

Laboreo II

Tema 2.2. Métodos de explotación de interior

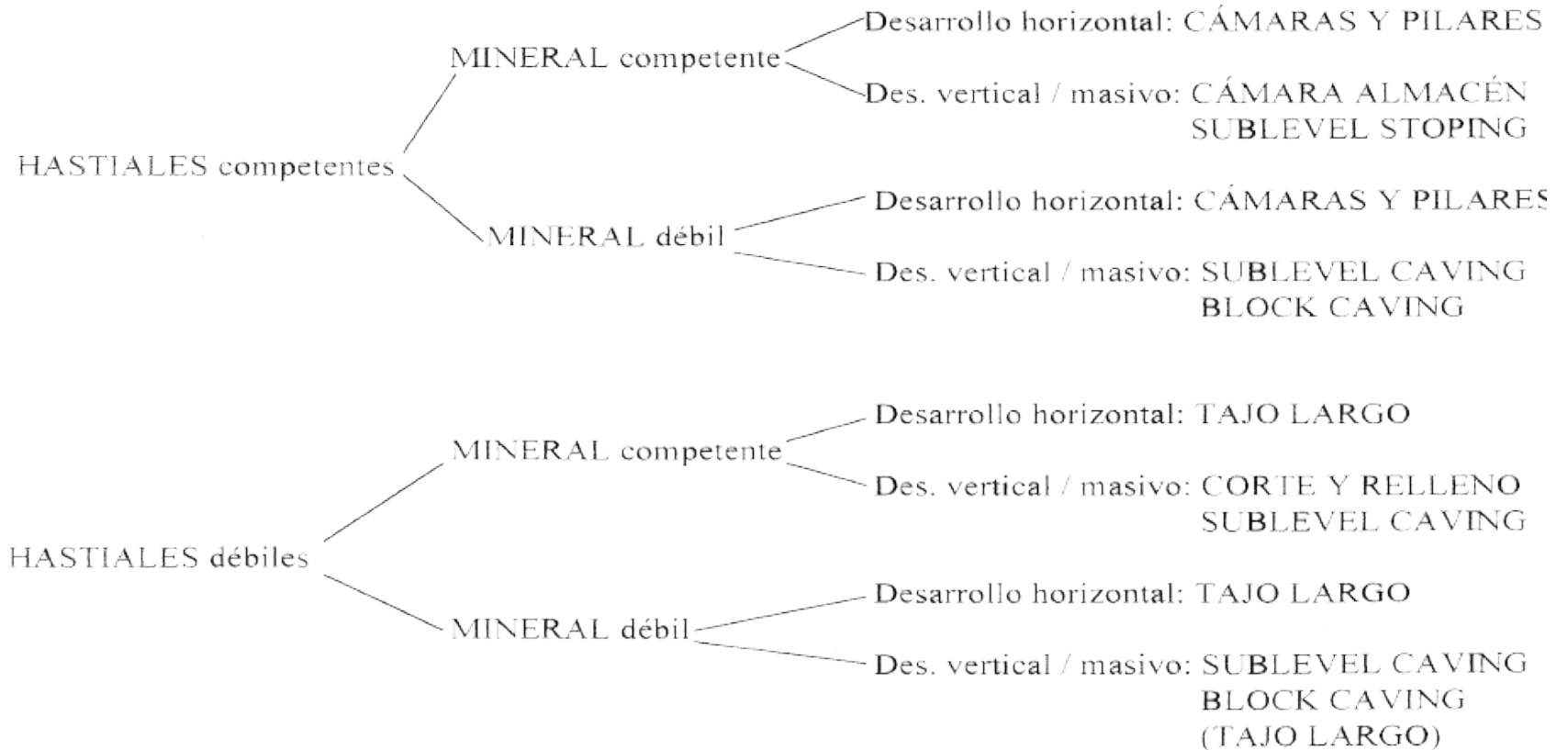


Raúl Husillo Rodríguez
Noemí Barral Ramón

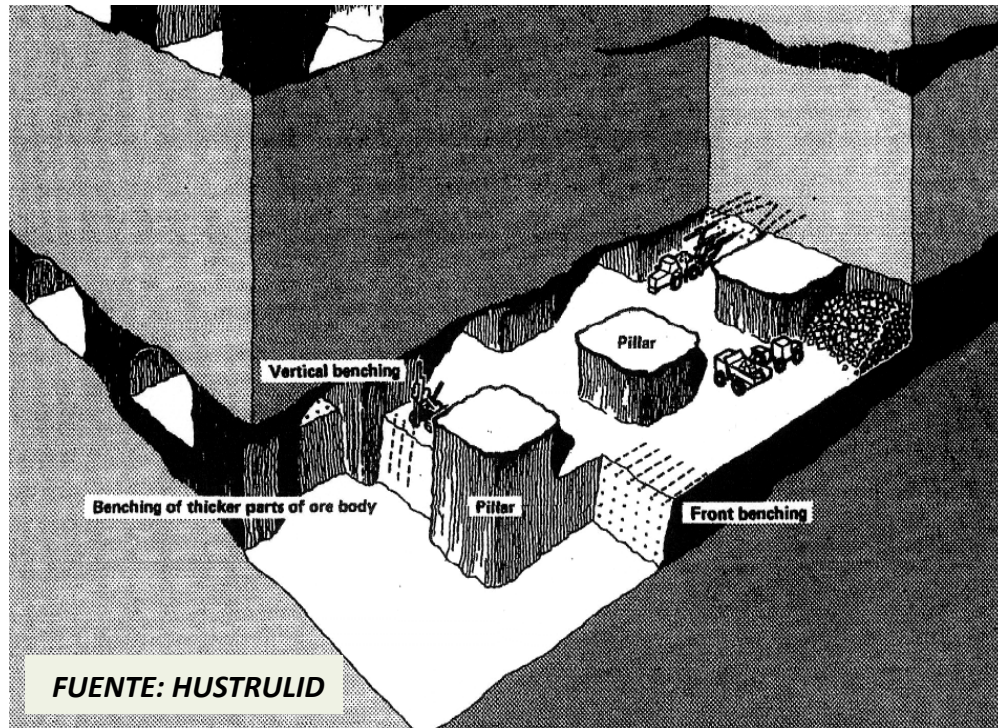
Departamento de Transportes y Tecnología de Proyectos y Procesos

Este tema se publica bajo Licencia:

[Creative Commons BY-NC-SA 4.0](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/)



EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)



- ❁ Método utilizado en casos de **capas hz/subhz** (No aprovecha la gravedad en el transporte).
- ❁ Material blando: minadores / explosivos.
- ❁ Material duro: explosivos.
- ❁ **Grandes explotaciones:** Jumbos perforadores + palas y camiones bajo perfil.
- ❁ **Pequeñas explotaciones:** Martillo manual+scrapers.

- ❁ Explotación por cuarteles/paneles rectangulares. Diseño condicionado por la distribución de leyes del mineral. ➡ Pilares en estéril en la medida de lo posible.
- ❁ **Si se recuperan en retirada los pilares: CONTROL DEL TECHO:** Descenso controlado en techos blandos, o rellenando en techos duros para evitar el golpe de techo.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MINERALES DUROS:

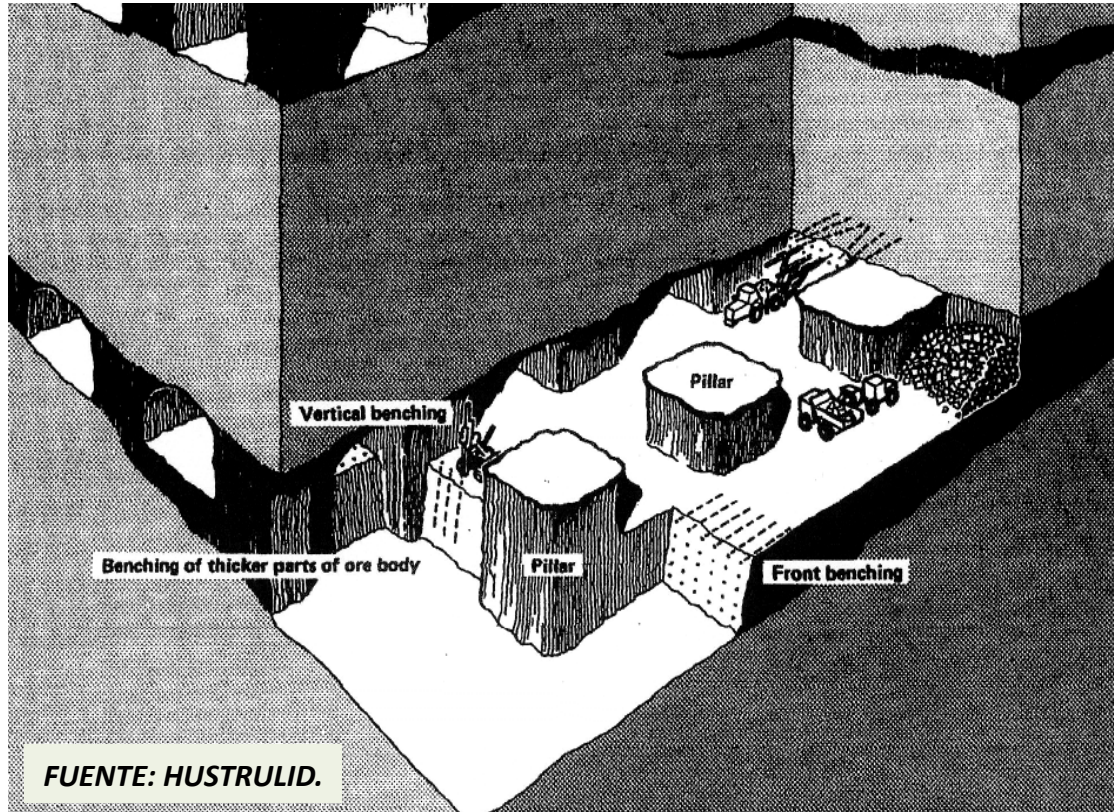
- ❁ La distribución de la mineralización condiciona el diseño, buscando en la medida de lo posible disponer los pilares en zonas de estéril / riqueza marginal.

MINERALES BLANDOS:

- ❁ La unidad en minerales blandos (carbón, potasa, haluros) es el panel o cuartel el que define el área a minar y ventilar. Preparado el cuartel, para obtener ventilación por las guías perimetrales, se comienza con el arranque en avance en la dirección establecida por la corrida del mineral.
- ❁ Terminado el avance, si las condiciones lo permiten pueden explotarse en retirada los pilares. Pueden además darse variantes distintas a partir de la combinación con otros métodos.
- ❁ Debe extremarse la precaución en las ventilaciones, instalando drenajes de gas en labores hundidas, siendo adecuado en el caso de explotaciones con grisú el empleo de explosivos de seguridad, o minadores continuos.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

VARIANTES

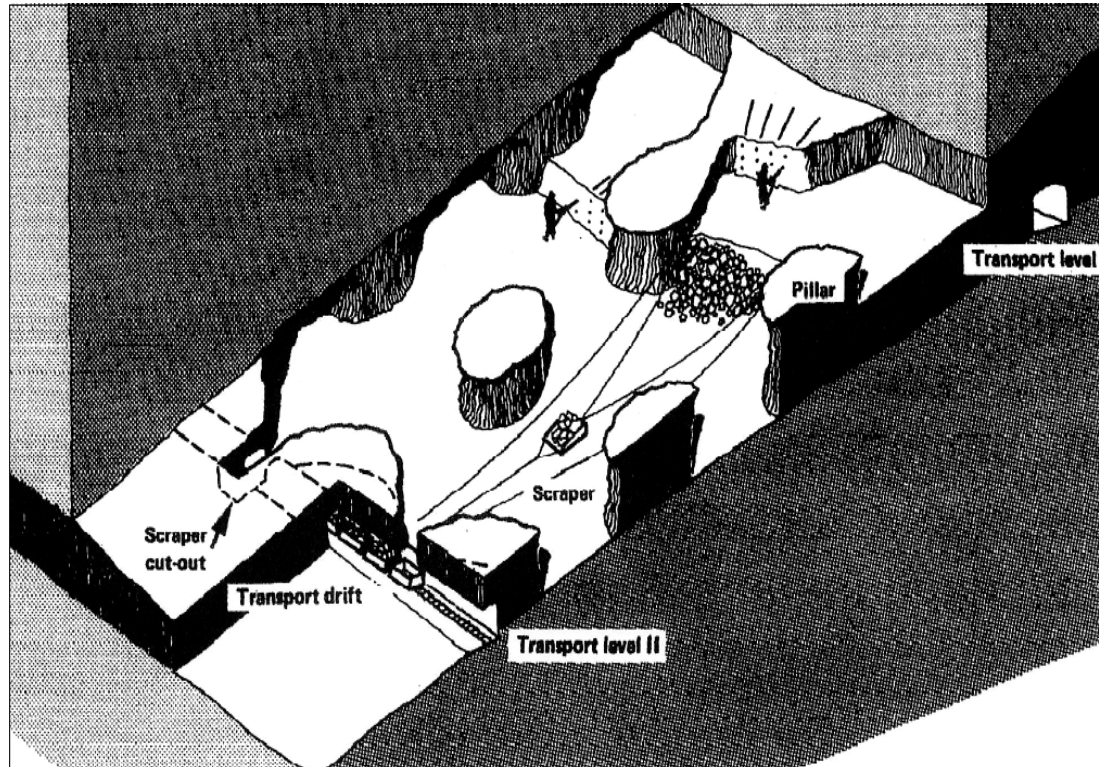


CÁMARAS Y PILARES (PISO HORIZONTAL)

- Los tajos explotados sirven para transporte.
- Se perfora con jumbo o jumbo y carro.
- Carga y transporte LHD y/o camión de bajo perfil.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

VARIANTES

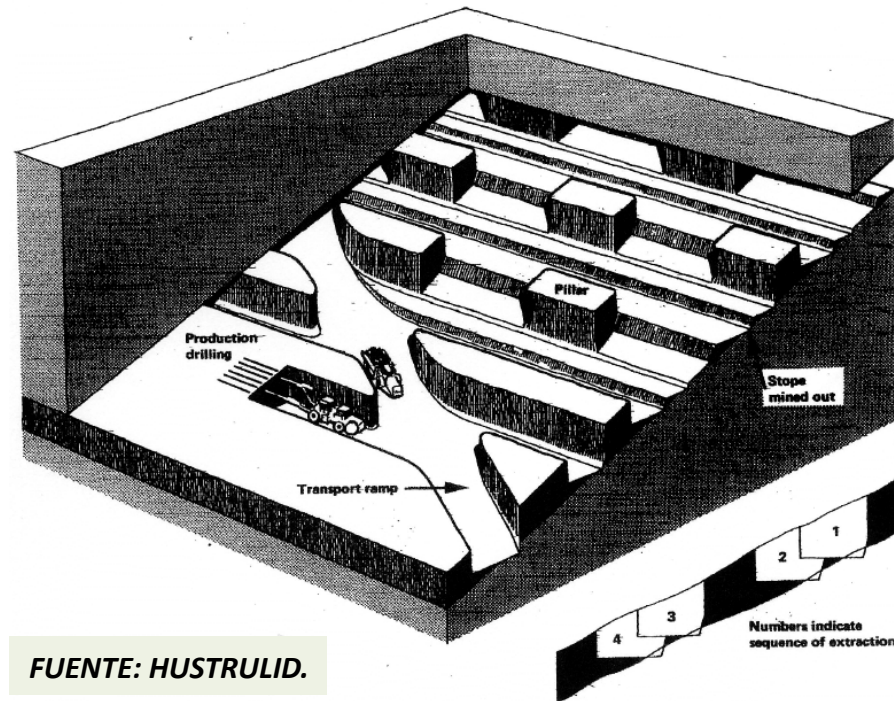


CÁMARAS Y PILARES (PISO INCLINADO)

- ❌ Mecanización dificultosa.
- ❌ Perforación con martillo manual y columna.
- ❌ Arrastre de materiales con scraper.
- ❌ Transporte en vagonetas por galería inferior.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

VARIANTES

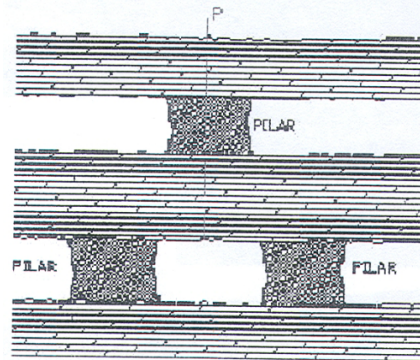
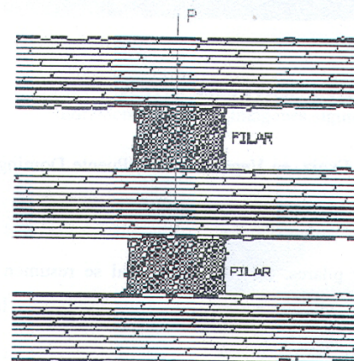
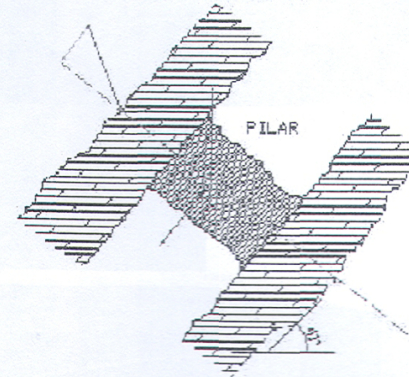
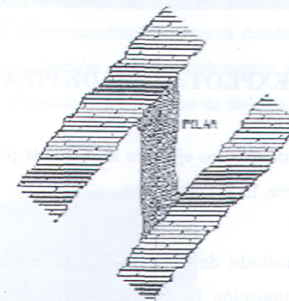


FUENTE: HUSTRULID.

