.16)		233.4		
(\$ 45.6 mill/año) (5.12)			244.8	
(\$ 42.8 mill/año) (5.72)				242.5
(\$ 39.9 mill/año) (6.08)				
<b>Costo total de descapote</b> (@ \$ 0.70/ton)				
5.0				
(\$ 7.4 mill/ton) (\$0.70)		7.2		
(\$ 10.3 mill/ton) (\$0.70)			9.0	
(\$ 12.8 mill/ton) (\$0.70)				12.2
(\$ 17.4 mill/ton) (\$0.70)				
<b>Valor neto capital</b> (Valor capital-descapote)				
@ \$ 22.00/ton pellets	<b>58.6</b>	<b>57.3</b>	<b>47.1</b>	<b>29.7</b>
@ \$ 33.00/ton pellets	<b>195.9</b>	<b>226.3</b>	<b>235.8</b>	<b>230.4</b>

**Tabla 6 ESTIMACION DEL VALOR DE CAPITAL PARA DIFERENTES ALTERNATIVAS DE MINADO SUPERFICIAL**

Los valores mostrados, indican que a un precio de venta de 22.00 dólares por tonelada de pellets, la operación de minado a tajo abierto hasta una profundidad de 100 m es rentable. A 33.00 dólares por tonelada de pellets, se recomienda profundizar hasta 200 metros.

Ahora se debe considerar la posibilidad del minado subterráneo; para lo cual la tabla 7 muestra el resumen del análisis económico:

	<b>ALTERNATIVAS SUBTERRANEO</b> (millones de dólares al año)			
	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>
Costos @ \$ 22.00/t pellets (3 mill de t/año) (\$ 22.0/t)	66.0	66.0	66.0	66.0
Ingresos @ \$ 33.00/t pellets	99.0	99.0	99.0	99.0
Costos de minado (6 mill de t/año) (\$ 3.3/t)	19.8	19.8	19.8	19.8
Costos de tratamiento (6 mill de t/año) (\$ 1.2/t)	7.2	7.2	7.2	7.2
Costos de pelletización (3 mill de t/año) (\$ 3.0/t)	9.0	9.0	9.0	9.0
Costos de flete (3 mill de t/año) (\$ 6.5/t)	16.5	16.5	16.5	16.5
Costos misceláneos	10.0	10.0	10.0	10.0
<b>TOTAL DE COSTOS</b>	62.5	62.5	62.5	62.5
<b>UTILIDADES</b> (Ingresos-costos totales)				
@ \$ 22.0/t pellets	<b>3.5</b>	<b>3.5</b>	<b>3.5</b>	<b>3.5</b>
@ \$ 33.0/t pellets	<b>36.5</b>	<b>36.5</b>	<b>36.5</b>	<b>36.5</b>

**Tabla 7 RESUMEN DEL ANALISIS ECONOMICO PARA DIFERENTES ALTERNATIVAS DE MINADO SUBTERRANEO**

El valor del capital para la operación subterránea fue calculado en la misma forma que se hizo para el minado superficial, restando después los costos de inversión, cuyo resultado es el valor neto de capital para cada alternativa (tabla 8).

Los resultados indican que no es rentable la operación subterránea, si el precio de los pellets es de 22.00 dólares por tonelada.

	<b>ALTERNATIVA SUBTERRANEA</b> (millones de dólares)			
	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>
<b>Vida útil de la mina (años)</b>	22.4	19.6	16.8	14.0
<b>Valor de capital @ \$22.00/t</b>				
(3.5 mill/año)(6.38)	22.3			
(3.5 mill/año)(6.25)		21.8		
(3.5 mill/año)(6.02)			21.0	
(3.5 mill/año)(5.72)				20.0
<b>Valor de capital @ \$33.00/t</b>				
(36.5 mill/año)(6.38)	231.8			
(36.5 mill/año)(6.25)		228.1		
(36.5 mill/año)(6.02)			219.7	
(36.5 mill/año)(5.72)				208.7
<b>INVERSION</b>	<b>70.0</b>	<b>65.0</b>	<b>60.0</b>	<b>55.0</b>
<b>VALOR NETO DE CAPITAL</b>				
@ \$ 22.0/ton pellets	<b>-47.7</b>	<b>-43.1</b>	<b>-38.9</b>	<b>-43.9</b>
@ \$ 33.0/ton pellets	<b>162.8</b>	<b>163.1</b>	<b>159.7</b>	<b>153.8</b>

**Tabla 8 ESTIMACION DEL VALOR DE CAPITAL PARA LAS ALTERNATIVAS DE MINADO SUBTERRANEO**

Ahora se hará una comparación entre estos valores de capital y los calculados para el de minado superficial. Para hacerlo, se estiman los valores de capital para ambas operaciones en el mismo año.

	GANANCIA EN MINADO SUBTERRANEO (millones de dólares)			
	1	2	3	4
@ \$ 22.00 t/pellets	0.00	0.00	0.00	0.00
@ \$ 33.00 t/pellets				
7.0 años (162.8)(0.38)	61.9			
10.5 años (163.1)(0.23)		37.2		
14.0 años (159.8)(0.14)			22.4	
17.5 años (153.8)(0.08)				12.3

**Tabla 9. ESTIMACION DEL VALOR DE CAPITAL PARA LAS ALTERNATIVAS DE MINADO SUBTERRANEO, AL PRINCIPIO DE LA OPERACION SUPERFICIAL**

Los valores registrados en la tabla 9, sumados a sus correspondientes valores para el minado superficial, dan por resultado los valores registrados en la tabla 10.

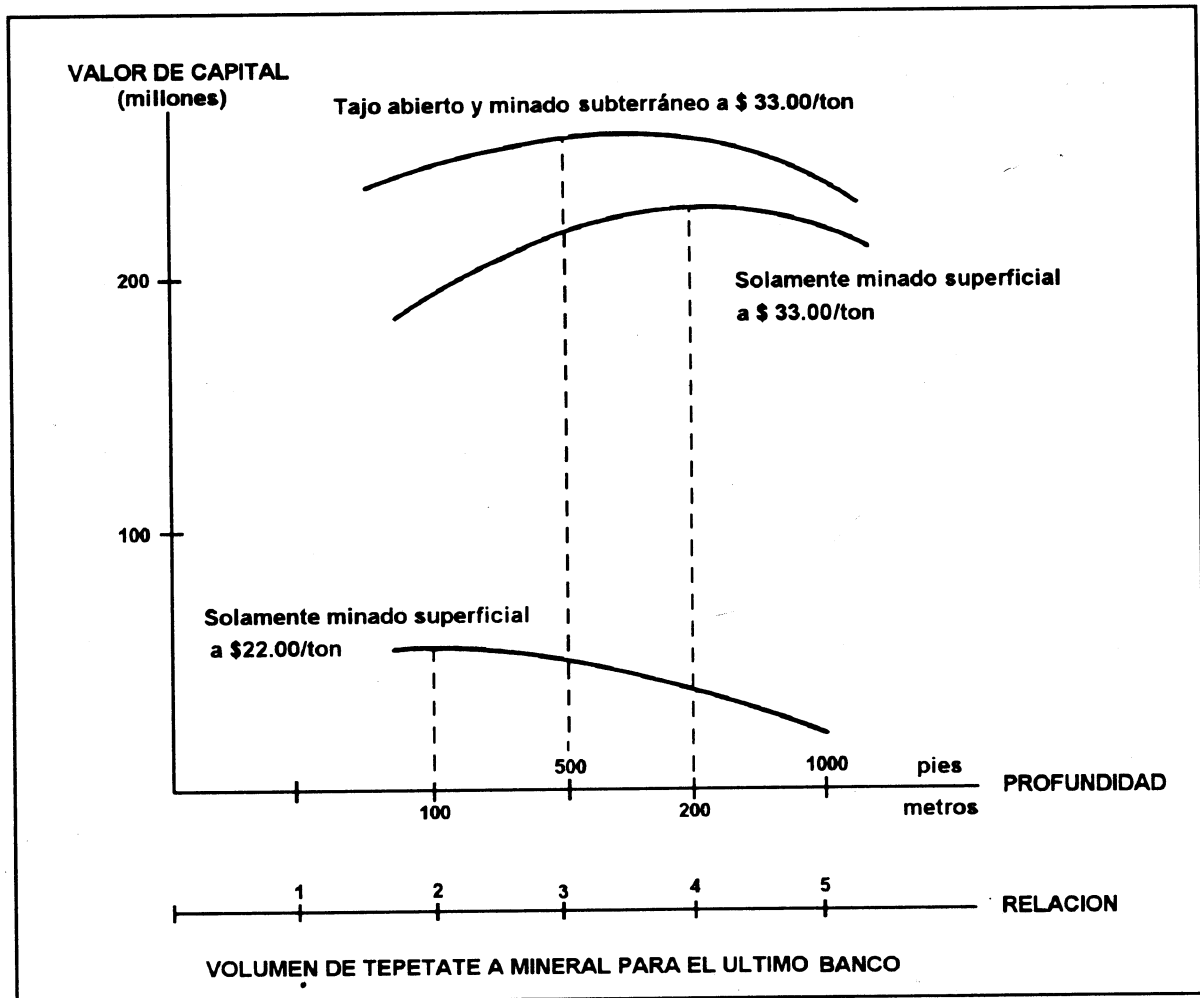
	1	2	3	4
<b>VALOR TOTAL DEL CAPITAL</b> (millones de dólares) @ \$ 22.00 ton/pellets				
Superficial	58.6	57.4	47.2	29.6
Subterráneo	00.0	00.0	00.0	00.0
	----	----	----	----
	58.6	57.4	47.2	29.6
<b>VALOR TOTAL DEL CAPITAL</b> (millones de dólares) @ \$ 33.00 ton/pellets				
Superficial	196.9	226.4	236.0	230.2
Subterráneo	61.9	37.5	22.4	12.3
	----	----	----	----
	257.8	263.9	258.4	242.5