CÁMARAS Y PILARES (PISO ESCALONADO)

- ❁ Para depósitos inclinados.
- ❁ Galerías de acceso orientadas según pendientes adecuadas a equipos sobre neumáticos.
- ❁ Empleo de jumbo en la perforación.
- ❁ Carga y transporte con LHD y/o camión.

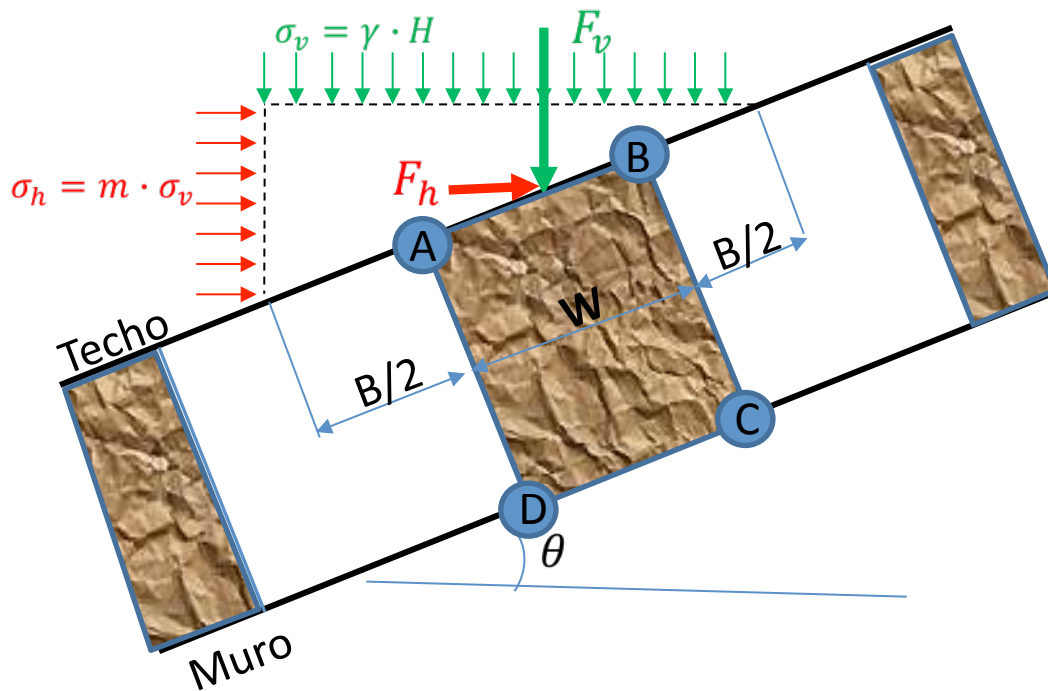
EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

¡OJO CON LA DISPOSICIÓN DE LOS PILARES!DISPOSICION ERRONEA DE PILARES
(LABORES HORIZONTALES)DISPOSICION CORRECTA DE PILARES
(LABORES HORIZONTALES)DISPOSICION ERRONEA DE PILARES
(LABORES INCLINADAS)DISPOSICION CORRECTA DE PILARES
(LABORES INCLINADAS)

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

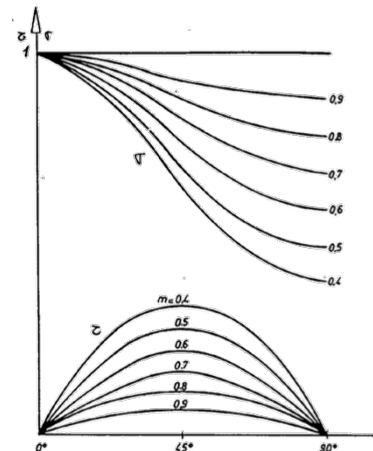
CONSIDERACIONES EN PLANOS INCLINADOS

La distribución tensional en los pilares de una explotación de un yacimiento de buzamiento θ , viene definida por la suma de una componente F_v debida al peso del recubrimiento (área tributaria) y una segunda componente F_h , debida al empuje lateral del terreno. Suponiendo el yacimiento de buzamiento θ , profundidad H y densidad aparente del recubrimiento γ , se deduce el valor de F_h y F_v , las tensiones en el techo del pilar serán:



$$\sigma = \frac{\gamma \cdot H \cdot (W + B) \cdot (\cos^2 \theta + m \cdot \sin^2 \theta)}{W}$$

$$\tau = \frac{\gamma \cdot H \cdot (W + B) \cdot (1 - m) \cdot \sin 2\theta}{2 \cdot W}$$



Riesgo de colapso de discontinuidades si:

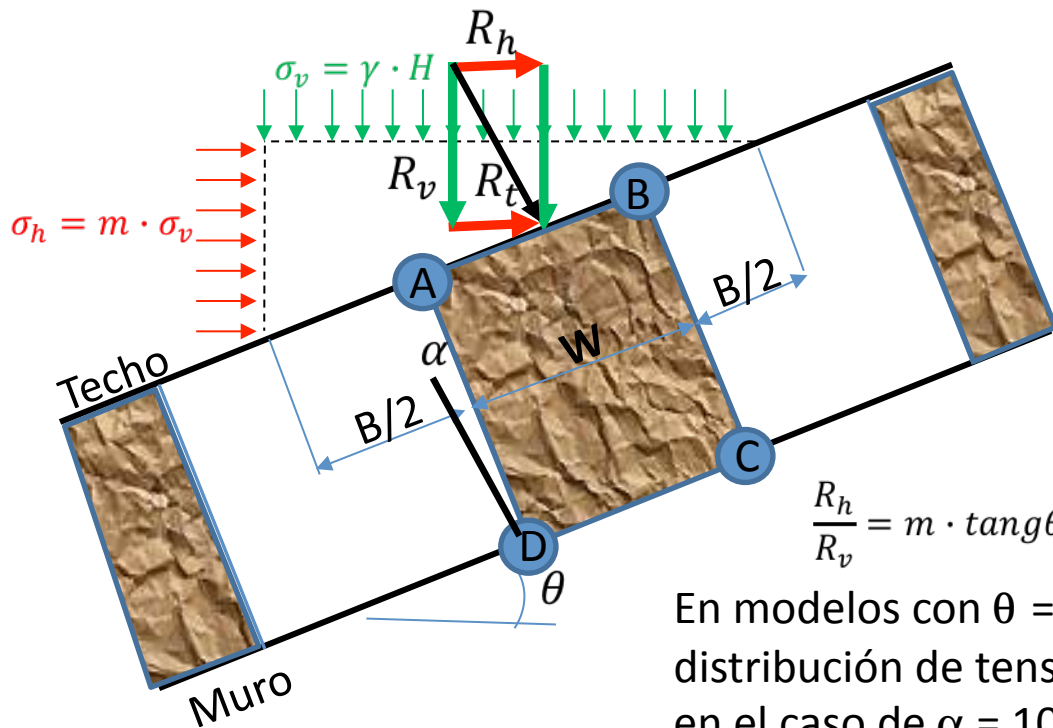
$$\frac{\tau}{\sigma} < \tan \theta$$

Tensiones máximas en B y D y mínimas en A y C.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CONSIDERACIONES EN PLANOS INCLINADOS

Se ha comprobado en este tipo de yacimientos inclinados que están sometidos a tensiones de compresión en sus extremos, siendo en la sección horizontal a media altura del pilar donde se produce una distribución de tensiones más uniforme. En estos pilares, donde $H/W > 1,5$, la parte central del pilar en altura, trabaja a compresión simple.



El valor óptimo de α se obtiene haciendo que la dirección de la fuerza resultante R_t sobre el pilar sea paralela a sus paramentos, es decir, cuando:

$$\sigma = \frac{\gamma \cdot H \cdot (W + B)}{W} \cdot \cos \alpha \cdot \sqrt{\cos^2 \theta + m \cdot \sin^2 \theta}$$

$$R = \frac{\gamma \cdot H \cdot (W + B) \cdot m \cdot \sin \theta}{\sin(\theta - \alpha)}$$

$$\frac{R_h}{R_v} = m \cdot \tan \theta = \tan(\theta - \alpha) \rightarrow \alpha = \theta - \arctan(m \cdot \tan \theta)$$

En modelos con $\theta = 30^\circ$ y $\alpha = 18^\circ$ se ha observado que la distribución de tensiones en el pilar es más uniforme que en el caso de $\alpha = 10$.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

DATOS GENERALES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES

El principal problema en el dimensionamiento de cámara y pilares, se fundamenta en encontrar la solución de equilibrio, entre la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad de la mina, siempre desde el punto de vista del máximo aprovechamiento del macizo rocoso.

Para la obtención de la solución óptima se puede plantear el estudio mediante los siguientes métodos:

- A-** Aquellos que tienen en cuenta globalmente los esfuerzos que se ejercen sobre un pilar:
 - Teoría del área tributaria.
 - Teoría del arco.
 - Modelo de la cavidad creada en un medio infinito.
 - Modelo de la viga o de la placa.
- B-** Analizando detalladamente las tensiones en la roca:
 - Métodos numéricos.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

Método de primera aproximación, existen otros más precisos (elementos finitos, diferencias finitas, elementos de contorno...).

FUNDAMENTO: La carga límite de resistencia al aplastamiento del material del pilar debe ser superior al peso del terreno suprayacente.

☪ Existe un efecto de reducción en la tensión de rotura al aumentar el tamaño de la probeta.

TAMAÑO CRÍTICO: “Tamaño de probeta a partir del que un incremento continuado del ancho de la probeta o el pilar no produce una disminución significativa de la tensión en el pilar”.

Bieniawski (1968).



➤ **CONCLUSIÓN:** “El Valor de la tensión del tamaño crítico es aplicable al tamaño real de los pilares”.

TAMAÑO CRÍTICO PARA CARBÓN:

☪ 1,5 m. en pilares cúbicos de sección cuadrada (Bieniawski, 1968).

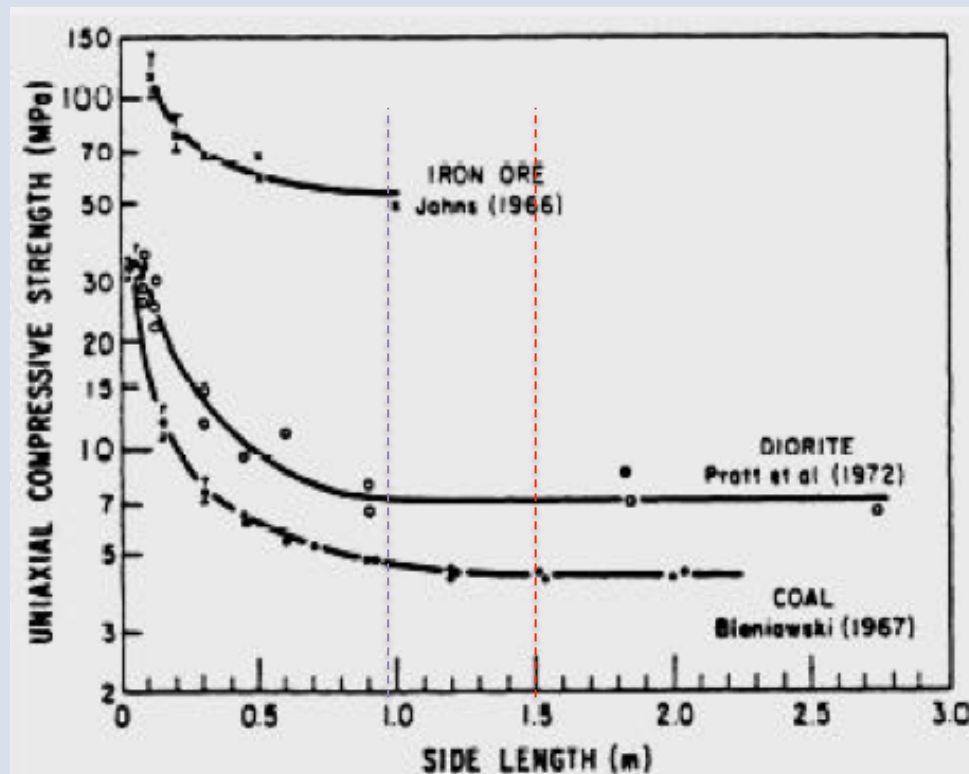
☪ 0,9144 m. a efectos de diseño de pilares (Pariseau y Hustrulid).

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

TAMAÑO CRÍTICO PARA CARBÓN:

- 1,5 m. en pilares cúbicos de sección cuadrada (Bieniawski, 1968).
- 0,9144 m. a efectos de diseño de pilares (Pariseau y Hustrulid).



EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

El problema reside en calcular la **tensión de rotura** de los pilares (σ_p), conociendo únicamente la tensión de rotura por compresión de las probetas del mismo material (σ_c).

Siendo σ_1 la **tensión uniaxial vertical de un pilar cúbico de altura h**, se tiene:

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{h}} = \frac{\sigma_c \cdot \sqrt{D}}{\sqrt{h}}$$

$$\sigma_p = \sigma_1 \cdot \left(0,64 + 0,36 \cdot \frac{w}{h}\right)$$

- ⊗ Si $h < 0,9441$ m, debe emplearse h en la fórmula. Si $h \geq 0,9441$, debe usarse 0,9144.
- ⊗ σ_c = Esfuerzo de rotura a compresión uniaxial de la probeta de diámetro o lado de cubo D en mm, ensayada en laboratorio.
- ⊗ D, lado del cubo ensayado en mm. (Si 50 mm. $< D < 100$ no hay influencia de que la sección sea una circunferencia o un cuadrado). (Hustrulid, 1976)

- ⊗ Existen diversas fórmulas que calculan σ_p con σ_1 , (tensión de un pilar de tamaño crítico o superior), el alto y ancho del pilar. Esta se debe a Bieniawski, y es válida hasta $w/h = 10$, si es mayor el valor obtenido es demasiado conservador. (Bieniawski, 1968)

- ⊗ **FACTORES DE SEGURIDAD:** 2 o más = Pilares a mantener a largo plazo, 1,5 = pilares a corto plazo. El cualquier caso, superior a 1.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

El problema reside en calcular la **tensión de rotura** de los pilares (σ_p), conociendo únicamente la tensión de rotura por compresión de las probetas del mismo material (σ_c).

Para caso de pilares rectangulares la ecuación de cálculo de la tensión de rotura del pilar resulta:

$$\sigma_p = \sigma_1 * \left(0,64 + 0,54 * \left(\frac{w_p}{h} \right) - 0,18 * \left(\frac{w_p^2}{l_p * h} \right) \right)$$

En este caso l_p es la longitud del pilar y h altura del pilar.

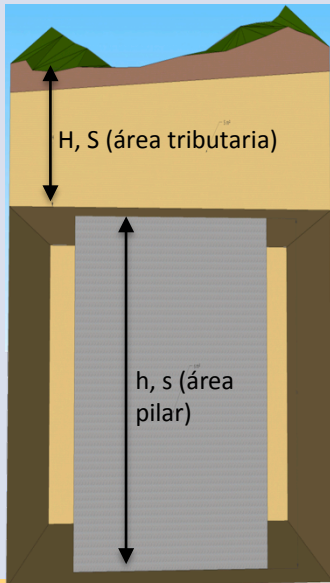
(Mark-Bieniawski, 1968)

FACTORES DE SEGURIDAD: 2 o más = Pilares a mantener a largo plazo, 1,5 = pilares a corto plazo. El cualquier caso, superior a 1.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

DETERMINACIÓN DE LA CARGA DEL PILAR (PILAR CUADRADO):



- Carga sobre el pilar:

$$S_p = \gamma \times g \times H \times \frac{(w + B) \times (L + B)}{w \times L} \text{ (Kpa)}$$

- Factor de recuperación (e): Material minado

$$e = \frac{S - s}{S} = \frac{B^2 + BL + Bw}{(B + w) \times (B + L)} \Rightarrow \frac{1}{1 - e} = \frac{(B + L) \times (B + w)}{wL}$$

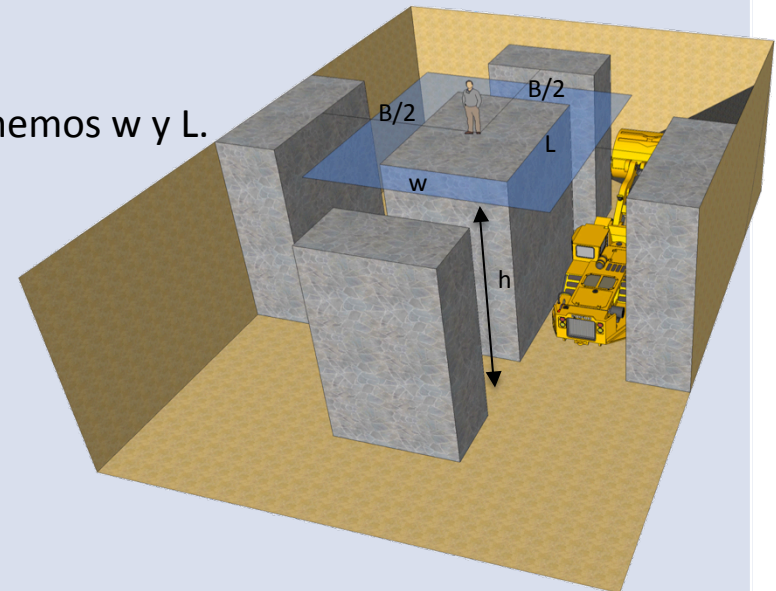
- Factor de Seguridad:

$$FS = \frac{\sigma_c}{S_p} ; \text{ de esta igualdad obtenemos } w \text{ y } L.$$

$$S_p = \gamma \times g \times \frac{H}{1 - e} \text{ (Kpa)}$$

$$S_p = \frac{\sigma_c}{1 - e} = \frac{\text{grad}(\sigma_c) * H}{1 - e}$$

Gravedad específica = $\gamma \times g$



- ⊗ H = Profundidad de la mineralización (m).
- ⊗ h = Altura del pilar (m).
- ⊗ g = Aceleración de la gravedad (m /sg²).
- ⊗ s = Sección del pilar (m²).
- ⊗ S = Sección del área tributaria (m²).
- ⊗ S_p = Carga sobre el pilar (Kpa).
- ⊗ γ = Densidad media de los terrenos suprayacentes. (T/m³).
- ⊗ σ_c = Carga de rotura a compresión simple del mineral (T/m²).
- ⊗ FS = Factor de seguridad (Se recomienda > 2).

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

DETERMINACIÓN DE LA CARGA DEL PILAR (PILAR RECTANGULAR):

OBSERVACIONES

El ancho de huecos varía con la profundidad y el tipo de explotación, oscilando generalmente entre 10 y 25 m., y pudiendo alcanzar los 50.

Al aumentar la profundidad, también lo hacen las dimensiones de los pilares, pudiendo llegar a no ser rentable el método:

RECUPERACIÓN DEL YACIMIENTO: $e = 1 - \frac{s}{S}$

PILARES DE BARRERA: Separan los cuarteles. Para que el comportamiento en caso de rotura no se produzca un colapso rápido, sino que se deforme antes de romper, la anchura deberá ser de 3 a 4 veces la altura del hueco.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

Se han establecido multitud de relaciones para obtener la tensión de compresión del macizo rocoso en función de la roca intacta, aplicando los distintos criterios de rotura, pero para el método del agotamiento máximo de un recurso, mediante la explotación interior dejando barreras de protección o pilares, como fuente de sostenimiento del techo de la mina, se puede resolver el factor de escala a la hora de estimar la tensión de rotura del pilar en función de los datos geotécnicos de que se dispone obtenidos sobre probetas de dimensiones reducidas, como son la resistencia a compresión del material (σ_c), o el RMR del material.

La diferencia entre ambos es la consideración del factor de escala siendo más amplio y considerando imperfección no del material aislado, sino del macizo rocoso, que realmente es sobre el que vamos a trabajar, por lo tanto las estimaciones de reducción real de la tensión de rotura de un pilar con respecto a sus parámetros geomecánicos se puede estimar de la forma:

- Corrección de la resistencia compresión simple, a resistencia de compresión del macizo rocoso:

$$0 < RMR < 85. \quad \sigma_{cm} = \sigma_c \times e^{\frac{RMR_{juntas} - 85}{20}} \rightarrow \text{Corrección por esbeltez: } \rightarrow \sigma_p = \sigma_{cm} \times \sqrt{w/h}$$

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

Esta ecuación anterior expuesta es una aproximación de la resistencia a compresión del macizo rocoso, a partir de de corrección realizada sobre la roca intacta y proviene de la siguiente baremación establecida por Bieniawski.

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO																
Clasificación RMR de Bieniawski (1989)																
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES					VALORACIÓN										
RESIST. COMP. UNIAxIAL (MPa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	< 25	2	< 5	1	< 1	0	1	> 250
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	2	90 - 100				
ESPACIAMIENTO (m.)	> 2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.06 - 0.2	8	< 0.06	5	3	> 2				
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	10 - 20m.	1	> 20mm.	0	4A	< 1m.			
	APERTURA	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.	0	4B	Cerrada			
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	4C	Muy rugosa			
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.	0	4D	Limpia			
ALTERACIÓN	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	2	Descompuesta	0	4E	Sana				
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	5	Seco				
VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5) =															100	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	I										
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	MUY BUENA										
PARÁMETRO PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES TÚNELES Y MINERÍA (Rumbo y Buzamiento)																
Rumbo Perpendicular al Eje/Dirección contra Buzamiento 45°-90°						Rango RMR										
Regular						-5										
VALOR RMR (Corregido) =															95	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	I										
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	MUY BUENA										

Quitando la presencia de agua, se aprecia que el valor máximo es 85, valor a ensayar en laboratorio para obtención de la resistencia a compresión simple.

$$0 < RMR < 85. \quad \sigma_{cm} = \sigma_c \times e^{\frac{RMR_{juntas} - 85}{20}} \rightarrow \sigma_p = \sigma_{cm} \times \sqrt{w/h}$$

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

Para entender el sentido físico del ajuste, establecemos como criterio de rotura para el ensayo de rotura uniaxial el de Hoek-Brown, donde su ecuación general del ensayo de rotura es la siguiente:

$$\sigma_1 = \sigma_3 \times \sqrt{m \times \sigma_c \times \sigma_3 + \sigma_c^2}$$

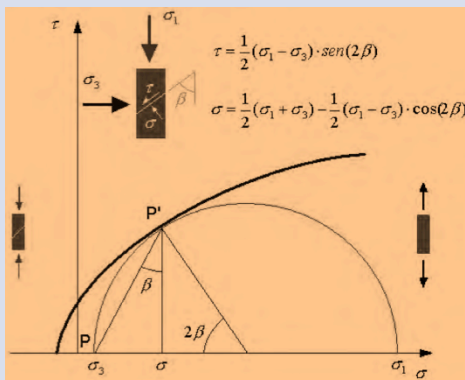
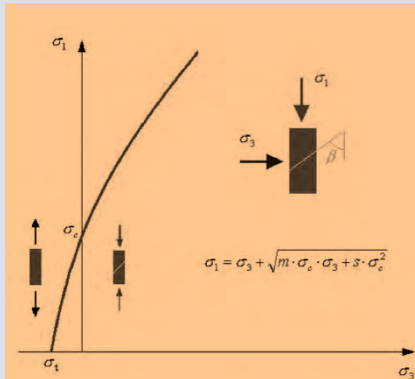
Si extendemos esta ecuación para el macizo rocoso, para el ensayo uniaxial, donde σ_3 es 0 resulta:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \times \left(m \times \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a ; \text{ donde } m, s \text{ y } a, \text{ son los parámetros de ajuste a macizo rocoso.}$$

Para nuestro caso en el $\sigma_3 = 0$, resulta:

$$\sigma_1' = \sigma_{ci} \times (s)^a \rightarrow s = e^{\frac{RMR_{\text{corregido}}^{-85}}{10}} ; a = \frac{1}{2}$$

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR_{\text{corregido}}^{-85}}{20}}$$



EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

TEORÍA DEL ARCO

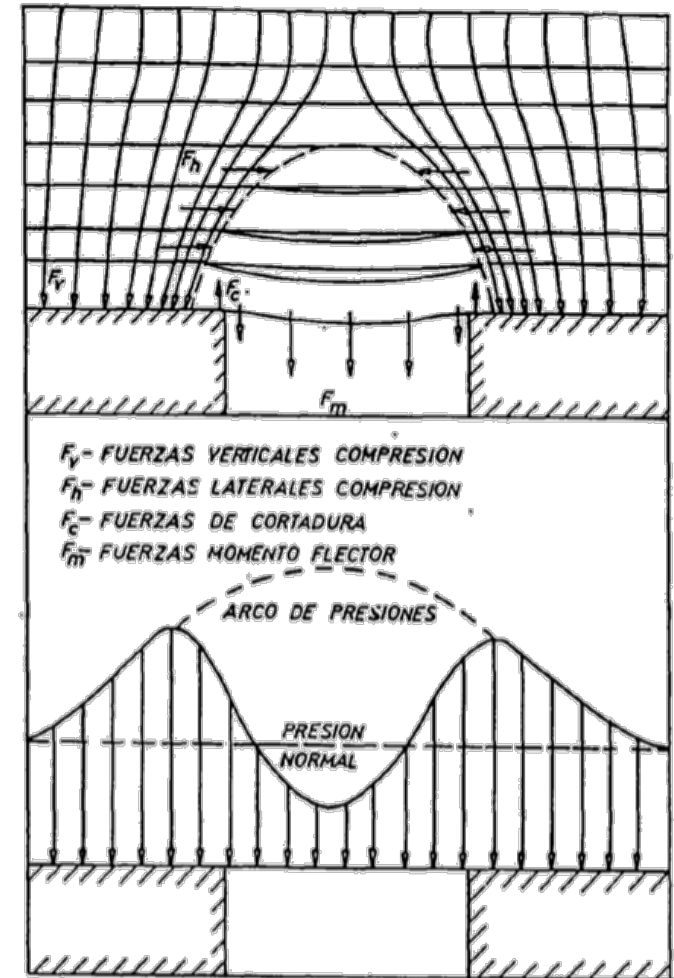
Es una teoría fundamentada en el arco de presiones que se crea alrededor de una excavación, donde se comprueba que en el propio arco las presiones son menores de lo normal, y a medida que se va alejando del arco se van concentrando hasta llegar al estado de tensiones verticales del macizo rocoso.

Un hecho a tener en cuenta es la flexión que se produce en el techo inmediato, despegándose de los estratos superiores, produce que el peso de dichos estratos se transmite a las zonas laterales, donde el techo inmediato no se ha despegado.

Con los estratos superiores va ocurriendo lo mismo, pero con flechas y luces cada vez menores.

El ancho máximo será de: $w_{m\acute{a}x} = 0,15 * D + 18$

w: Ancho del arco de presiones; D: profundidad del estrato.



EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

TEORIA DE CAVIDAD EN ESTRATO INFINITO

Teoría de cálculo aplicable en yacimientos en los que 2 de sus componentes es mucho mayor que la tercera (espesor), yacimientos estratificados, y con una componente de profundidad elevada (2 veces la longitud de pilar L).

La explotación se desarrolla mediante pilares corridos en sentido longitudinal, con lo que el método se basa en el hecho de que al ir realizando la excavación, aumenta la carga normal sobre los pilares. En estas condiciones, el desplazamiento $\Delta\delta_p$ de un punto del pilar en contacto con el techo tiene el siguiente valor :

$$\Delta\delta_p = \delta_e - \delta_r - \delta_c - \delta_h$$

δ_e : Desplazamiento vertical descendente de un punto del techo, debido al vacío creado por la explotación, suponiendo que el hueco creado por la explotación es elíptico.

δ_r : Desplazamiento vertical ascendente ficticio debido al incremento de reacción de los pilares a causa de la excavación.

δ_c : Desplazamiento vertical ascendente ficticio debido a la falta de confinamiento de los pilares (efecto de poisson).

δ_h : Desplazamiento vertical ascendente ficticio debido al "hinchamiento" de los pilares en el techo y piso.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

TEORIA DE CAVIDAD EN ESTRATO INFINITO

A partir de la obtención del desplazamiento total del pilar se obtiene la concentración de tensiones de la forma:

$$\Delta\delta_p = \frac{S_v \cdot L \cdot [2 \cdot R - H \cdot m \cdot (1 - \mu)]}{2 \cdot E_p} - \frac{\Delta\sigma_c \cdot (1 - R) \cdot L \cdot (1 + 1/N)}{E} - \frac{\mu_p \cdot S_h \cdot H}{2 \cdot E_p} - \frac{\Delta\sigma_c \cdot R \cdot w \cdot (1 - \mu)}{\pi x E}$$

Según Ley de Hooke:

$$\Delta\delta_p = \frac{\Delta\sigma_c x H}{2 x E}$$

Igualando ambas ecuaciones, y considerando un estado deformacional plano con pilares de rectangulares, se obtiene:

$$\frac{\Delta\sigma_c}{S_v} = \frac{2 \cdot R - m \cdot h \cdot (1 - W) - W_p \cdot m \cdot n \cdot h}{n \cdot h + 2 \cdot \left(1 + \frac{B}{W}\right)^{-1} + 2 \cdot R \cdot b \cdot \frac{1 - W}{\pi}}$$

R: Tasa de extracción.

N: Número de pilares.

m: Relación entre tensión vertical y horizontal.

$\mu(v)$: coeficiente de Poisson.

n: E/E_p ; $h = H/L$; $b = W/L$; $W = \mu/(1 - \mu)$; $b =$ ancho pilar; $h =$ alto del pilar.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: TEORIA DE CAVIDAD EN ESTRATO INFINITO

EJERCICIO:

Se dispone de información sobre el comportamiento de un macizo rocoso sometido a excavación por cámaras y pilares de según la siguiente ecuación:

$$\Delta\delta_p = \delta_e - \delta_r - \delta_c - \delta_h$$

$$\Delta\delta_p = \frac{S_v \cdot L \cdot [2 \cdot R - H \cdot m \cdot (1 - \mu)]}{2 \cdot E_p} - \frac{\Delta\sigma_c \cdot (1 - R) \cdot L \cdot (1 + 1/N)}{E} - \frac{\mu_p \cdot S_h \cdot H}{2 \cdot E_p} - \frac{\Delta\sigma_c \cdot R \cdot w \cdot (1 - \mu)}{\pi x E} \quad \Delta\delta_p = \frac{\Delta\sigma_c x H}{2 x E}$$

$$\frac{\Delta\sigma_c}{S_v} = \frac{2 \cdot R - m \cdot h \cdot (1 - W) - W_p \cdot m \cdot n \cdot h}{n \cdot h + 2 \cdot \left(1 + \frac{B}{W}\right)^{-1} + 2 \cdot R \cdot b \cdot \frac{1 - W}{\pi}}$$

$$\Delta\delta_{pA} = 56,20 - 3,304 \cdot P_A - 1,121 \cdot P_B - 0,533 \cdot P_C$$

$$\Delta\delta_{pB} = 66,52 - 1,121 \cdot P_A - 3,602 \cdot P_B - 1,121 \cdot P_C$$

$$\Delta\delta_{pC} = 56,20 - 0,533 \cdot P_A - 1,121 \cdot P_B - 3,304 \cdot P_C$$

A B C

R: Tasa de extracción ; N: Número de pilares ; m: Relación entre tensión vertical y horizontal.

$\mu(v)$: coeficiente de Poisson; n: E/E_p ; h = H/L; b = W/L; W = $\mu/(1 - \mu)$; b = ancho pilar; h = alto del pilar.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: TEORIA DE CAVIDAD EN ESTRATO INFINITO



EJERCICIO:

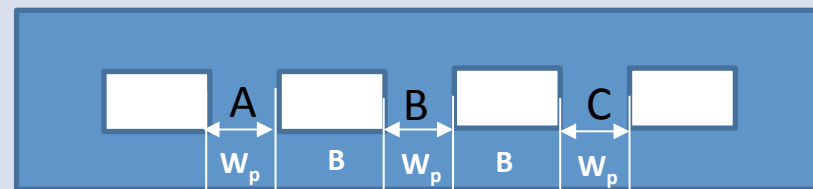
Los datos de comportamiento del macizo rocoso, procedentes de la instrumentación son los siguientes:

σ (Mpa)	5	8	10	11,1	11,4	10,9	10	8,7	3	0,5
$\varepsilon \times 10^{-3}$	0,5	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	7	12
$\nu = 0,25$	E = 2,8 GPa			$\gamma = 2,2 \text{ Kg/cm}^3$			H = 250 m	h = 12 m		

$$\Delta\delta_{pA} = 56,20 - 3,304 \cdot P_A - 1,121 \cdot P_B - 0,533 \cdot P_C$$

$$\Delta\delta_{pB} = 66,52 - 1,121 \cdot P_A - 3,602 \cdot P_B - 1,121 \cdot P_C$$

$$\Delta\delta_{pC} = 56,20 - 0,533 \cdot P_A - 1,121 \cdot P_B - 3,304 \cdot P_C$$



EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO SIMULTUD CON UNA VIGA

Como dato general, si consideramos L la anchura de la cavidad, si se considera que a profundidades inferiores a L ya no es aplicable el método de la cavidad en un medio infinito, se aplica el modelo de la viga. Para profundidades entre $L/2$ y L se considera que los pilares y el techo se comportan como una viga cargada uniformemente sobre apoyos elásticos.

La distribución de tensiones en el piso es análoga a la de la cavidad en un medio infinito, pero en el techo esta distribución es bastante diferente.

La convergencia total es la originada en el techo más la originada en el piso.

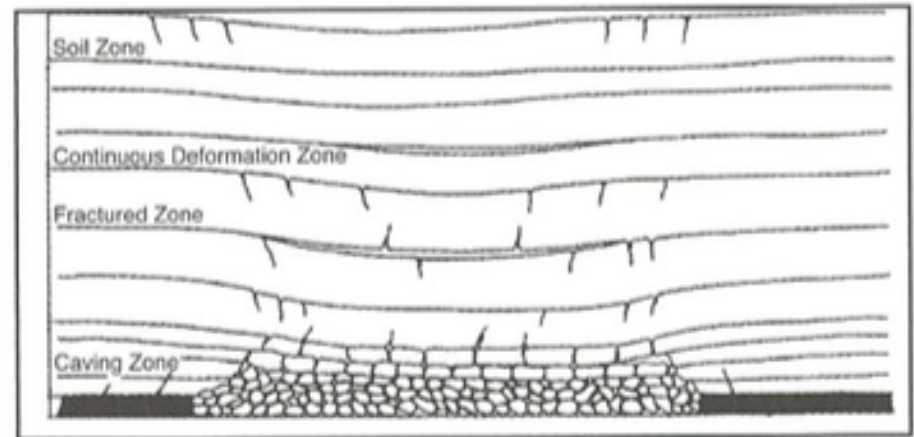
La flecha del techo se calcula considerando el modelo de la viga. El desplazamiento del piso se obtiene de la misma forma que se obtuvo el desplazamiento de un punto de un pilar de una cavidad en un medio infinito.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

MÉTODO SIMULTANEO CON UNA VIGA

En el área tributaria sobre una extracción subterránea se diferencian varias zonas, sobre todo en caso de materiales estratificados:

- A- Zona de roca sólida.
- B- Zona continua de deformación.
- C- Zona de fracturación.
- D- Zona excavada.