**Tabla 10 RESUMEN DEL TOTAL DE LOS VALORES DE CAPITAL PARA LAS DIFERENTES ALTERNATIVAS**



Por lo tanto, la posibilidad de un minado subterráneo @ 33.00 dólares por tonelada de pellets, significa que se debe limitar el minado superficial a la alternativa de 150 m de profundidad, antes de cambiar de sistema.

Los resultados gráficos mostrados en la figura 20 revelan que para el último banco se puede minar hasta tres veces más tepetate y mineral, con la posibilidad de cambiar a un sistema de minado subterráneo, si el precio es de \$ 33.00 ton/pellets; y hasta cuatro veces ése volumen, si no se puede cambiar de sistema.



**Figura 20 VALOR DEL CAPITAL PARA DIFERENTES PROFUNDIDADES A TAJO ABIERTO**  
(Nilsson, D. 1982)

Lo anterior podrá constituir un valor mínimo absoluto. El incremento más acelerado en costos para el minado subterráneo (como ya se vió), podrá cambiar el punto óptimo sugerido en favor de una operación superficial más profunda.

También, los cálculos realizados se refieren a mineral de magnetita, el cual resulta más adecuado para un minado subterráneo debido a sus propiedades magnéticas, gracias a las cuales resulta más sencilla la separación del tepetate de dilución, y su alta densidad lo hace más adecuado para su manejo en espacios restringidos disponibles en las minas subterráneas. Si las estimaciones se hubieran hecho en base a minerales diferentes, muy probablemente hubiera resultado más económico minar por tajo abierto a mayor profundidad.

## **IV.2 INFLUENCIA DE FACTORES DIVERSOS EN LA SITUACION ECONOMICA**

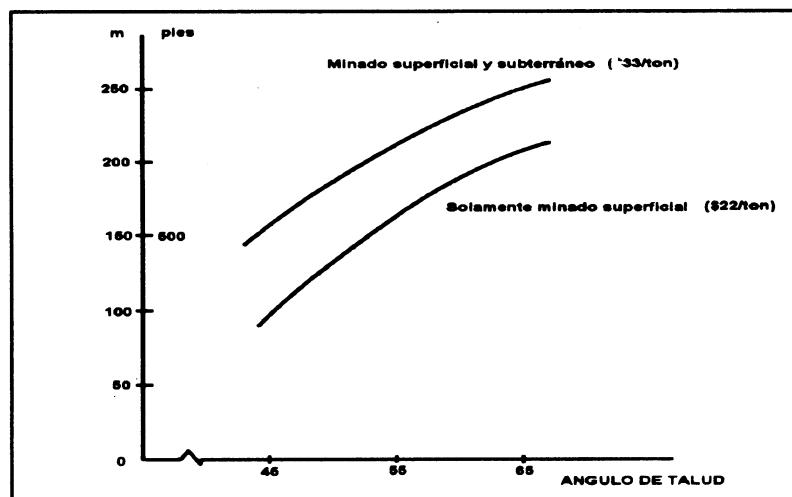
### **A. IMPACTO DEL ANGULO DE TALUD**

La limitación más importante en un tajo, es la cantidad de roca estéril que se tiene que remover, para dejar expuesto el mineral que se va a explotar. El volumen de estéril, estará en función directa del ángulo del talud final del tajo. El talud de la obra cobra importancia a medida que la mina profundiza, dado que una gran cantidad de tepetate (siempre creciente) deberá ser removido antes de que el mineral pueda ser explotado. Por tanto, se podrán realizar ahorros considerables, si técnica y geológicamente se puede evitar la remoción de parte de este material estéril.

Hoy en día los taludes finales de un tajo son diseñados con la intención de evitar al máximo los desprendimientos de las paredes, reduciendo al mínimo la posibilidad de accidentes y, al mismo tiempo, asegurar una buena producción en la mina. Para incrementar los ángulos del talud, se debe evaluar primero los riesgos de accidentes e interrupciones en la producción. Incrementando el ángulo del talud, puede suceder lo siguiente:

- 1) Se reducen los costos de remoción de tepetate, dejando sin cambio la profundidad del tajo.
- 2) Se profundiza la obra y se extiende su vida productiva.

La figura 21 muestra cómo varía la profundidad de un tajo con relación a los taludes del límite final.



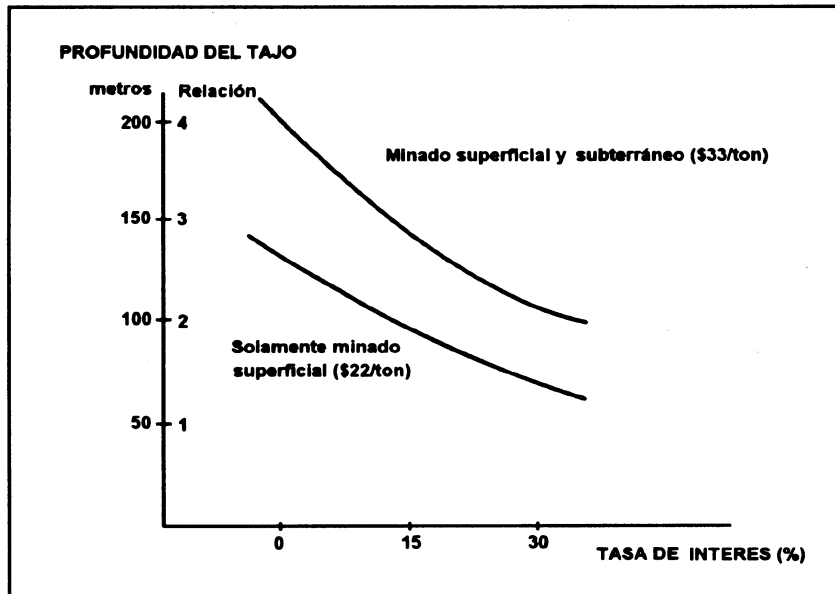
**Figura 21 PROFUNDIDAD ÓPTIMA DEL TAJO ABIERTO, EN FUNCION DEL ANGULO DEL TALUD**  
(Nilsson, D. 1982)

Limitando el talud final a un rango realista, por ejemplo 45-55°, se deduce que para un minado superficial exclusivamente, resulta más económico continuar hasta una profundidad de 200 m en lugar de 150 (820 pies en lugar de 500), lo que se traducirá en un incremento en el valor de capital de la mina.

Los números anteriores no incluyen ningún costo vinculado con las operaciones involucradas en el incremento del ángulo del talud. El ángulo óptimo del talud únicamente podrá ser determinado si se conocen perfectamente las condiciones de la roca, del agua y de todos los demás factores de riesgo que en un momento dado pudieran poner en peligro la estabilidad de las paredes. Se puede pensar en algunos avances por medio de un diseño minucioso de la red de drenaje dentro del tajo. El incremento de los ángulos de talud es una tecnología relativamente nueva que presupone la interacción entre geotécnicos, ingenieros civiles, especialistas en diseño de redes de drenaje y especialistas en diseño de minas a tajo abierto. En décadas venideras se esperan grandes progresos en este campo.

## B. IMPACTO DE LAS TASAS DE INTERES

*¿Qué cambios se operarían en los resultados obtenidos, si la tasa de interés se cambiara?*, por ejemplo usar una tasa de interés del 0%, significaría que el valor del dinero a través del tiempo sería desperdiciado. El resultado, como una función de la tasa de interés usada, se refleja en la figura 22 (asumiendo un talud final de 45°, para el ejemplo de la mina "El Tigre"). Una disminución en la tasa de interés de 15% al 0% (15% es lo que se ha venido empleando en el ejemplo), o un incremento hasta el 30%, significaría que la profundidad óptima cambiaría en aproximadamente 50 m (150 pies). La gráfica ilustra la importancia de considerar la tasa de interés más apropiada, o sea, el valor adecuado del dinero a través del tiempo.



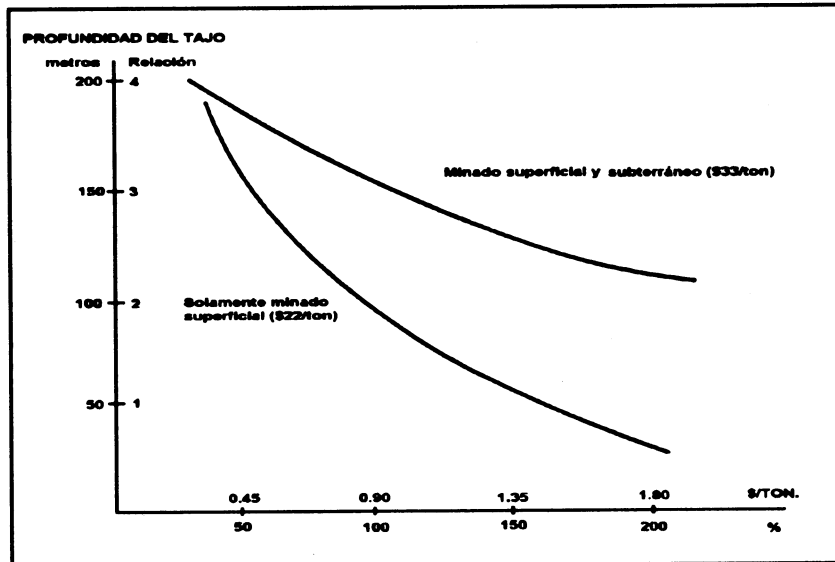
**Figura 22 PROFUNDIDAD OPTIMA EN FUNCION DE LA TASA DE INTERES**  
*(Angulo de talud:45°. Relación: tepetate-mineral en volumen)*  
 (Nilsson, D. 1982)

### C. IMPACTO DE LOS COSTOS DE MINADO

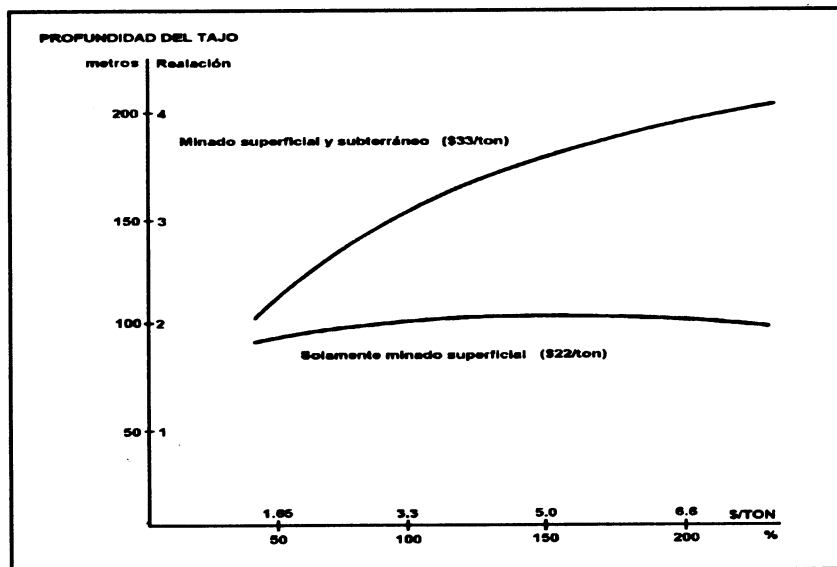
Los costos de minado que se han empleado en el ejemplo, son hipotéticos al igual que el propio depósito, por lo tanto, resultará interesante estudiar los resultados obtenidos en función de los costos empleados en el desarrollo del ejemplo.

Costos de operación más bajos en el minado superficial a costos más altos en el minado subterráneo, significarán tajos más profundos y productivos. Costos más altos a tajo abierto o costos más bajos en minado subterráneo, significarán más toneladas minadas por métodos subterráneos.

La gráfica de la figura 23 ilustra los cambios que se operarían en cuanto a la profundidad del tajo, conforme los costos de operación a cielo abierto varíen.



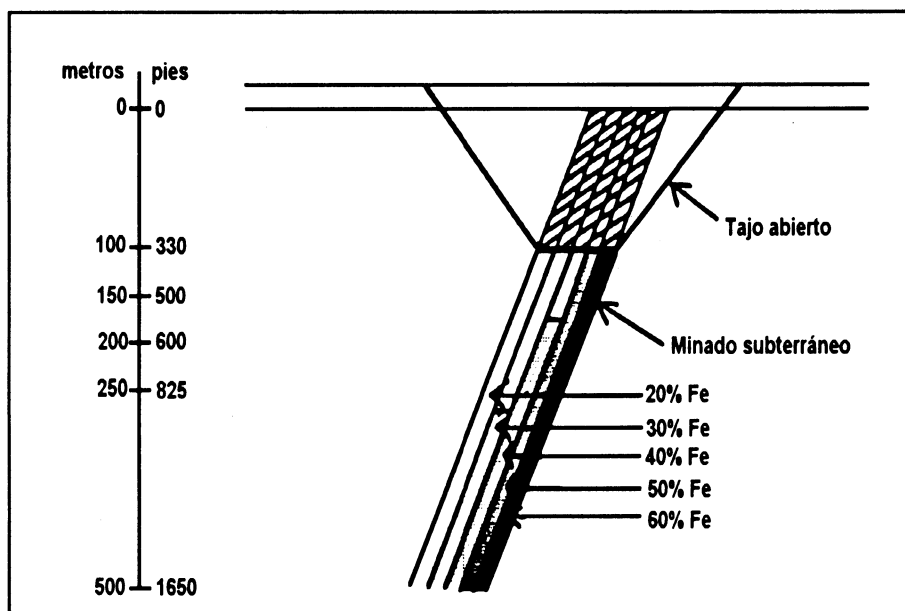
**Figura 23 PROFUNDIDAD OPTIMA EN FUNCION DE LOS COSTOS DE OPERACION EN UN TAJO ABIERTO**  
*(Los costos de inversión para el minado subterráneo se mantuvieron constantes)*  
 (Nilsson, D. 1982)



**Figura 24 PROFUNDIDAD OPTIMA EN FUNCION DE LOS COSTOS DE MINADO SUBTERRANEO**  
*(Los costos de inversión para el minado superficial se mantuvieron constantes)*  
 Angulo del talud: 45°; Relación de descapote en volumen

## D. IMPACTO DE LA VARIACION EN CONTENIDO METALICO

Las variaciones en el contenido metálico del cuerpo mineral no han sido consideradas. Se asume que el depósito está formado por cinco rebanadas de 20 m (66 pies) de ancho, y que la rebanada más cercana al respaldo del bajo es la que tiene el mayor contenido de hierro. Dicho contenido metálico disminuye gradualmente a medida que se aproxima al respaldo del alto. El contenido promedio de hierro es el mismo que se ha venido empleando; o sea, 40%. A medida que el nivel de trabajo profundice, se hace obligatorio el minado de proporciones cada vez más grandes en las secciones de menor contenido metálico, con objeto de cumplir con los requerimientos de producción y de ley promedio (figura 25).