Al igual que sucede en yacimientos masivos, con la salvedad de que la fracturación propaga en base a las diferencias de tensiones en el seno de la matriz rocosa (arco de presiones), aunque como norma general se puede plantear el estudio de este tipo de acciones mediante:

Teoría de las vigas como de las placas, consideraciones:

- Las capas deben ser de espesor uniforme.
- La flexión del techo es debida exclusivamente a su peso propio.
- El techo inmediato está empotrado en ambos extremos.
- La roca de cada capa debe ser homogénea, isótropa y con un comportamiento linealmente elástico.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: MÉTODO CALCULO POR FLEXIÓN DE VANO

Para la obtención del vano máximo a realizar en la cámara, se puede emplear cálculos de vigas clásicas como elemento de viabilidad inicial de la mina, y así poder cumplir las restricciones para el control de subsidencia o asientos terrestres. El caso de estudio se puede afrontar bajo dos consideraciones en la que analizamos la capa de techo como una viga bi-apoyada o en su caso bi-empotrada. Para una viga simplemente apoyada (sin restricción de rotación en los extremos), el esfuerzo de tracción máximo ($\sigma_{m\acute{a}x}$) se produce en el centro del vano, la cual es función de la longitud del vano (L), de la carga unitaria por unidad de longitud del vano (w), y el espesor de la capa (t), con lo que obtenemos:

- | | Roca blanda (sedimentaria): | Roca dura: |
|--|---|---|
| - Simplemente bi-apoyada: | $\sigma_{m\acute{a}x} = \frac{3 * L^2 * w}{4 * t^2}$ | $\sigma_{m\acute{a}x} = \frac{\gamma \cdot L^2}{2 \cdot t}$ |
| - Viga Bi-empotrada: | $\sigma_{m\acute{a}x} = \frac{L^2 * w}{2 * t^2}$ | $f_{m\acute{a}x} = \frac{\gamma \cdot L^4}{32 \cdot E \cdot t^2}$ |
| - Resistencia a tracción de la roca en función de GSI: | $\sigma_{tracción} = \frac{\gamma \cdot L^2}{2 \cdot t} = \frac{-\sigma_{ci} \cdot s}{m_b}$ | |

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA



EJERCICIO:

Determinar el coeficiente de recuperación de una explotación minera de cámaras y pilares a una profundidad de 300 m, con una capa mineralizada de 6 m de potencia, y una resistencia a la rotura de los pilares de 50 Mpa. Se aplicará un coeficiente de seguridad de 2,5, y se sabe que la densidad de los terrenos suprayacentes es de 2,5 T/m³, siendo la del mineral de 3,9 Tm/m³, debiendo adoptar para la geometría de los pilares valores enteros. Sabiendo que se pretenden realizar huecos de B = 15 metros de anchura, calcular dicho coeficiente suponiendo pilares cuadrados.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

 EJERCICIO: Solución

$$S_p = \frac{\sigma_p}{FS} = \frac{50}{2,5} = 20 \rightarrow e = 1 - \frac{\left(\frac{2,5 \cdot 1000}{10^6}\right) \cdot 9,8 \cdot 300}{20} = 1 - 0,3675 = 63,25\%$$

$$S_p = \gamma \times g \times H \times \frac{(w + B) \times (L + B)}{w \times L} \text{ (Kpa)}$$

$$\frac{S_p}{\gamma \times g \times H} = \frac{w^2 + 2wB + B^2}{w^2} \rightarrow \frac{20}{7,35} x w^2 = w^2 + 30xw + 225 \rightarrow -1,721w^2 + 30w + 225 = 0$$

$$w = \frac{-30 \pm \sqrt{30^2 - 4 \cdot (-1,721) \cdot 225}}{2 \cdot (-1,721)} = 23,09 \approx 23 \text{ m}$$

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA



EJERCICIO:

Comprobar una operación minera de carbón ($2,5 \text{ kg/cm}^3$) existente y mejorar su tasa de recuperación. Datos:

- Profundidad: $H = 152 \text{ m.}$
- Ancho de cámara: $B = 5,5 \text{ m.}$
- Ancho de pilar: $w = 18,3 \text{ m.}$
- Longitud de pilar: $L = 24,4 \text{ m.}$
- Potencia de la capa: $h = 2,1 \text{ m.}$
- Relación L/w : $L/w = 1,33.$

De los ensayos de laboratorio con probetas de 54 mm de diámetro se ha hallado $\sigma_c = 26352 \text{ (kPa)}$.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA

EJERCICIO: Solución

Datos:

- Profundidad (H) = 152 m.
- Ancho de cámara (B) = 5,5 m.
- Ancho de pilar (w) = 18,3 m.
- Longitud de pilar (L) = 24,4 m.
- Potencia de la capa (h) = 2,1 m.
- Relación L/w = 1,33.
- $\delta = 2,5 \text{ Kg/cm}^3$.
- $\sigma_c = 26,352 \text{ Mpa}$ $\varphi = 54 \text{ mm}$.

$$S_p = \left(\frac{2,5 \cdot 1000}{10^6} \right) \cdot 9,8 \cdot 152 \cdot \frac{(5,5 + 24,4) \cdot (18,3 + 5,5)}{24,4 \cdot 18,3} = 36,4952 \cdot 1,5937 = 58,1624 \text{ Mpa}$$

$$\sigma_p = \frac{\sigma_c(26,352) \cdot \sqrt{54}}{\sqrt{0,9144}} \cdot \left(0,64 + 0,36 \cdot \frac{18,3}{24,4} \right) = 202,5080 \cdot 0,91 = 184,28228 \text{ Mpa}$$

$$FS = \frac{184,28228}{58,1624} = 3,1684 \rightarrow e = 1 - \frac{w \cdot L}{(B + w) \cdot (B + L)} = 1 - 0,6274 = 37,26 \%$$

Optimizar, es rebajar el FS a 2 y aumentar tasa de recuperación mediante variación de w, L y B:

$$FS = \frac{184,28228}{S'_p} = 2$$

$$\rightarrow S'_p = 92,14114 = 36,4952 \cdot \frac{(B + 1,33 \cdot w) \cdot (B + w)}{1,33 \cdot w^2} \rightarrow \text{Tanteos}$$

B	w	L	e
10	-3,690868659	-4,908855317	0,435941932
	26,3581508	35,05634056	
15	-5,536302989	-7,363282975	0,435941932
	39,5372262	52,58451084	
20	-7,381737319	-9,817710634	0,435941932
	52,7163016	70,11268113	
25	-9,227171648	-12,27213829	0,435941932
	65,895377	87,64085141	
30	-11,07260598	-14,72656595	0,435941932
	79,0744524	105,1690217	

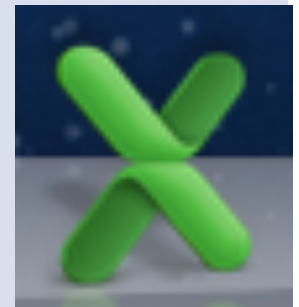
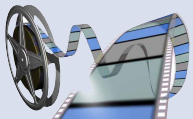
EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

CÁLCULO DE PILARES: MÉTODO DEL ÁREA TRIBUTARIA



EJERCICIO:

Para el dimensionamiento de una explotación de interior en roca caliza por cámaras y pilares, la cual se desarrolla en montaña desde el primer nivel a 60 m hasta los 210 m, en alturas de cuartel de 8 m, obtener el dimensionamiento de los pilares y la tasa de recuperación si la roca tienen un $RMR_{\text{junta}} = 68$ y una resistencia a compresión simple de 97 Mpa y se desea un FS de 1,5.



EXPLORACIÓN DE CÁMARAS POR SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING) GENERALIDADES

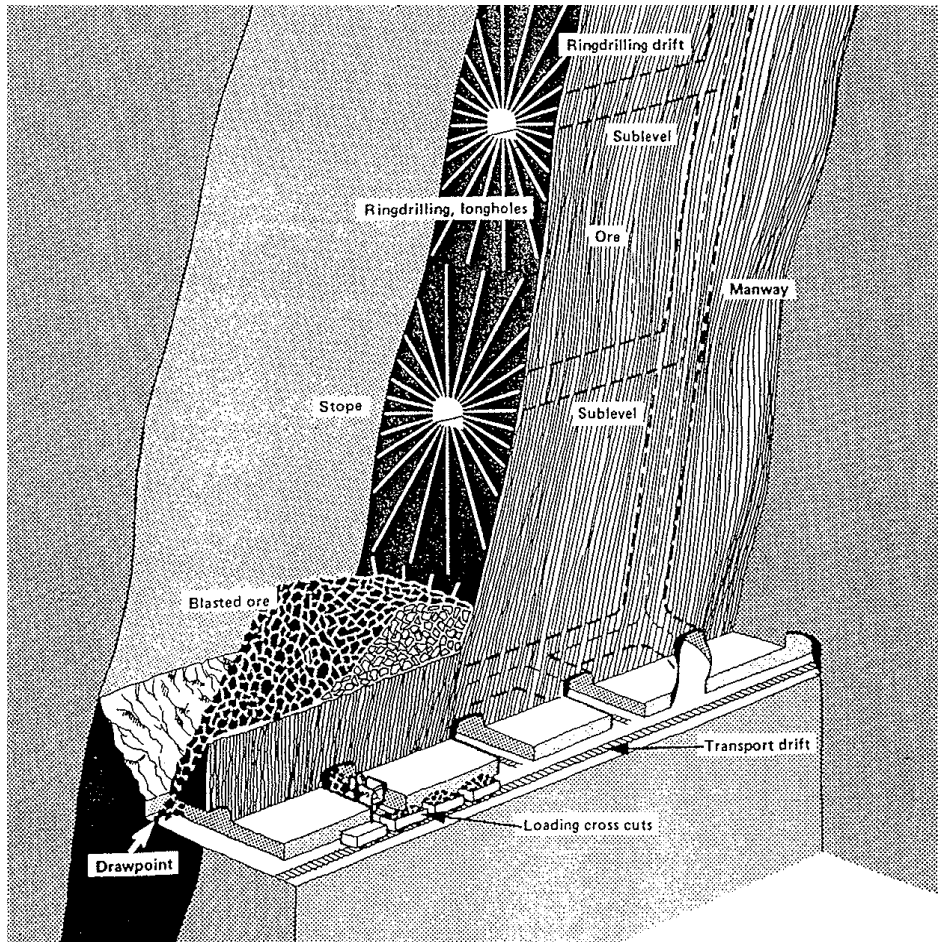


Figura: Excavación por subniveles, con barrenos dispuestos en abanico y carga transversal.

👑 Adecuado en yacimientos regulares, con rocas y mineralización resistentes (mínimo 55 Mpa), potentes (> 7m), cayendo el material al hueco abierto.

La distancia entre subniveles depende de la dilución admisible y el coste: actualmente 60/100/130 entre niveles, 30 entre subniveles.

👑 **COSTES:** Disminuyen al aumentar la altura, pero incrementan la dilución y ciertos costes (recuperación macizos de protección).

Método de gran productividad, pero con larga preparación, principalmente dentro del mineral.

Gran Inconveniente: tamaño de los huecos, sin sostenimiento, que deberán resistir las voladuras siguientes.

EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES

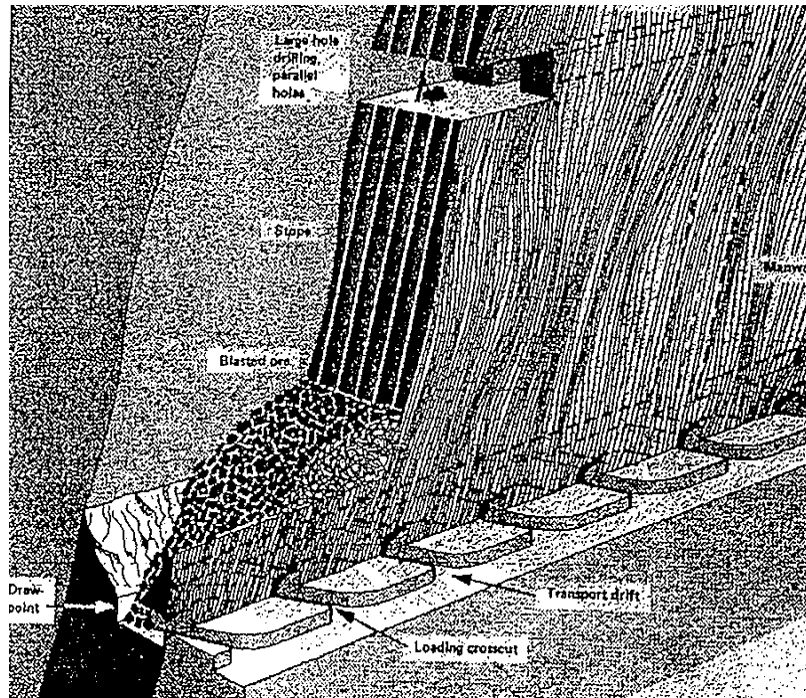
- ❖ El buzamiento debe ser mayor que el ángulo de reposo del material (fluirá por gravedad).
- ❖ Generalmente se aplica en yacimientos de fuerte buzamiento. Si éste es menor, se emplean scrapers.

DESVENTAJAS:

CÁMARAS LONGITUDINALES: Más dilución (más hastial visto).
CÁMARAS TRANSVERSALES: Más porcentaje de pilares 50%.

- ❖ Las cámaras se inician por una chimenea al techo, que al rasgarse será la cara libre de las voladuras (podrán ser en abanico, con tiros paralelos o en cráter).

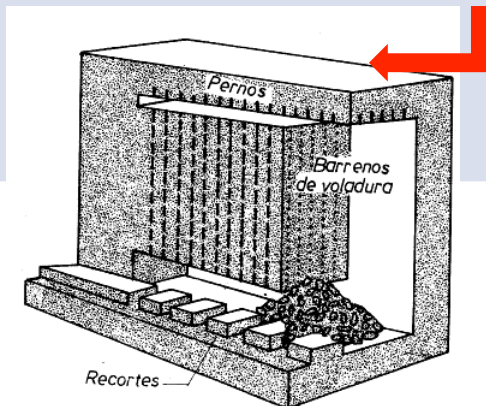
EXPLOTACIÓN DE CÁMARAS POR SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING)



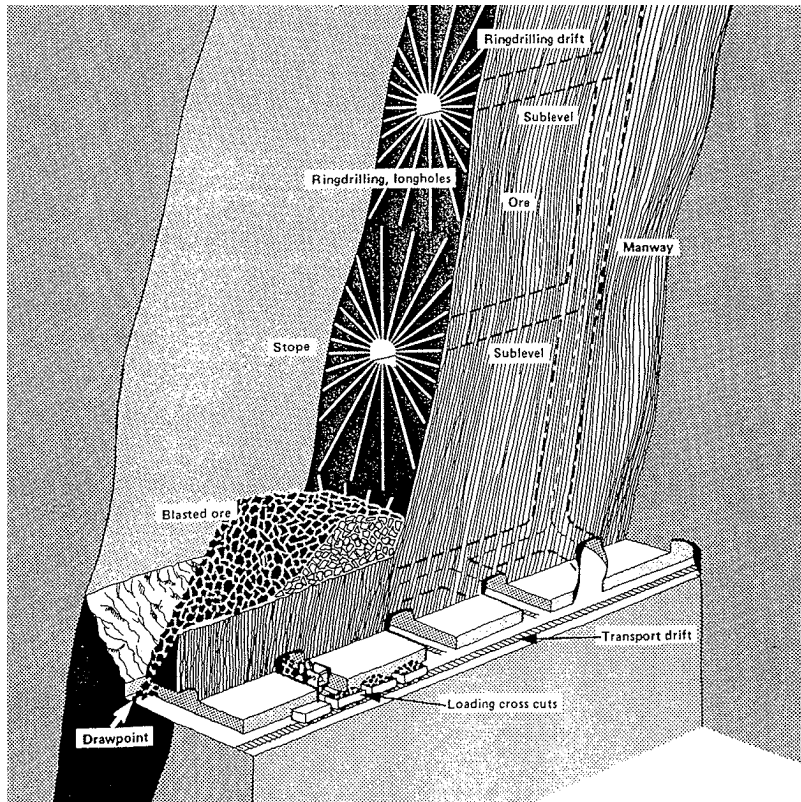
Explotación por subniveles, con barrenos en paralelo.

SUBNIVELES CON BARRENOS PARALELOS

- ❁ Permite una distribución uniforme de los barrenos.
- ❁ Se comienza ensanchando el subnivel hasta el ancho de cámara, con barrenos paralelos secuenciados de hasta 165 mm. de diámetro, con martillo en fondo.
- ❁ Tras crear la roza frontal, se inicia el arranque por cornisas por el subnivel más bajo, con barrenos descendentes.
- ❁ En la actualidad sustituido en gran medida por el **método de banqueo con grandes barrenos**.



EXPLORACIÓN DE CÁMARAS POR SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING)

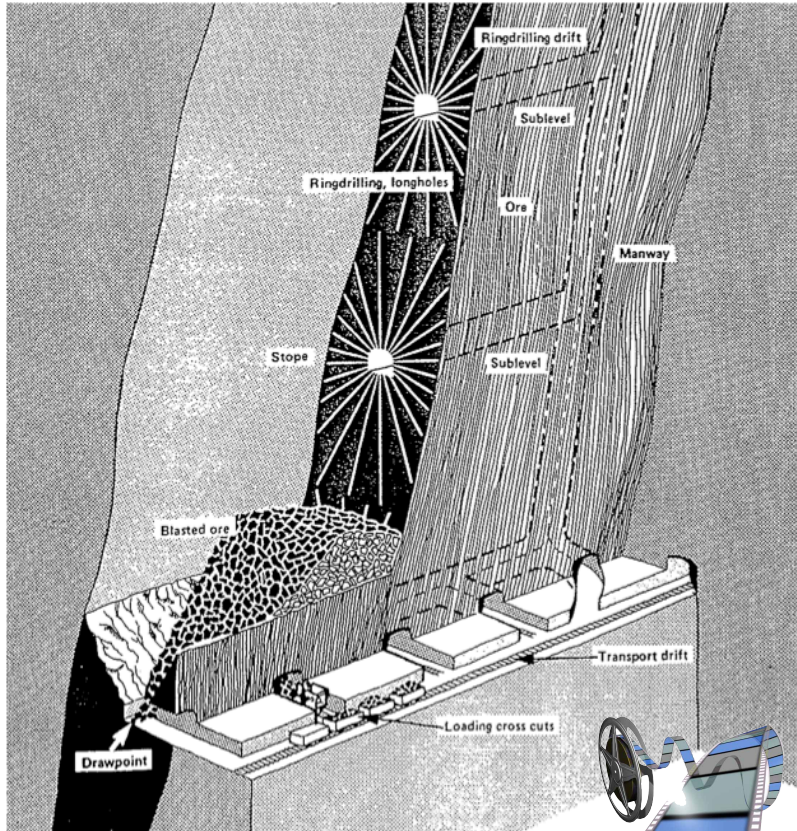


Excavación por subniveles, con barrenos dispuestos en abanico y carga transversal.

SUBNIVELES CON BARRENOS EN ABANICO

- ❁ Barrenos de 51-102 mm de diámetro.
- ❁ Se perfora dentro de la galería de nivel (más seguridad).
- ❁ La distancia entre subniveles depende de la posibilidad de controlar un espaciado y piedra correctos en los extremos.
- ❁ Suele comenzar a volarse por los subniveles inferiores, preparándose seis por nivel, y volando de tres en tres. El barreno inicial será el vertical.
- ❁ La longitud óptima de perforación suele estar entre 20 y 24 m, para controlar la desviación.
- ❁ Podrán entrecruzarse barrenos de subniveles distintos para mejorar la fragmentación

EXPLORACIÓN DE CÁMARS POR SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING)



Excavación por subniveles, con barrenos dispuestos en abanico y carga transversal.

VENTAJAS:

- Trabajo continuo, coste bajo por tonelada, y relación producción preparación alta, conservación mínima, seguridad para el personal y ventilación simple.

DESVENTAJAS:

- No es posible la explotación selectiva, debe mantenerse la ley por la explotación de varias cámaras. Importantes costes de mantenimiento de equipos.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)

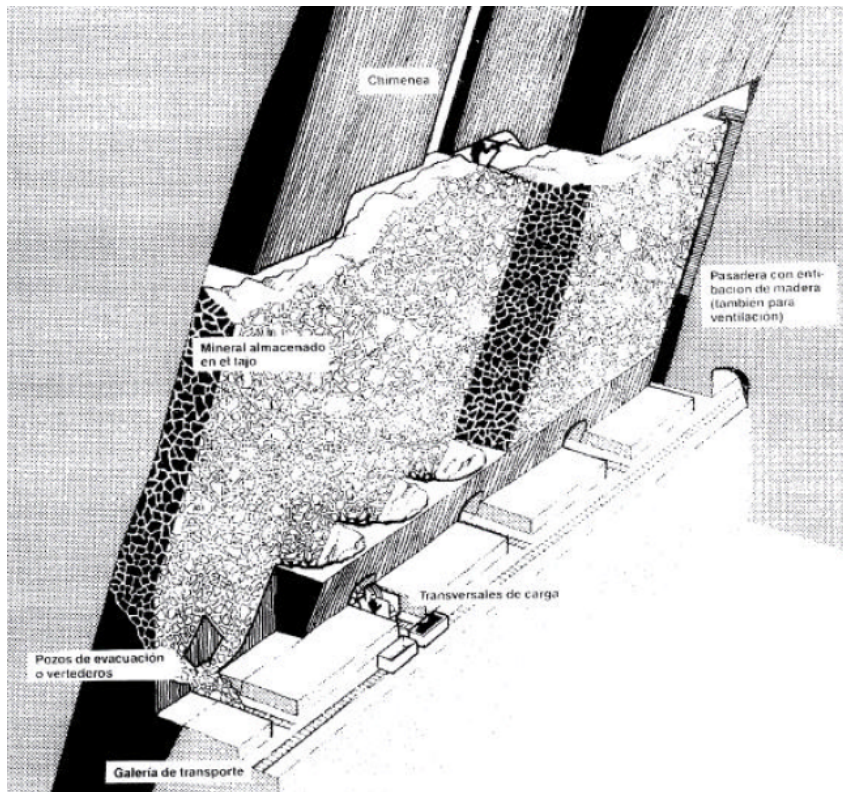


Figura: Cámaras almacén, con perforación manual en ascenso.

- Se emplea en filones subverticales (>50%). El mineral volado cae al hueco, soportando los hastiales, ya que hasta concluir la cámara únicamente se retira el esponjamiento (>30%), liberando espacio en la parte superior.
- Se ejecutan dos chimeneas en los extremos de las galerías de pie y cabeza, y una sobreguía sobre la de pie, calándose pequeños coladeros espaciados uniformemente. Es frecuente también la ejecución de una tercera chimenea central.
- El arranque podrá hacerse desde la galería de cabeza con voladuras cráter/tiros largos paralelos en descenso, o con perforación manual en ascenso.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)

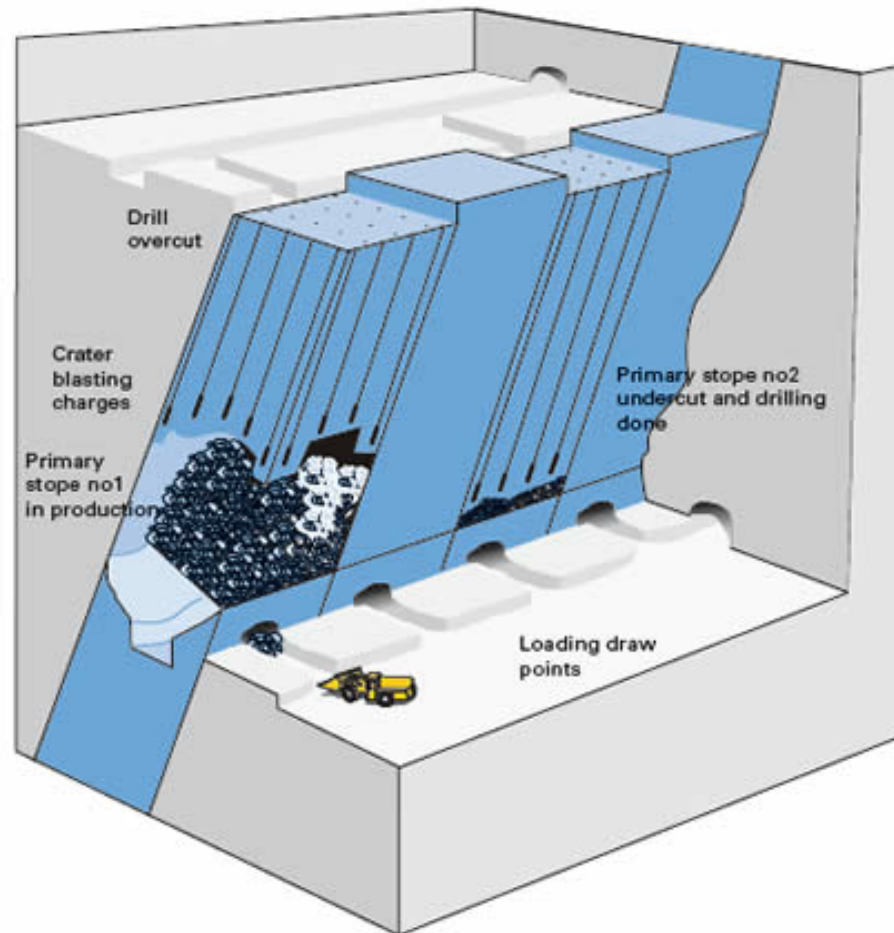
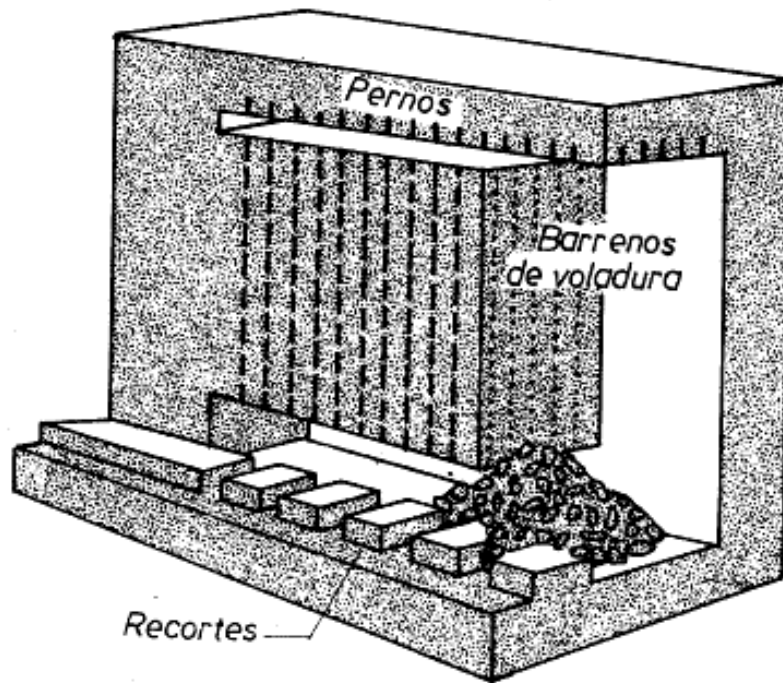


Figura: Cámaras almacén, con perforación mecanizada y posterior relleno para optimización del grado de recuperación.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)

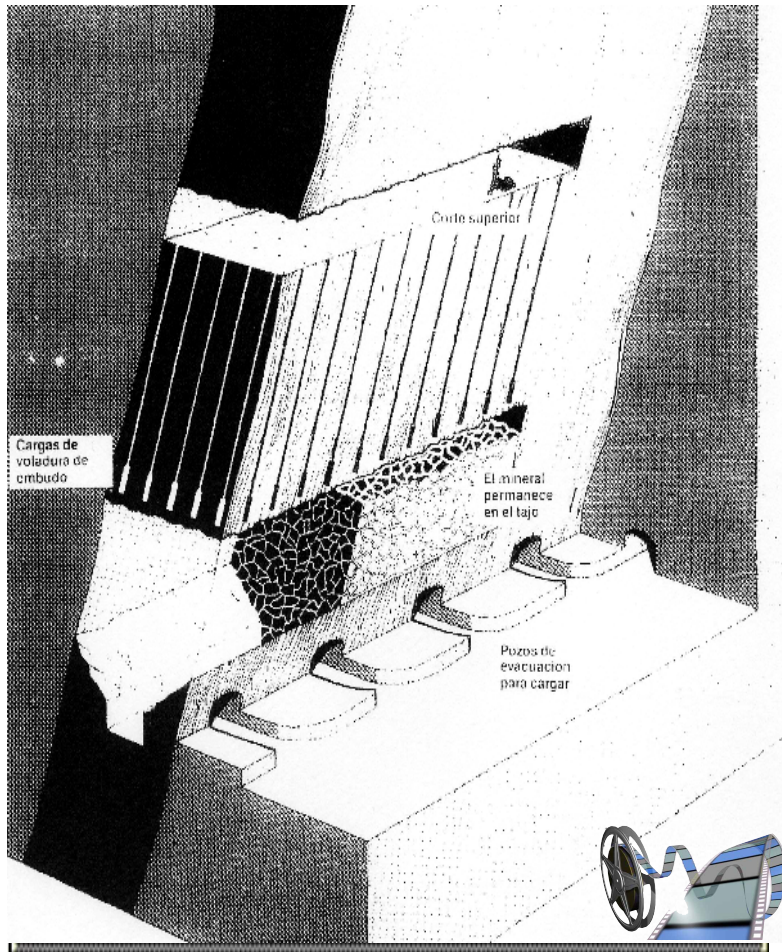


Explotación por subniveles por tiros largos paralelos.

CÁMARAS POR TIROS LARGOS PARALELOS

- ❁ No presenta subniveles, preparándose las cámaras entre dos niveles.
- ❁ Se perfora una chimenea en la pared frontal de la cámara, se practica un realce de unos 4 m, y se ensancha hasta el ancho de cámara.
- ❁ Seguidamente se prepara el frente volando alrededor de la chimenea.
- ❁ La longitud óptima de barreno suele ser de 60 m (habituales entre 50 y 90), y el diámetro de 115 a 200.
- ❁ Existe otra variante con barrenos en abanico.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)

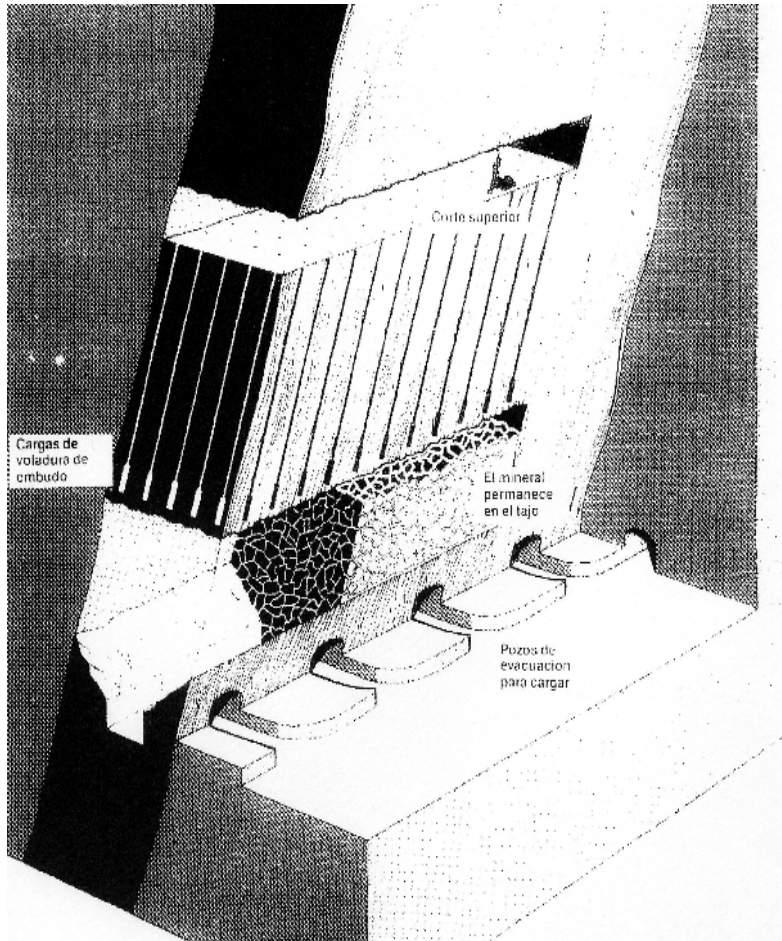


Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

GRANDES BARRENOS EN CRÁTER

- ❁ Similar al anterior, sin subniveles. Realces en cabeza y pie de 4 m., ensanchados hasta el ancho de cámara (generalmente la potencia).
- ❁ Diámetros de perforación de 165 mm. (6,5 pulgadas), longitud entre 40 y 52 m. Mallas de perforación cuadradas de 2,4 – 3 m de lado.
- ❁ Para volar se aplica la teoría de las **cargas esféricas**: carga cilíndrica con relación diámetro/altura de carga: 1/6.
- ❁ Se irán volando rodajas, y posteriormente habrá de retacarse el fondo del barreno, abierto, para repetir la voladura
- ❁ Dimensiones habituales: sección 60m · 10 m. (puede llegar a 150m · 30m), y altura 48 – 60m.