**Figura 25 LEYES DE CORTE PARA EL MINADO SUPERFICIAL Y SUBTERRANEO**

*(Las áreas achuradas representan zonas costeables)*

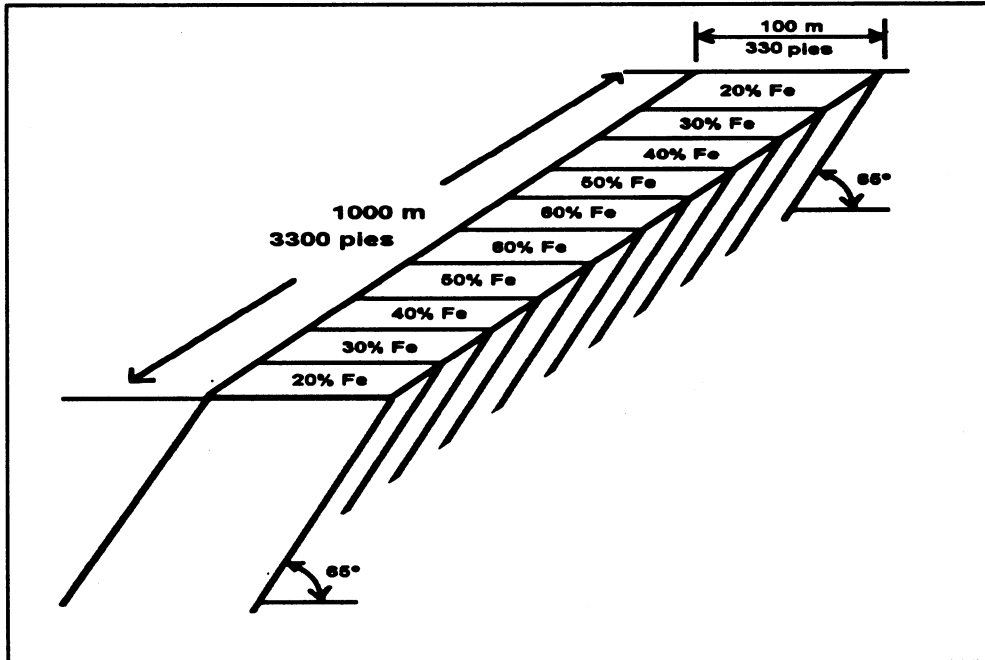
(Nilsson, D. 1982)

La siguiente pregunta que surge es: *¿Cuál deberá ser el contenido de hierro en la roca minada para que ésta pueda ser considerada como mineral y sea enviada a la planta de tratamiento?* Los cálculos realizados muestran que en la operación de minado a tajo abierto todo el mineral que presenta un contenido mínimo del 20%, debe ser minado.

Desde el punto de vista de la compañía, no resulta rentable trabajar mineral de baja ley por métodos subterráneos mientras existan suficientes reservas de mineral de alta ley; por lo tanto con un minado subterráneo inicial, el material minado deberá poseer un contenido de hierro de cerca del 50% o más; sin embargo, a medida que la vida productiva de la mina se acorte, este límite podrá ser reducido a aproximadamente 30%.

## DIFERENTES PROFUNDIDADES EN DIFERENTES SECCIONES

Si el contenido de fierro varía a lo largo del cuerpo mineral, la profundidad en las diferentes secciones transversales también se verán afectadas. Para el cuerpo mineral "El Tigre", se asume que la parte media contiene 60% de fierro y que dicho contenido decrece de una sección a otra a medida que los trabajos avanzan del centro hacia las orillas (figura 26). La ley promedio de todo el cuerpo, al igual que en el caso anterior, será de 40% de fierro.



**Figura 26 CUERPO MINERAL "EL TIGRE", MOSTRANDO LA VARIACION EN CONTENIDO DE Fe PARA DIFERENTES SECCIONES**  
(Nilsson, D. 1982)

Cada una de las secciones transversales tiene un área de 100 m<sup>2</sup>, lo que significa que con la misma velocidad de profundización que se mencionó, se minarán 0.5 millones de toneladas al año en cada sección (tabla 11).

SECCION	Fe (%)	PRODUCCION ANUAL (millones/ton)	
		MINERAL	PELLETS
1	20.0	0.5	0.14
2	30.0	0.5	0.22
3	40.0	0.5	0.30
4	50.0	0.5	0.38
5	60.0	0.5	0.46
6	60.0	0.5	0.46
7	50.0	0.5	0.38
8	40.0	0.5	0.30
9	30.0	0.5	0.22
10	20.0	0.5	0.14
<b>T O T A L</b>		<b>5.0</b>	<b>3.00</b>

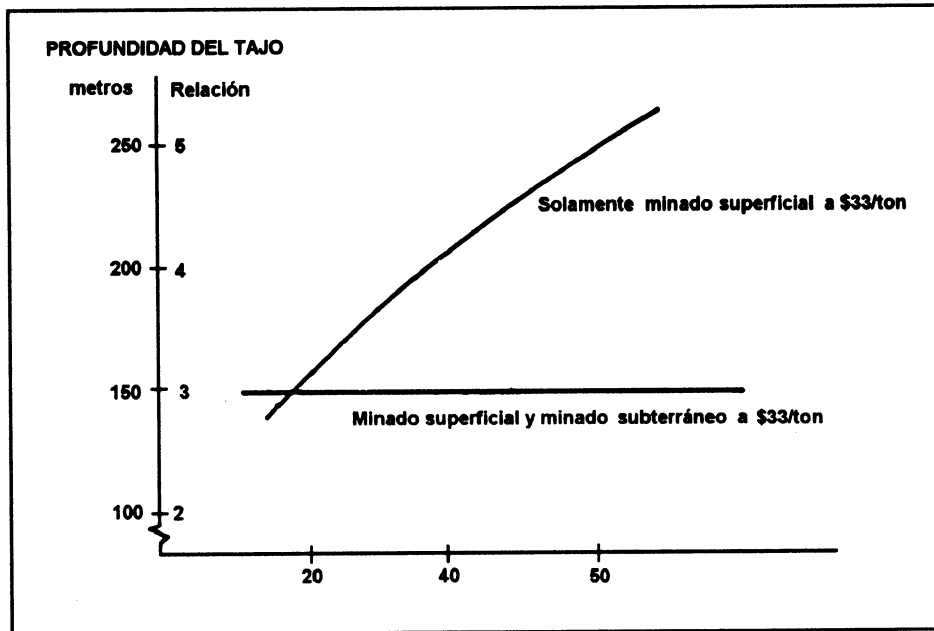
**Tabla 11 PRODUCCION POTENCIAL DE CADA SECCION CON DIFERENTES CONTENIDOS**

A medida que los contenidos metálicos de hierro se reducen en una determinada sección, la producción anual de pellets también se verá disminuida y, consecuentemente, los ingresos de la empresa se verán afectados en la misma proporción, en tanto que los costos de operación por concepto de descapote, remoción de tepetate, explotación de mineral, tratamiento metalúrgico, etc. son los mismos para todas las secciones.

Con objeto de determinar la profundidad a la que se deberá minar en cada una de las secciones, se tendrá que estudiar la rentabilidad del proyecto como una función de dicha profundidad para cada sección en particular. Esto se podrá hacer a través del cálculo del valor de capital para las diferentes profundidades y secciones. Una segunda alternativa será la de calcular el valor por tonelada para diferentes contenidos metálicos, deteniendo el minado superficial a la profundidad en donde estos valores sean igual a cero, en el supuesto caso de que no fuera posible realizar un minado subterráneo posterior. En estos cálculos se deberán incluir tanto los costos de remoción de tepetate como los costos de interés, en virtud de que los trabajos de descapote deberán empezar algunos años antes de que empiece la producción de mineral. Dichas estimaciones se pueden complicar, por lo que siempre resultará más recomendable el método del valor de capital.

El resultado del estudio de rentabilidad para cada sección del ejemplo, aparece registrado en la figura 26. Si el contenido de hierro se incrementa del 20 al 60%, el tajo se podrá profundizar aproximadamente 150 m más, y la relación de descapote tepetate-mineral se podrá incrementar de 2 a 5 aproximadamente, o sea, de 2:1 a 5:1.