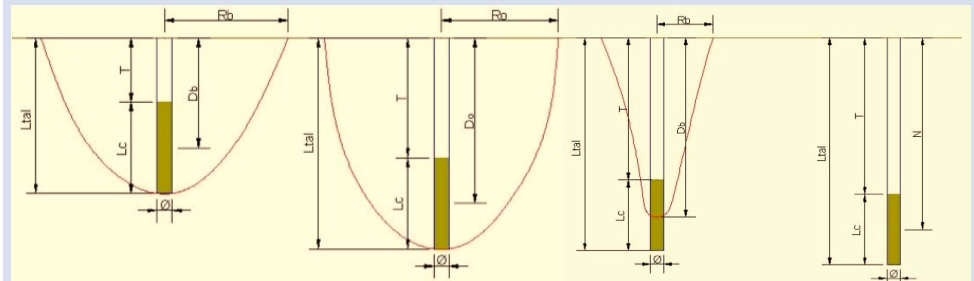
CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)



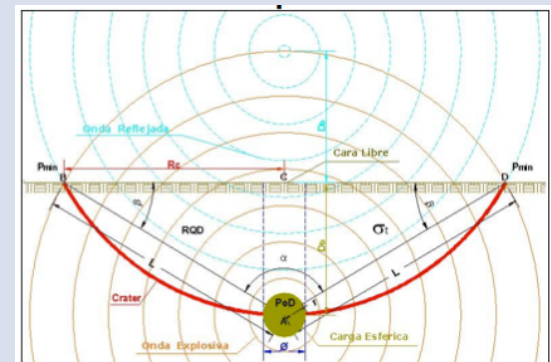
Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

GRANDES BARRENOS EN CRÁTER

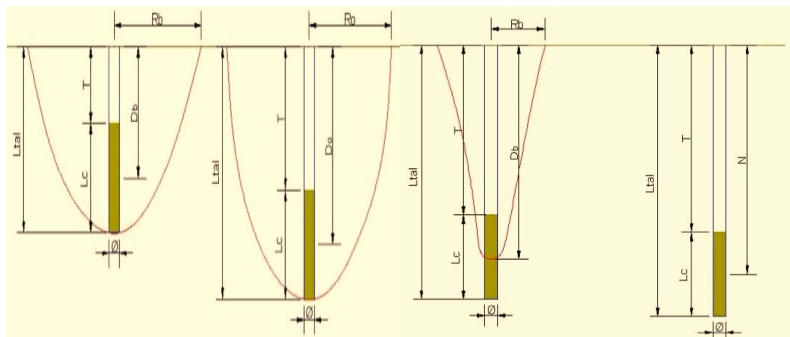
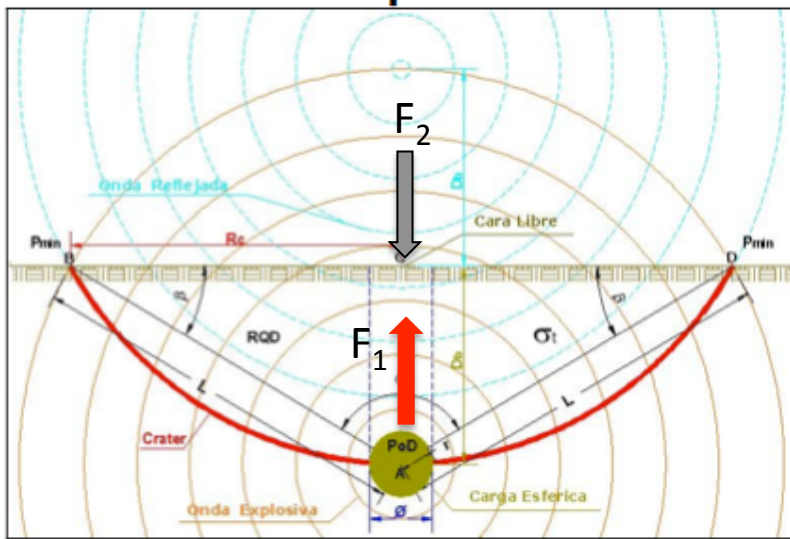
El método también denominado VCR o voladura en cráter, consiste en el diseño de voladuras con el fin de conseguir crear un cráter (hueco), con la menor carga posible y que se ajuste a unos parámetros definidos como son radio del cráter (R_b), volumen del cráter (V_b) con distancias variable (D_b), óptima (D_o) y crítica (N) Esquema:



Justificación del método:



CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)



GRANDES BARRENOS EN CRÁTER

Teoría de Livigston:

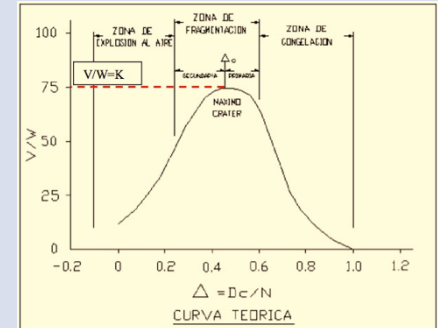
El radio del cráter (R_b ó R_c), es:

$$A_v = d_0 + \frac{\leq 6 \times \phi}{2} \rightarrow \text{Longitud de avance.}$$

$$R_c = \sqrt{\frac{3 \times K \times W_{\text{explosivo}}}{\pi \times A_v}}$$

$$V_c = \frac{\pi \times r^2 \times A_v}{3} \rightarrow \text{Volumen de cráter.}$$

$$W_e = \rho_{\text{explosivo}} \times V_{\text{explosivo}} \rightarrow \text{Peso del explosivo.}$$



K es una constante empírica:

Existen variantes basados en equilibrio de fuerzas F_1 y F_2 , incluyendo características de la roca (según Rene W. Ojeda Mestas):

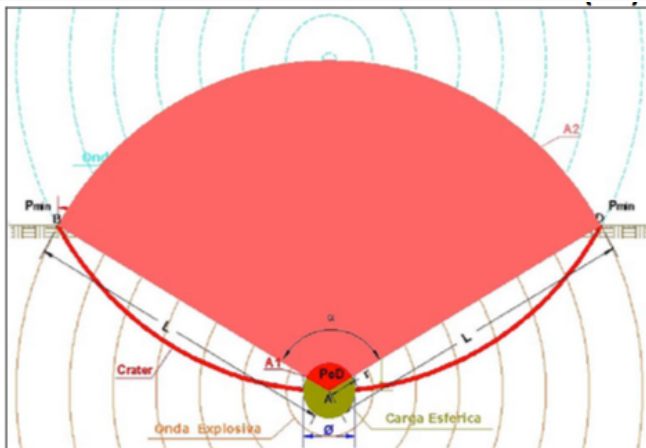
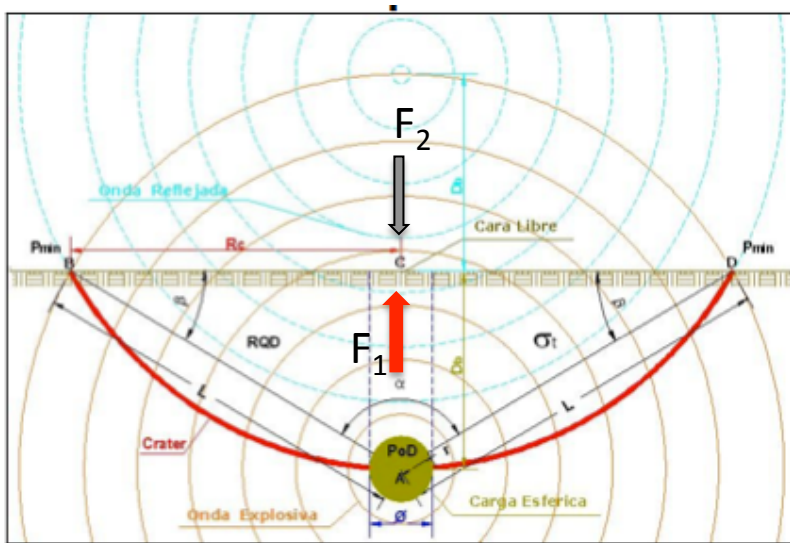
$$R_c = D_0 \times \sqrt{\frac{\text{PRESIÓN}_{\text{detonacion}} \times \phi}{\sigma_{\text{traccion}} \times RQD \times 2 \times D_0} - 1}$$

$$D_0 = \frac{\phi}{3} \times \sqrt{\frac{\text{PRESIÓN}_{\text{detonacion}}}{\sigma_{\text{traccion}} \times RQD}} \rightarrow \text{Profundidad de la carga.}$$

$$S_0 = 2 \times R_c \rightarrow \text{Espaciamiento.}$$

Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)



Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

GRANDES BARRENOS EN CRÁTER

Justificación:

Aplicamos: $\sum \vec{F} = 0 \rightarrow \vec{F}_1 = \vec{F}_2$

$\left. \begin{array}{l} \vec{F}_1 \rightarrow \text{Fuerzas debida a la presión de detonación } P_oD. \\ \vec{F}_2 \rightarrow \text{Resistencia de la roca a la presión mínima } P_{min}. \end{array} \right\}$

Del gráfico se desprende qué:

$$P_{min} \cdot A_2 = P_oD \cdot A_1 \rightarrow P_{min} \cdot \left(\frac{1}{2} \cdot L^2 \cdot \alpha\right) = P_oD \cdot \left(\frac{1}{2} \cdot r^2 \cdot \alpha\right) \rightarrow P_{min} = P_oD \cdot \left(\frac{r^2}{L^2}\right)$$

Para que se produzca la rotura de la roca, $P_{min} > \sigma_t$
 $\sigma_t \cdot RQD = K \cdot P_{min}$; $K \rightarrow$ Constante.

$$\Delta_{ABD} = \frac{1}{2} \cdot L^2 \cdot \text{sen}\alpha = \frac{1}{2} \cdot 2 \cdot R_c \cdot D_b \rightarrow L^2 = \frac{2 \cdot R_c \cdot D_b}{\text{sen}\alpha}$$

Aplicando la teoría del seno y sustituyendo en la ecuación anterior, resulta:

$$\frac{2 \cdot R_c}{\text{sen}\alpha} = \frac{L}{\text{sen}\beta}; \Delta_{ABC} \rightarrow \frac{L}{\text{sen}90^\circ} = \frac{D_b}{\text{sen}\beta} \rightarrow \text{sen}^2\beta = \frac{D_b^2}{L^2} = K$$

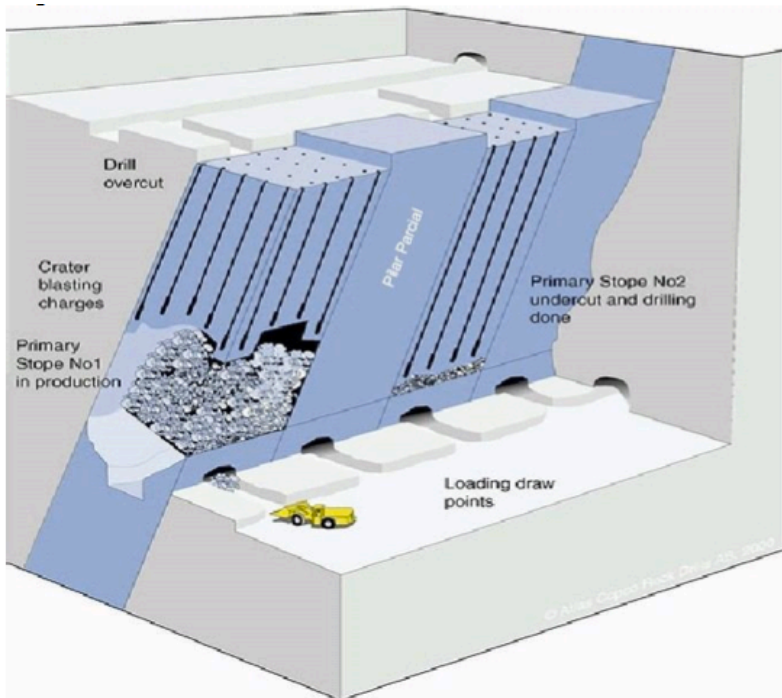
$$\sigma_t \cdot RQD = \left(\frac{D_b^2}{L^2}\right) \cdot P_{min} = P_oD \cdot \left(\frac{r^2}{L^2}\right) \cdot \left(\frac{D_b^2}{L^2}\right) \rightarrow \left(\frac{L^2}{r \cdot D_b}\right)^2 = \frac{P_oD}{\sigma_t \cdot RQD}$$

$$\left(\frac{D_b^2 + R_c^2}{r \cdot D_b}\right)^2 = \frac{P_oD}{\sigma_t \cdot RQD} \rightarrow R_c = D_b \cdot \sqrt{\frac{P_oD}{\sigma_t \cdot RQD} \cdot \left(\frac{\phi}{2 \cdot D_b}\right) - 1}$$

Si $R_c=0$ $D_B=N$

$$D_b = N = \frac{\phi}{2} \cdot \sqrt{\frac{P_oD}{\sigma_t \cdot RQD}}$$

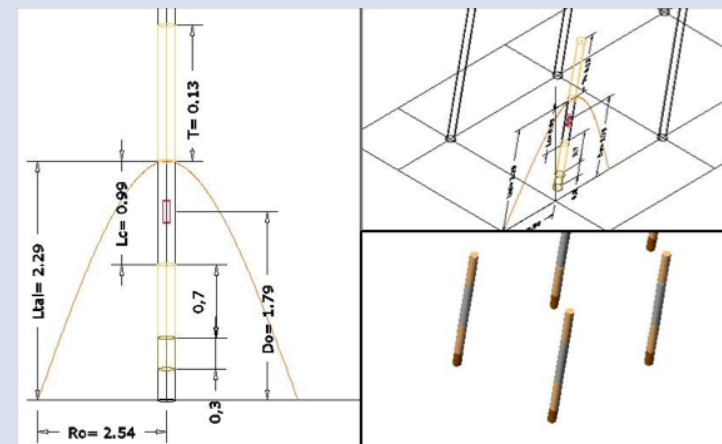
CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)



GRANDES BARRENOS EN CRÁTER

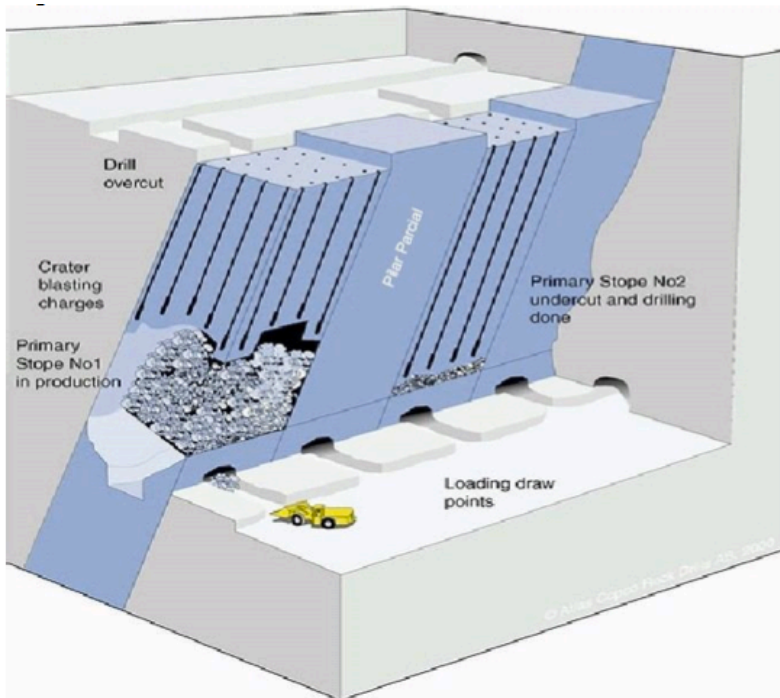
Ventajas de V.C.R.:

- Elimina la preparación de la chimenea y la roza frontal.
- Mejora la fragmentación.
- Reduce la dilución del mineral.
- Puede aplicarse en criaderos que no aguantan el banqueo.



Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)



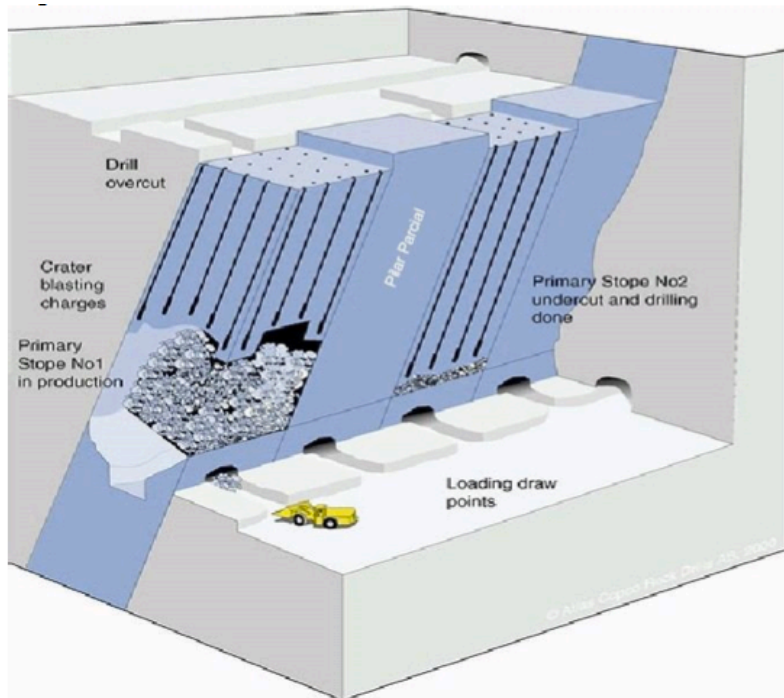
MÉTODO DE CÁMARAS ALMACEN

Ventajas:

- En condiciones apropiadas pueden ser más baratas que el método de corte y relleno.
- El mineral almacenado actúa como piso de trabajo, incluso para andamiarse en el arranque.
- La perforación y voladura en las cámaras almacén es más eficaz que en el método de rebanadas rellenas pues no es un trabajo cíclico como en éste.
- No hay coladeros dentro de la cámara ni, por tanto, trabajos de conservación de los mismos.
- No hay que mover el mineral durante la explotación, aunque, a veces, hay que rastrearlo para nivelar las plataformas de trabajo de las perforadoras móviles.

Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPE)



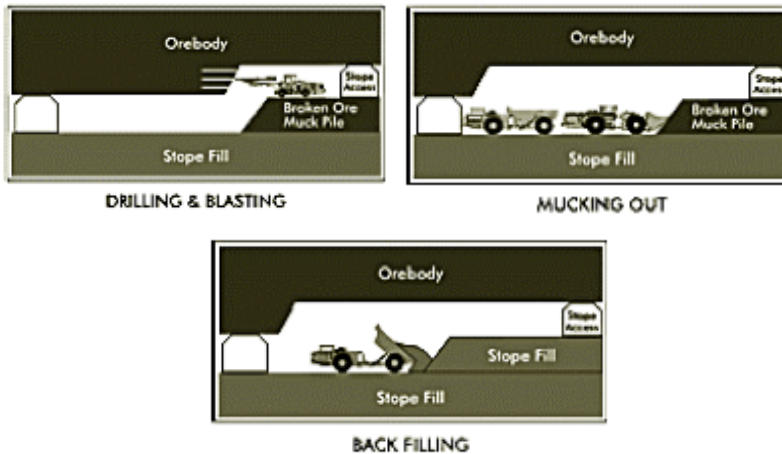
MÉTODO DE CÁMARAS ALMACÉN

Desventajas:

- La corona y costados de la cámara deben ser sanos y firmes. La pendiente ideal es la vertical, pero se considera aplicable hasta 50° .
- En algunos casos es difícil dejar el muro al descubierto, ya que habría que producir irregularidades en el mismo que pueden ser causa de "huecos colgados" al retener el mineral; por ello hay necesidad de abandonar algo de mineral o franquear parte de roca del hastial, según las circunstancias.
- Las rocas que se desprenden de los hastiales ensucian el mineral. El mineral está sujeto a oxidación en la cámara, lo que puede ocasionar dificultades en la flotación y también producir fuegos si el contenido en azufre es suficiente.

Explotación por subniveles con grandes barrenos en cráter.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

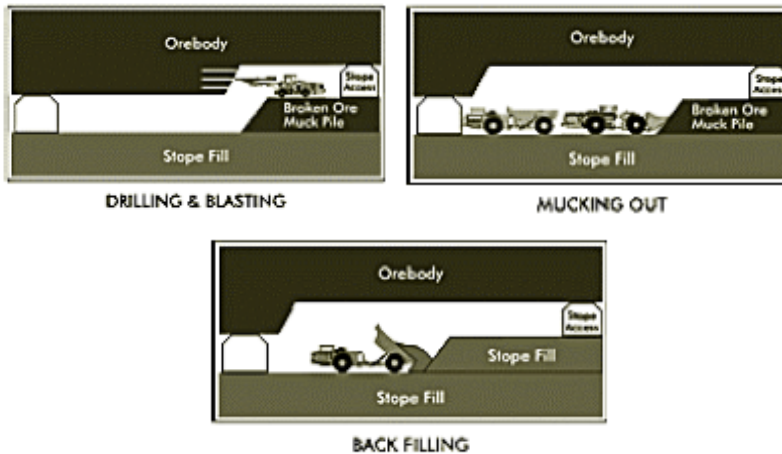


CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

- ❖ Método en el que la pasada se completa con el relleno antes de la realización de la siguiente pasada.
- ❖ El método consiste en el arranque del mineral en rebanadas sucesivas horizontales o inclinadas trabajando en sentido ascendente desde la galería de base (como en las cámaras almacén).
- ❖ El mineral se saca a medida que se arranca y el hueco se rellena con estériles.
- ❖ Entre el relleno y la corona virgen del mineral se deja un hueco suficiente para que se pueda trabajar sobre el relleno en la perforación de la rebanada siguiente sin dificultades.
- ❖ Aplicación en depósitos filonianos con buzamientos pronunciados y en yacimientos grandes de forma irregular.

Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

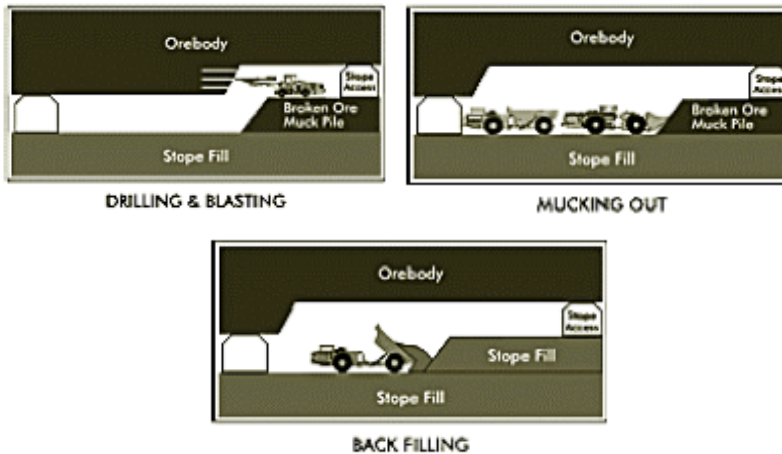


CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

- ❖ El relleno sirve para:
 - Sostener las paredes o hastiales de la cámara (Estéril procedente de exterior, de la cámara ó del lavadero deslodados.
 - Para evitar desprendimientos de rocas en zonas falsas localizadas, se emplean castilletes, estemples y bulones como complemento del relleno.
- ❖ El método es el más flexible ya que puede aplicarse en todo tipo de criaderos.
- ❖ La disposición de los coladeros, piqueras y chimeneas de ventilación, permite contar siempre con pasos suficientes, si alguno se interrumpiera por cualquier circunstancia.
- ❖ En el caso de criaderos irregulares de minerales ricos, con ramificaciones que penetran en el macizo rocoso que lo encaja, siendo este material el de relleno.

Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

En criaderos tabulares de fuerte pendiente y potencia pequeña o media, el mineral se arranca en dirección al rumbo de la capa, montando cámaras longitudinales y con la anchura de la caja. Según la corrida del criadero, las cámaras pueden ser del mismo largo que éste o limitarse por medio de pilares de separación, que disminuyen el vano descubierto de los hastiales. Cámaras de más de 20 m. de anchura sólo son posibles con coronas de mineral muy resistente. Si el criadero es más ancho, se preparan las cámaras como labores de través, con el eje mayor normal a los hastiales.

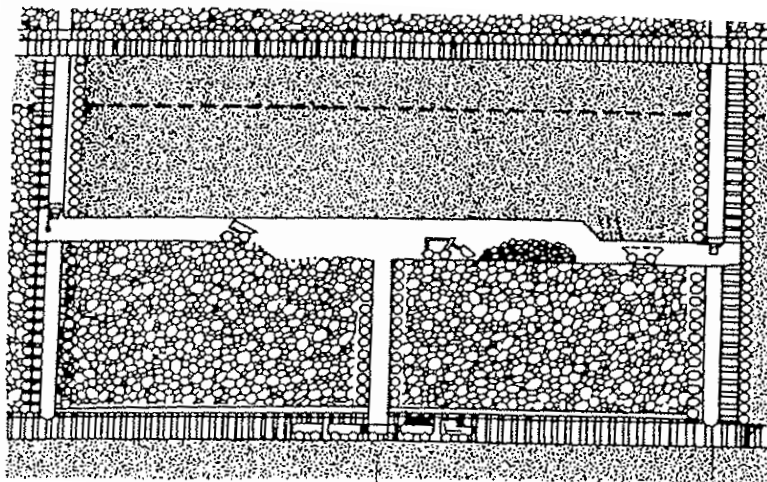
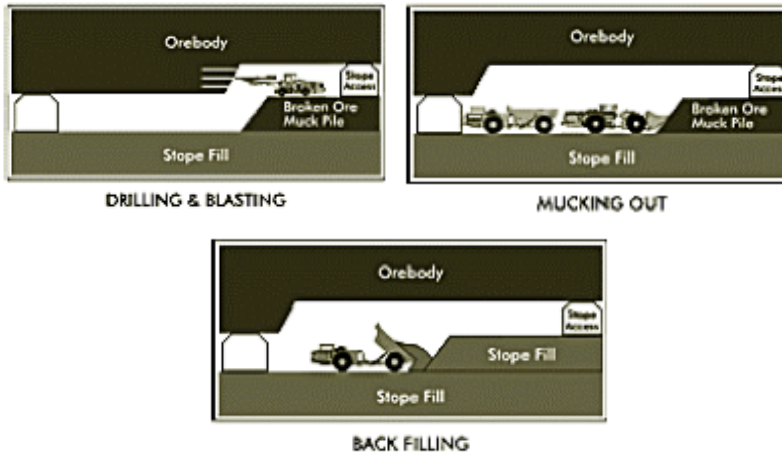


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

- Procedimiento de trabajo:

- Desde un recorte de la galería de transporte general (a unos 12 m – 15 m. del fondo de la futura cámara), se practica una rampa de acceso, que alcanzará al fondo de la cámara.
- El recorte se realizará de techo a muro, constituyendo el centro de la cámara.
- Alcanzado el muro, se sube una chimenea en mineral que enlaza la cámara con la planta de cabeza del piso superior.
- La chimenea servirá para el servicio general, la cual irá provista de escalas y mecanizada con un cabrestante para las maniobras de los equipos y sirve de entrada de aire a la cámara, la salida de aire se realiza por chimeneas realizadas en los dos extremos de la misma, sobre el muro del criadero.

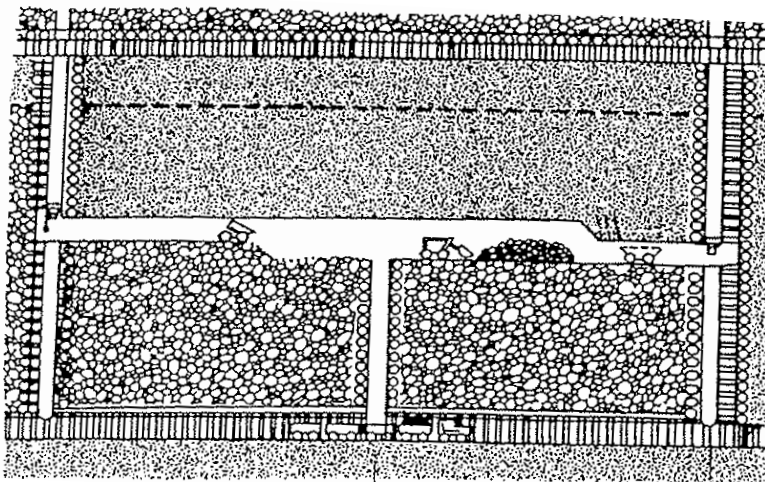


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

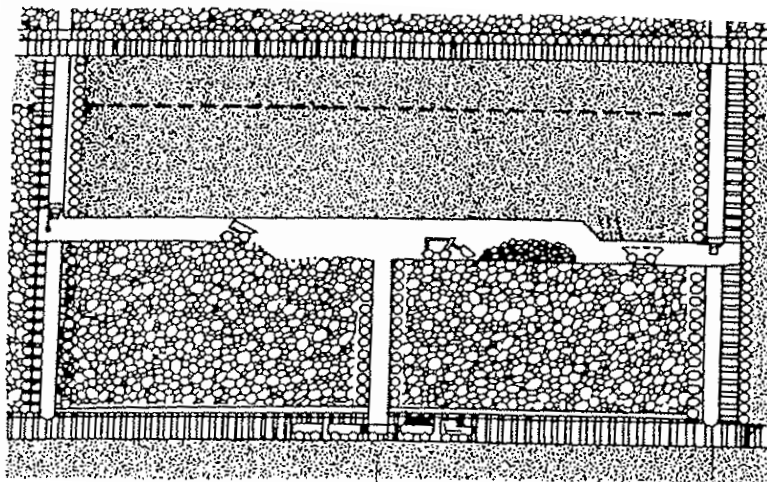
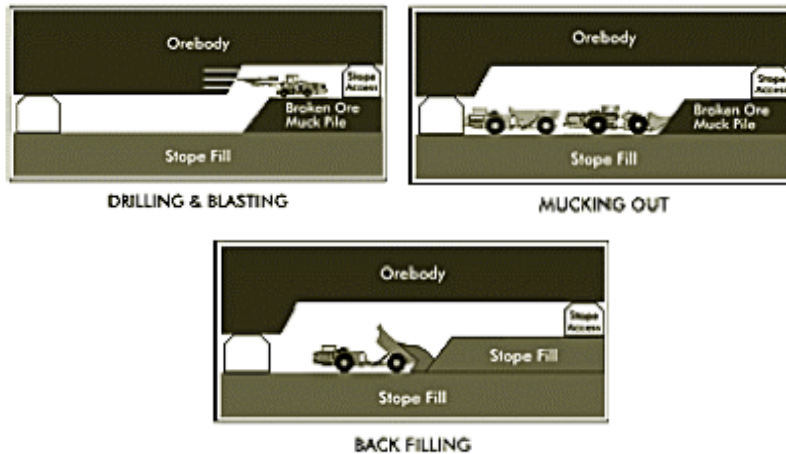


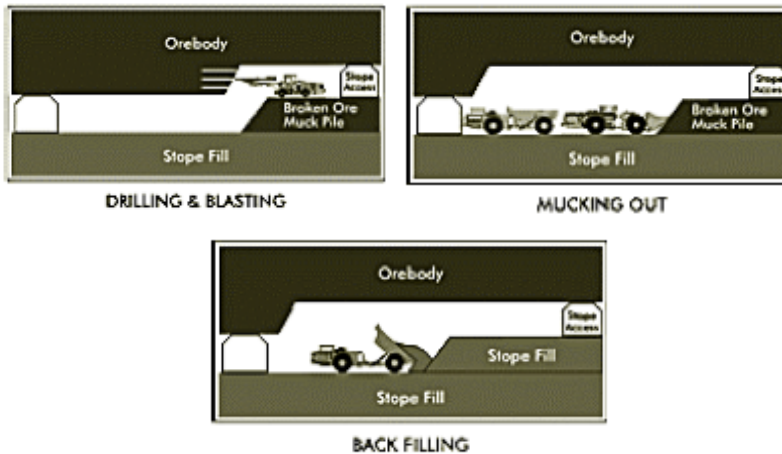
Figura: Corte y relleno.

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

- Los coladeros:

- Se dejan entre el relleno o prepararlos al muro, separados unos 8 m - 10 m del mineral por seguridad.
- La ventaja principal del acceso con chimenea es que la preparación de la explotación es barata y rápida, y se puede empezar a producir muy pronto.
- La Desventaja, es que es difícil sacar piezas grandes por chimenea y por consiguiente el mantenimiento de equipos, ya que las unidades grandes del equipo, como cargadoras y jumbos, quedan encerradas en la cámara.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

La perforación se realiza mediante barrenos ascendentes perforados con jumbos de uno, dos o tres brazos, siendo la malla aconsejable de $B = 1,8$ m. y $E = 1,2$ m., con una inclinados de 10° a 30° con la vertical en dirección del avance. Así se consigue una granulometría que facilita la carga, pues el mineral entra mejor en la cargadora.

La altura media de rebanada es de 3m – 4m. Una cámara grande puede dividirse en varias conectadas entre sí como secciones de trabajo y de este modo, pueden producirse más toneladas en una misma voladura.

Es mejor arrancar desde los extremos de la cámara hacia el centro, salvo que la disposición de los planos de crucero de la masa mineral exigieran hacerlo en una dirección.

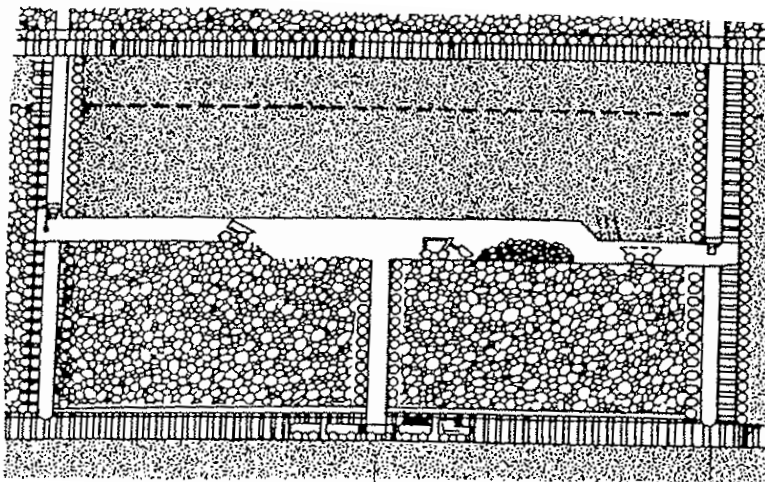
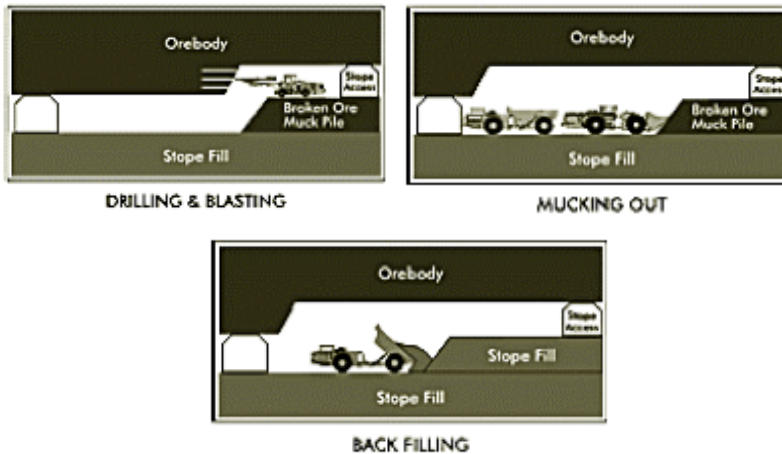


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

El aire para la ventilación debe entrar por la planta inferior de la mina, por la rampa de acceso a la chimenea central y salga por las dos chimeneas perforadas en el mineral en los extremos de la cámara.

El relleno se compone de arena (< 10 micras < 10%) y estériles molidos del lavadero; también pueden añadirse rocas de las labores preparatorias. En la cámara se reparte con pala L.H.D. o arrobadera si es relleno seco.

El relleno hidráulico se baja por la cámara y se distribuye con tuberías. La bajada puede hacerse por gravedad a través de agujeros de sondeo.