**Figura 27 PROFUNDIDAD OPTIMA DEL TAJO EN DIFERENTES SECCIONES**  
*(En función del contenido de hierro)*  
 (Nilsson, D. 1982)

El efecto del minado subterráneo, podrá ser estudiado de la misma forma. La posibilidad de minado subterráneo significa que el tajo no deberá ser profundizado más allá de 150 m., aun cuando el contenido metálico de hierro tienda a incrementarse.

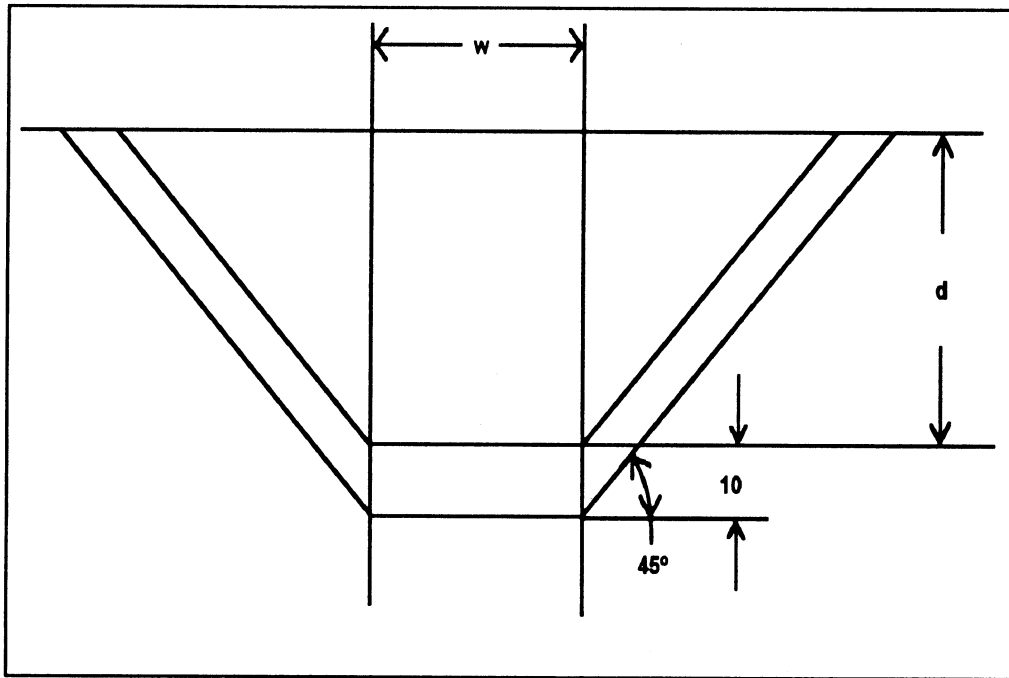
### E. IMPACTO DE LA VARIACION DE POTENCIA EN LAS SECCIONES

Partiendo de la hipótesis de que el depósito original posee anchos diversos en sus secciones, se llega a la conclusión de que dicho efecto deberá ser evaluado. Para un tajo abierto de diseño idealizado, los volúmenes de roca estéril que se deben remover, son exáctamente los mismos volúmenes en todas sus secciones transversales, aunque existen algunas excepciones como se ha venido constatando. Por ejemplo, cuando el contenido metálico o los costos de minado subterráneo son diferentes en distintas secciones transversales.

Si se tiene una alternativa donde se desea minar el doble de tepetate en relación al mineral (2:1) en el último banco de 10 m y en base a una sola sección transversal, se tendrá un tajo con una profundidad igual a su ancho (figura 28).

$$\frac{(d + 10)^2 - (d)^2}{(10)(w)} = 2$$

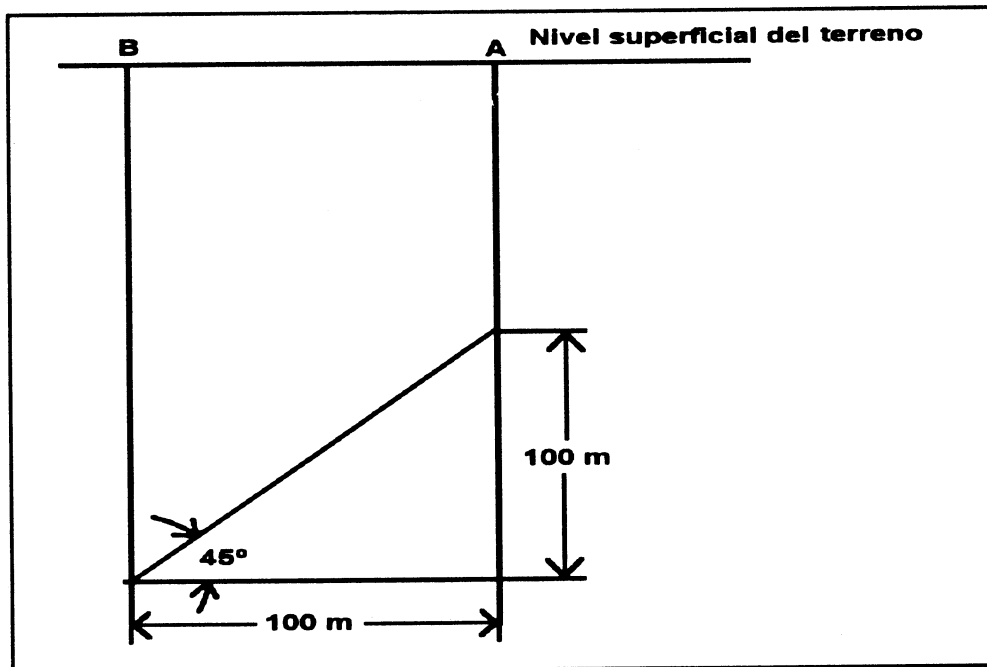
$$d = w$$



**Figura 28 TAJO ABIERTO CON PROFUNDIDAD IGUAL A SU ANCHO**

Pero existen dos razones por las cuales no se puede usar la profundidad obtenida de esta forma para el diseño final del tajo:

- 1) El ángulo del talud deberá ser el mismo en todas direcciones, lo que implica que si el ángulo es de 45°, la diferencia máxima entre dos secciones (A y B) no puede ser mayor de 100 m (ver figura 29).
- 2) Si se profundiza el tajo en una sola sección, la cantidad de tepetate que se requerirá retirar se incrementará en las otras secciones transversales.



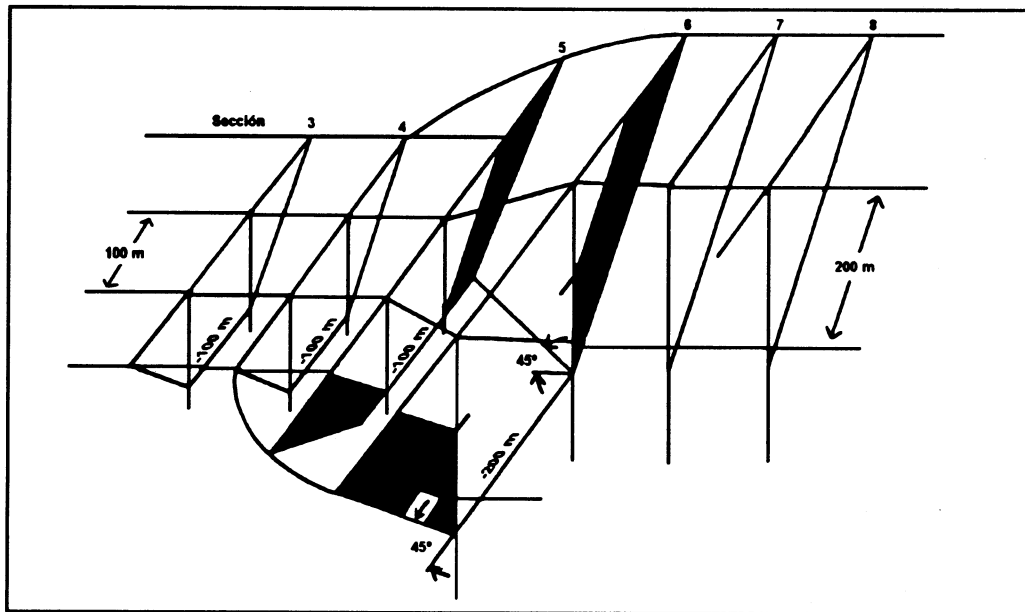
**Figura 29 DIFERENCIA MAXIMA ENTRE SECCIONES**  
(Angulo de talud = 45°)

Considérese un cuerpo mineral simple, con las siguientes potencias (anchos):

Secciones de la 1 a la 5 = 100 m  
Secciones de la 6 a la 10 = 200 m

Supóngase que se desea minar el doble de tepetate que de mineral en el último banco (lo que significa una profundidad de 100 m en la sección 5) si únicamente se estuviera analizando esta sección.

Minar una cantidad doble de tepetate en el último banco representaría una profundidad de 200 m en la sección (si únicamente se analizara ésta). Pero tal y como se muestra la figura 30, profundizar hasta 200 m en la sección 6, significaría un aumento considerable de tepetate por remover en la sección 5. Por lo tanto, no se podrá minar hasta 200 m en la sección 6 y seguir manteniendo la relación de descapote de 2:1. Lo que se debe hacer, es profundizar en la sección 5 y reducir la profundidad en la sección 6.



**Figura 30 REMOCION DE TEPETATE EN LA SECCION No. 6**

*(El área sombreada representa el tepetate por remover en caso de que la sección 6 se profundice de 100 a 200 m)  
(Nilsson, D. 1982)*

#### **F. IMPACTO DE LA REMOCION DE TEPETATE PARA CAMINOS DE ACARREO**

La cantidad de tepetate que tiene que ser removido de los caminos de acarreo, deberá ser particularmente considerada, sobre todo si se desea profundizar el tajo en sólo una o dos secciones. A manera de ejemplo se considerará lo que sucedería si se profundiza el tajo de 100 a 110 m, en una sección.

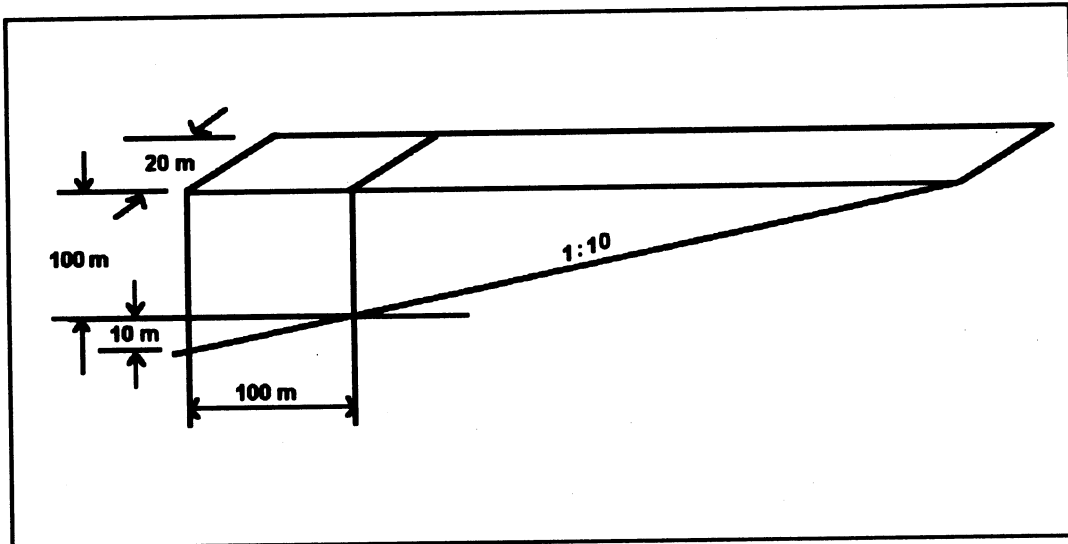
La cantidad de mineral que se obtendría de un banco de 10 m de altura en una sección de 100 m de ancho por 100 de largo, sería:

$$V = (10)(100)(100) = 100,000 \text{ m}^3$$

y la cantidad de tepetate que se tendría que remover para cada banco de 10 m de altura a partir del nivel 100 m sería:

$$I (100 + 10)^2 - (100)^2 (I)(100) = 200,000 \text{ m}^3$$

Lo que significa una relación de 2:1 para el banco comprendido entre los niveles 100 y 110 m. La cantidad de tepetate que se debe remover se ilustra en la figura 31.



**Figura 31 CAMINO DE ACARREO HASTA EL FONDO DEL TAJO**

La decisión de profundizar otros 10 m a partir del nivel 100, significará un incremento en la remoción de tepetate para el camino de acarreo de:

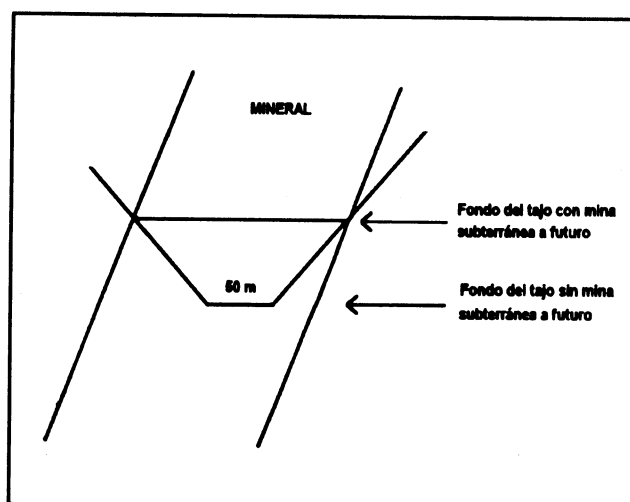
$$\left(\frac{100 + 110}{2}\right) (100 \text{ m long})(20 \text{ m ancho}) = 200,000 \text{ m}^3$$

La conclusión es que debido a los caminos de acarreo, la relación de descapote tepetate-mineral se incrementará de 2:1 a 4:1, por lo que se deberá considerar detenidamente la decisión de profundizar en una o más secciones.

### **G. IMPACTO DE LA FUTURA MINA SUBTERRANEA EN EL DISEÑO DEL TAJO**

La posibilidad de un minado subterráneo a futuro, significa que la hipotética mina a tajo abierto estará limitada a una profundidad de 150 m. Considerando esto, cuando se planea el fondo del tajo, éste deberá ser diseñado en forma adecuada para que a futuro sea posible el minado subterráneo de los niveles inferiores.

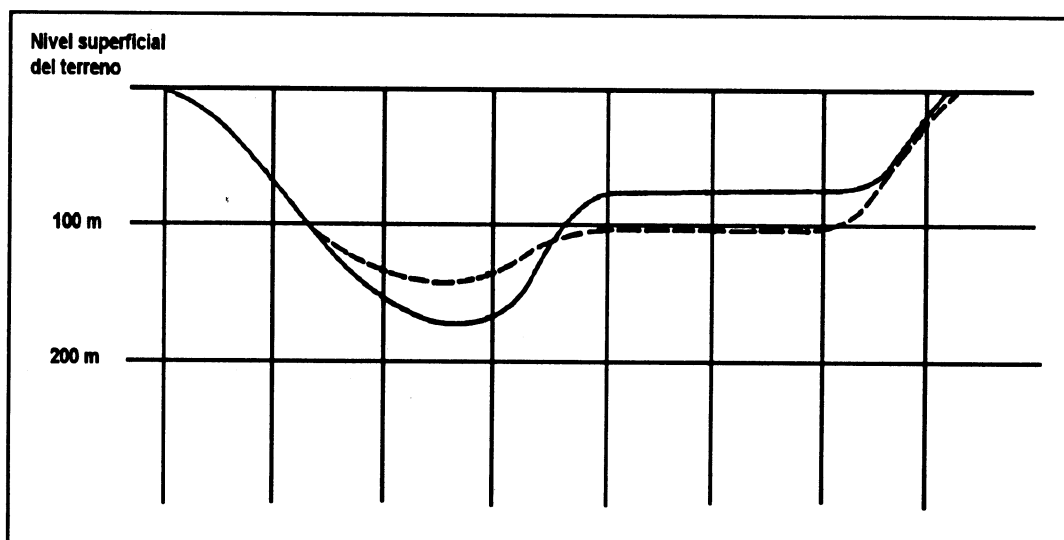
Siempre será posible el tumbado de mineral con un ancho mínimo de banco de 50 m; sin embargo, en aquellos lugares donde el cuerpo exceda de 50 m, la profundidad del tajo podrá ser llevada hasta que se alcance el ancho mínimo sin que se tenga que remover ninguna cantidad adicional de tepetate. Pero si se planea continuar el minado con métodos subterráneos, lo más probable es que se tenga que dejar un fondo plano en el último banco (figura 32).



**Figura 32 FONDO DEL TAJO CON Y SIN FUTURA MINA SUBTERRANEA**

Como se ha hecho hincapié, el minado superficial se podrá efectuar mientras el costo de la última tonelada extraída no exceda los costos asociados al minado subterráneo para la obtención de dicha tonelada, a pesar de que los costos de explotación por vía subterránea, puedan variar en las diferentes partes del depósito.

La figura 33 muestra una sección longitudinal del depósito. En la porción del lado izquierdo, los anchos son mayores que en el lado derecho, lo que significa que el tajo podrá profundizarse más en esas secciones.



**Figura 33 SECCION LONGITUDINAL DEL DEPOSITO**

La parte del depósito comprendida entre los 100 y 200 m que no será minada a tajo abierto, posiblemente requerirá de algunas instalaciones subterráneas especiales muy caras para su extracción, por lo que tal vez sea conveniente profundizar un poco más el tajo en esa parte, con objeto de evitar algunos de esos gastos. El ancho del cuerpo en tales secciones es menor, lo que quiere decir que el depósito es más pequeño ahí, por lo que la inversión deberá ser "distribuida" en un tonelaje menor en lugar de que sea en secciones más anchas, lo cual en su momento, representará costos más altos por tonelada de mineral producida. En las secciones anchas los costos de minado subterráneo serán más baratos por tonelada, lo que se traducirá en un tajo abierto más somero (menos profundo).

Por todo lo anterior, para tomar la decisión más correcta, será necesario realizar un anteproyecto de la mina subterránea y estudiar la forma en que cambiarán los costos en las diferentes secciones, si la profundidad del tajo varía.

### ***IV.3 DISEÑO FINAL DEL TAJO***

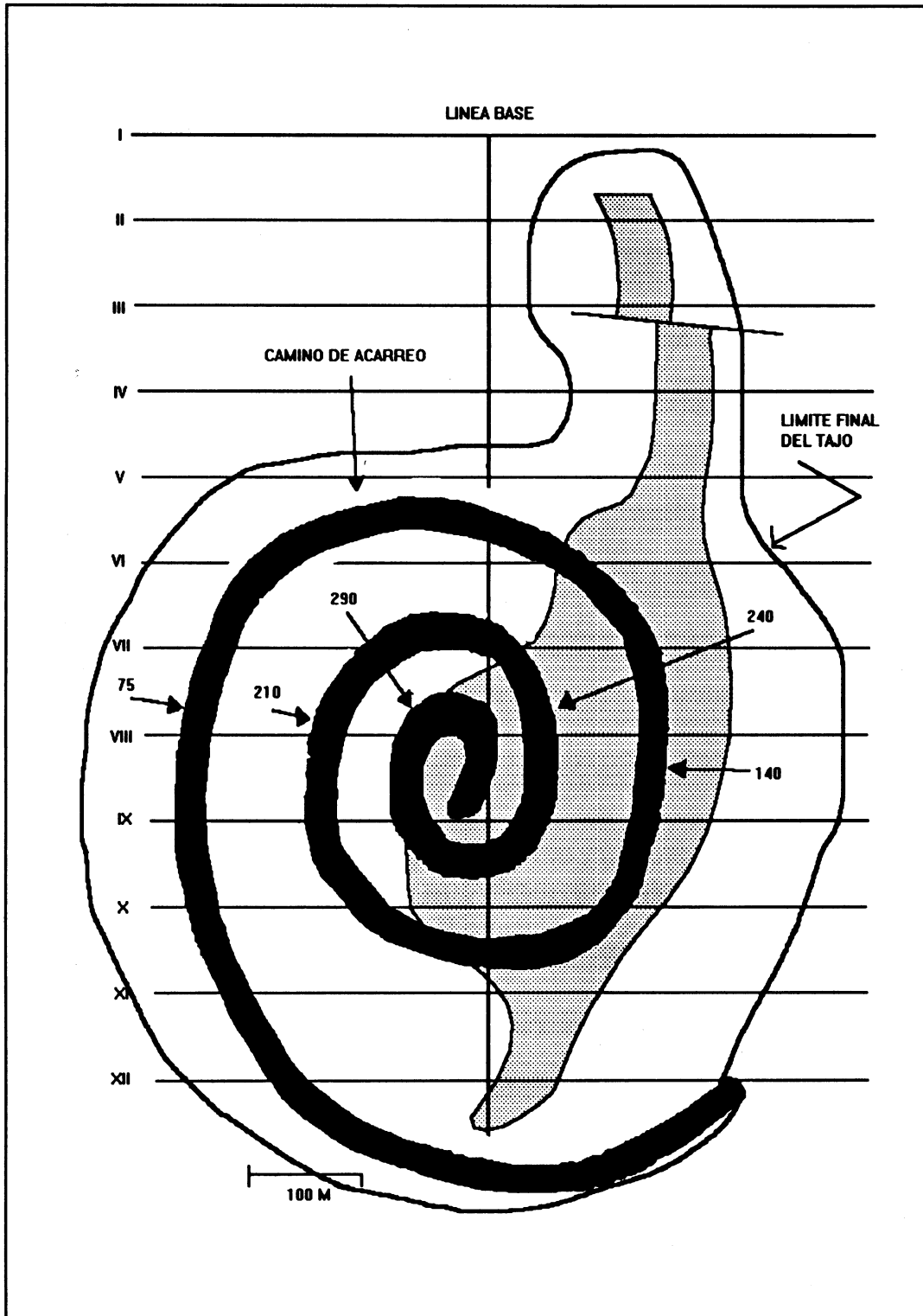
En realidad, todos los factores y limitaciones aquí abordados dan como resultado que un análisis completo debe incluir diseños para diferentes tajos a varias profundidades y también los estudios correspondientes para minado subterráneo a partir de tales profundidades de tajo. Se deberán establecer y estudiar diferentes planes de producción para ambos sistemas de minado y para diferentes alternativas.

Finalmente, se deberán estimar los costos en función del tiempo para ambos métodos, así como la combinación de ellos, escogiendo la alternativa que rinda el más alto valor de capital.

La figura 34 muestra uno de los diseños a tajo abierto para el depósito "El Tigre". En el croquis se puede observar las pistas de rodamiento desde el fondo del tajo hasta la superficie. Resulta de gran importancia que el camino de acarreo llegue a la superficie lo más cerca posible del área industrial o del área de quebradoras primarias, según sea el caso.

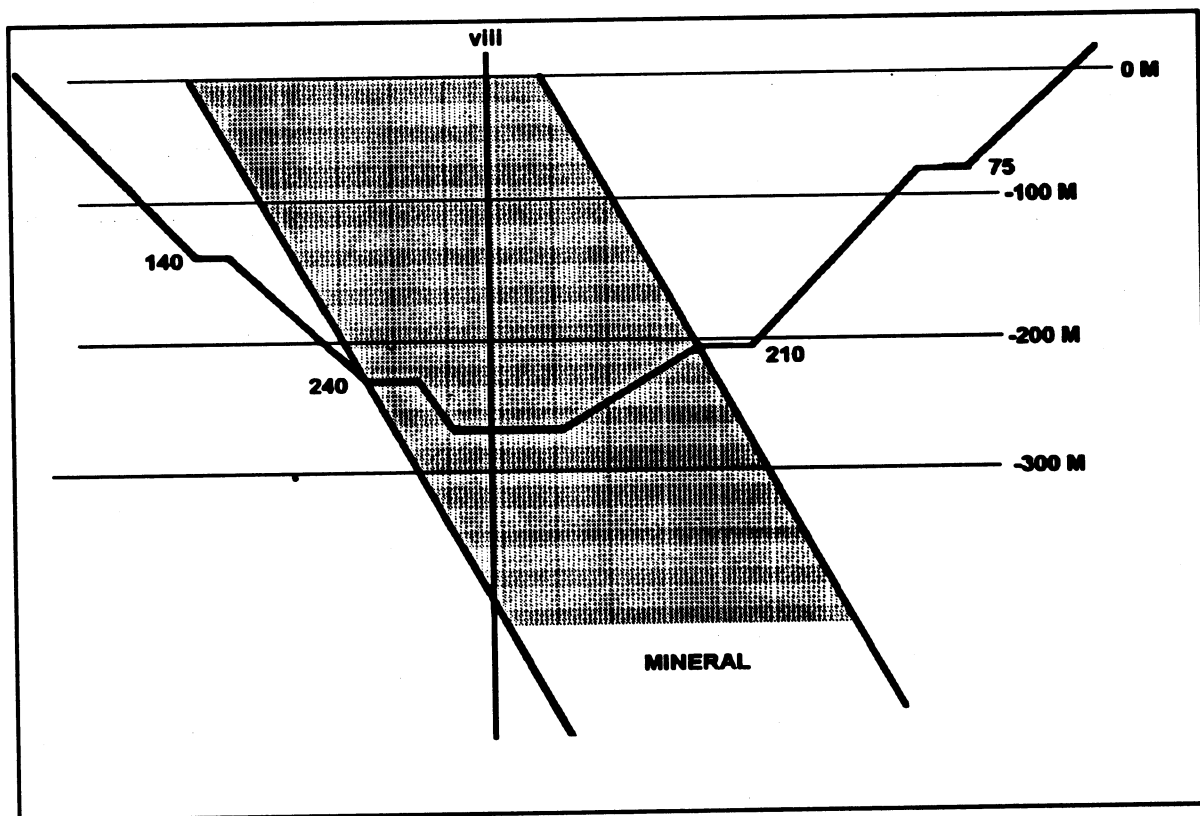
El sistema de acarreo con camiones vía rampas, también deberá ser comparado con otros posibles sistemas, como bandas transportadoras, camiones vía rampa subterránea (para minimizar la remoción de tepetate), acarreo combinado skip-bandas transportadoras, etc.

La sección transversal de la figura 35 a través de la sección VIII, muestra la localización del camino de acarreo.



**Figura 34 DISEÑO FINAL DEL TAJO PARA EL DEPOSITO "EL TIGRE"**  
(Nilsson, D. 1982)





**Figura 35 SECCION TRANSVERSAL DEL TAJO MOSTRANDO LA LOCALIZACION DEL CAMINO DE ACARREO**  
 (Nilsson, D. 1982)

---

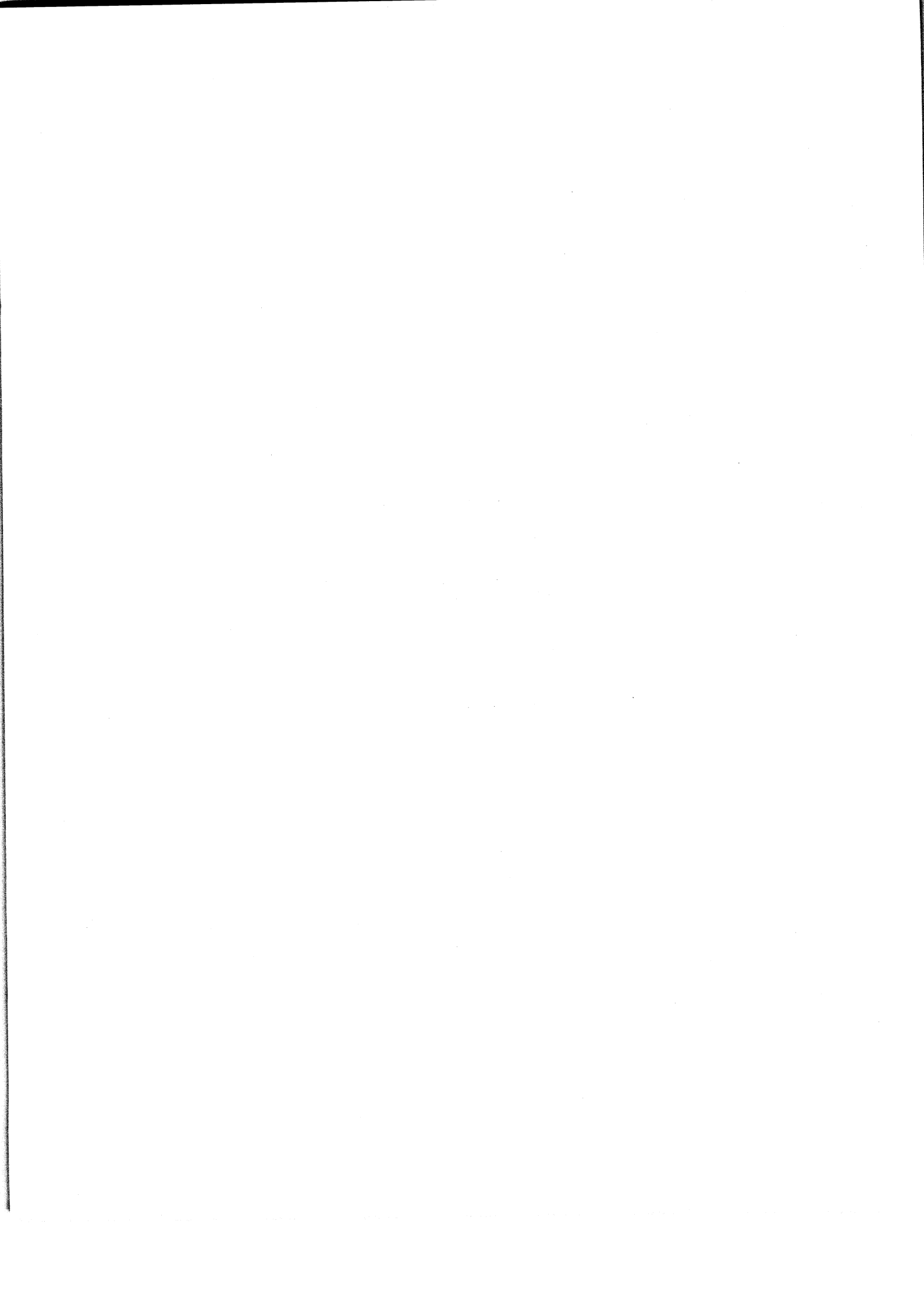
---

## BIBLIOGRAFIA

---

---

- ALMGREN, G. **Proceedings**. Conference on Productivity in Mining. Extension Division. School of Mines and Metallurgy. University of Missouri, Rolla, MO. 1974.
- ANON, "Mining Activity in the Western Word". **Mining Magazine**. June, p. 467. 1977
- ANON, "Research and Development in the Swedish Mineral Industry". **Committee for Mineral Policy, Ministry of Industry**. Stockholm, Swedish. 1978
- CUMMINS B.A. & Given A.I. (Editors). **SME Mining Engineering Handbook**. (Vol.I). Society of Mining Engineers of The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. New York. 1973.
- GRAJALES, M.F. "Estudio de la explotación de jales por minado hidráulico." Tesis profesional. Facultad de Ingeniería. Universidad Nacional Autónoma de México. México D.F. 1971.
- HUSTRULID, A.W. (Editor) **Underground Mining Methods Handbook**. Society of Mining Engineers of AIME. New York. 1982.
- LEWIS, R.S. & Clark, G.B. **Elements of Mining**. 3rd edition. John Wiley and Sons. New York. 1964.
- MORRISON, R.G.K. & Russell P.L. "Selecting a Mining Method, Rock Mechanics, Other Factors". **Mining Engineering Handbook**. AIME. New York. 1973
- NILSSON, Dan. "Open-Pit or Underground Mining". **Underground Mining Methods Handbook**. AIME. New York. 1982.
- PFLIDER, E.P. **Surface Mining**. Society of Mining Engineers of AIME. New York. 1968.



**Esta obra se terminó de imprimir  
en agosto de 1994  
en el taller de imprenta del  
Departamento de Publicaciones  
de la Facultad de Ingeniería,  
Ciudad Universitaria, México, D.F.  
C.P. 04510**

**Secretaría de Servicios Académicos**

**El tiraje consta de 250 ejemplares  
más sobrantes de reposición.**