El drenaje se hace por decantación y filtrado, mediante la colocación en el relleno de cada cámara varios tubos perforados de drenaje y filtrado, recubiertos con geotextil.

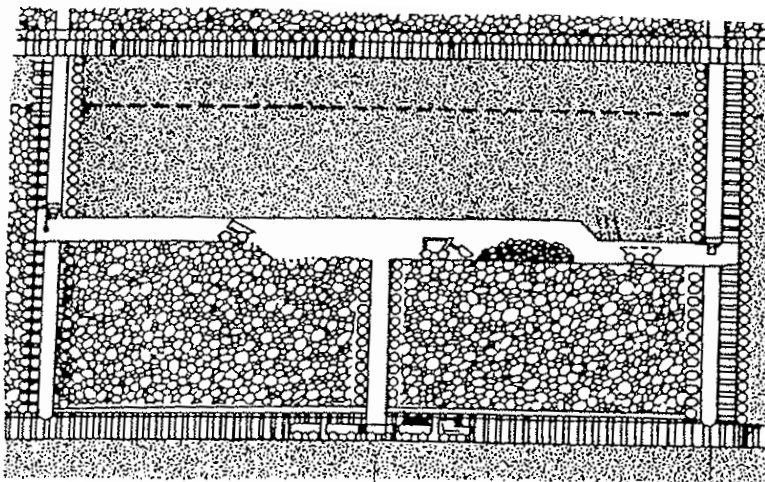
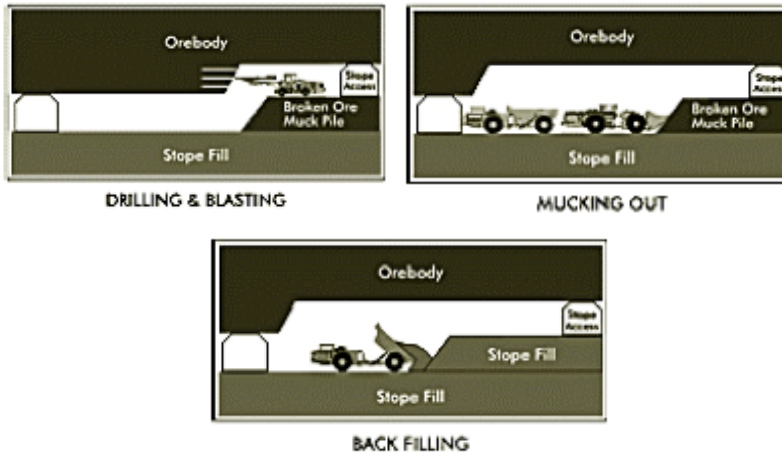


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

Los accesos a la cámara se cierran a medida que sube el nivel del relleno, con cierres porosos, para que el agua pueda escurrir.

El relleno se dosifica con un 6 – 10 % de cemento como medio de consolidación (alcanza de 0,7 a 1 Mpa) y poder recuperar las cámaras, al igual que sobre el piso, para evitar dilución y mejor cargue y transporte.

Un inconveniente es el uso de bulones para el sostenimiento del avance como medida de seguridad, los cuales luego aparecerán en el ciclo productivo, al igual que el vallado de coladeros y pasos.

El arranque por barrenos verticales necesita unas dimensiones de hueco descubierto elevado, limitado para terrenos con capacidad portante elevada.

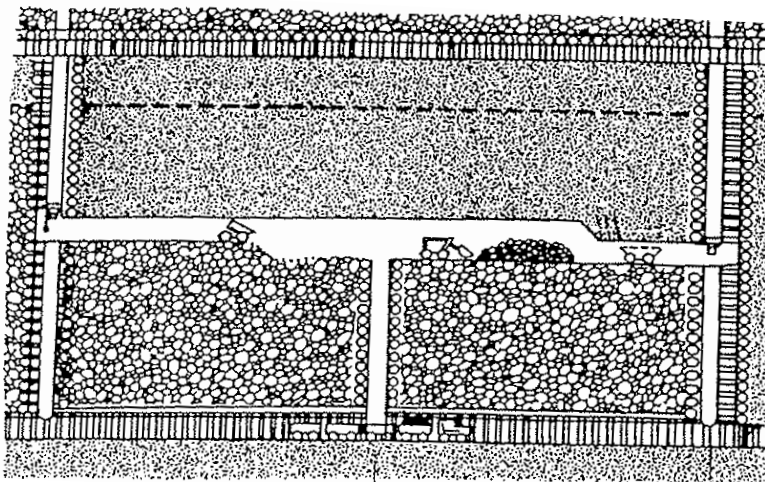
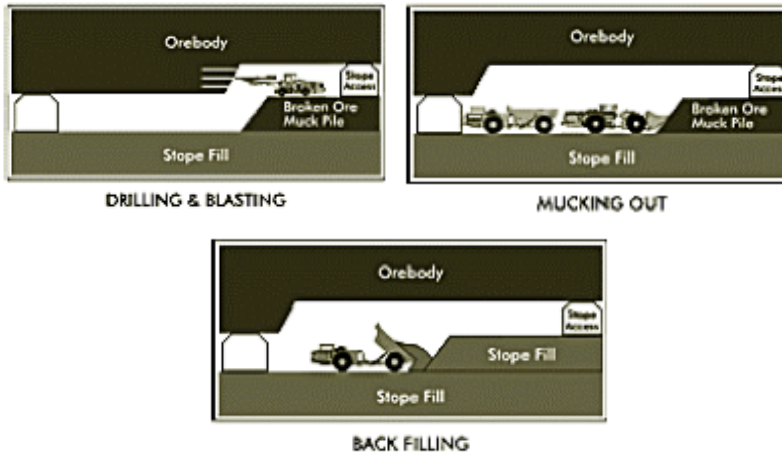


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

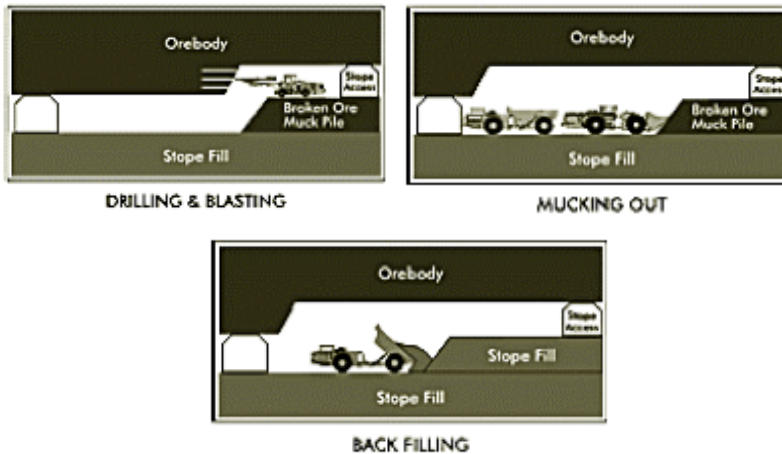
En estos casos podrá emplearse la voladura con barrenos horizontales y el avance en una sola dirección.

Los barrenos horizontales pueden emplearse también para seguir los apófisis o salientes de criaderos irregulares con ley alta. En todo caso, la producción baja, y con ella el rendimiento por hombre y relevo.

El relleno de una cámara de barrenos horizontales no puede completarse hasta que se ha terminado de arrancar la rebanada; entonces se saca la maquinaria y se rellena la cámara hasta la corona. El aire de ventilación pasará por el hueco entre corona y relleno, producido por las irregularidades de la corona y el asiento del relleno; en algún caso habrá que forzar la ventilación con tuberías.

Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

Si no se utiliza equipos mecanizados como los L.H.D. para este método, lo más corriente es utilizar el rastreo del mineral con cargadora frontal o mototrailla, llevándolo desde el frente al coladero más próximo, bien directamente o por intermedio de una "estacada" o puente; ésta puede girar alrededor del coladero y tener un recorrido de hasta 50 m en cada dirección.

En este caso los coladeros entre el relleno deben ir revestidos. El relleno baja por dos chimeneas situadas en los extremos de la cámara.

Sobre el relleno se coloca un piso provisional de tablas para el recorrido de la arrobadera, evitando una dilución excesiva del mineral en el relleno.

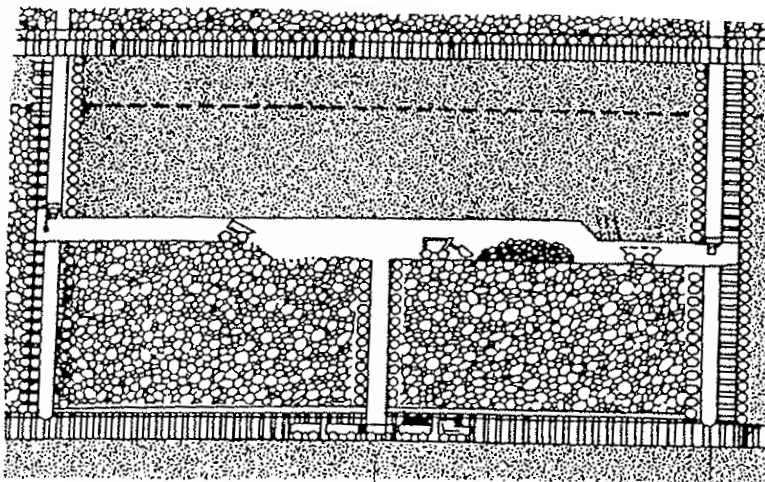
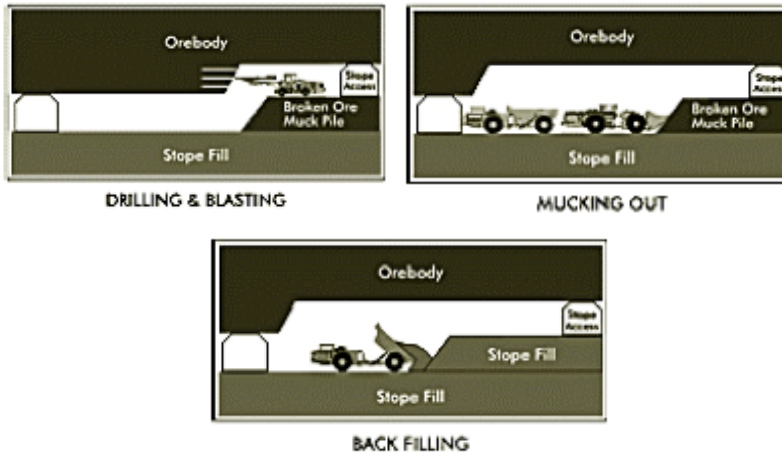


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



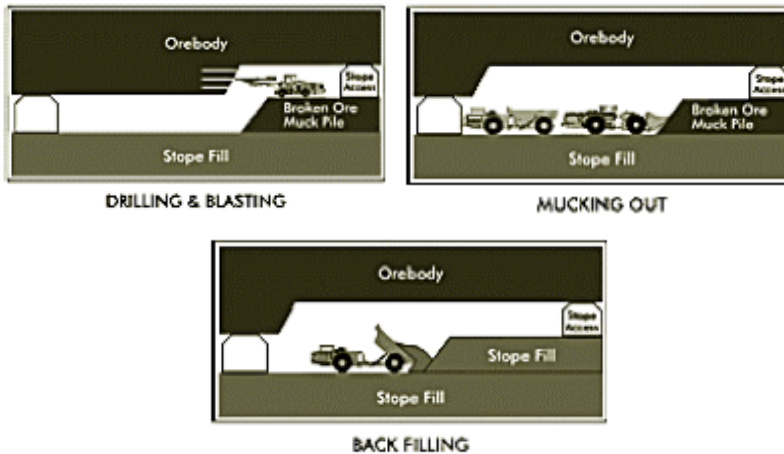
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

- Ventajas:

- Menores costos de preparación que en el método de Cámaras Almacén, subniveles y arrenos largos.
- Pueden dar producción rápidamente.
- El mineral sale a medida que se arranca y con ello el capital inmovilizado es menor y se evitan los problemas de oxidación y fuegos.
- Se necesita poca mano de obra.
- La vigilancia es fácil por estar el trabajo muy concentrado.
- La seguridad es grande, sólo se trabaja en zonas que no han tenido tiempo de meteorizarse.
- La ventilación es sencilla.
- Hay poca dilución del mineral.
- La estabilidad en la cámara y en el conjunto de la mina es grande, gracias al relleno.
- Permite la colocación de estériles del lavadero.

Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (CUT & FILL STOPES)

- Inconvenientes:

- La producción por cámara es irregular, por lo que hay que arrancar varias para compensar.
- Se necesita un buen suministro de tierras para relleno.
- Esto resulta caro, llegando al 50 por ciento del costo total.
- Los finos residuales del tratamiento de estériles ocasionan problemas de estabilidad de escombreras.

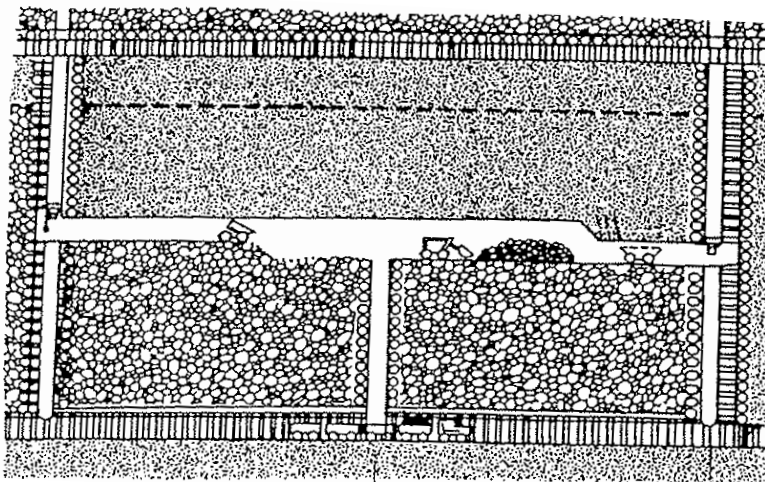
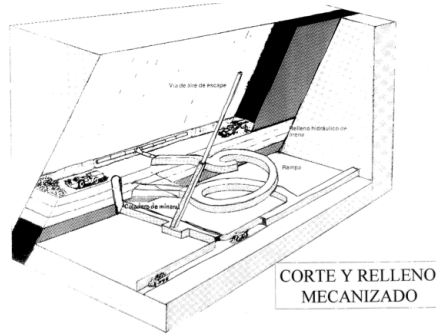
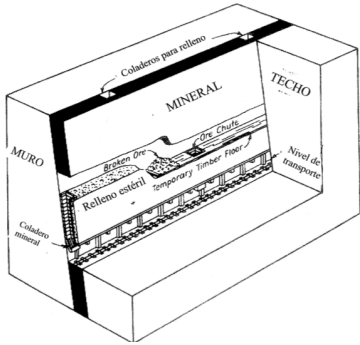


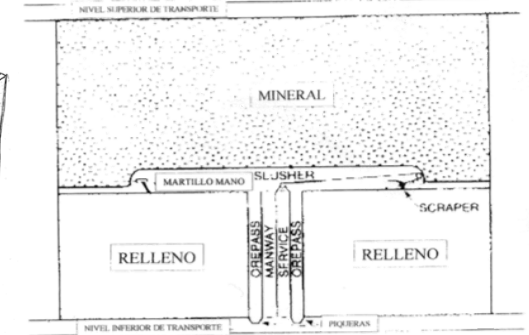
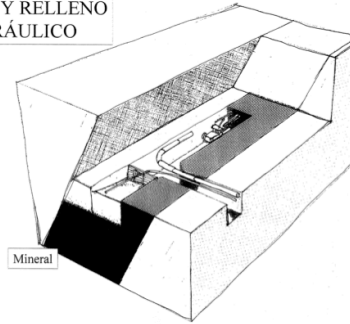
Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

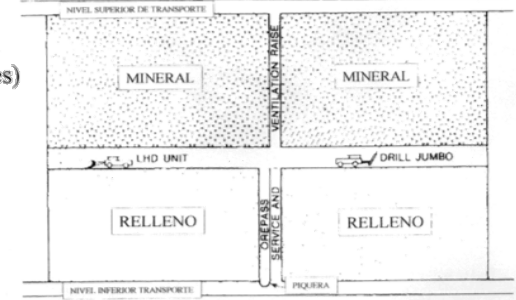
RELLENO POR GRAVEDAD



CORTE Y RELLENO HIDRÁULICO



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE NO MECANIZADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO



CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (Barrenos horizontales)

- Techo de la excavación menos afectado por la voladura.
- Perforación no independizada de la carga.
- Mejor sujeción de los hastiales.

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (Barrenos verticales)

- Techo de la excavación más afectado por las voladuras → saneo.
- Peor sujeción de los hastiales → más dilución.
- Perforación independiente de la carga.

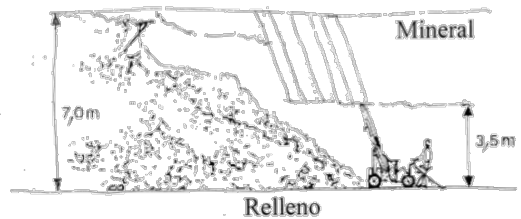
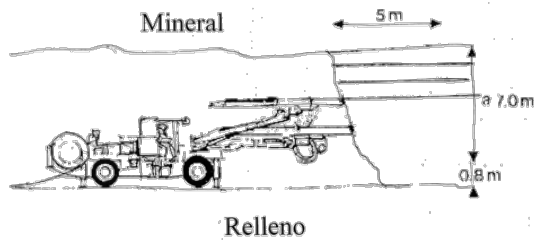
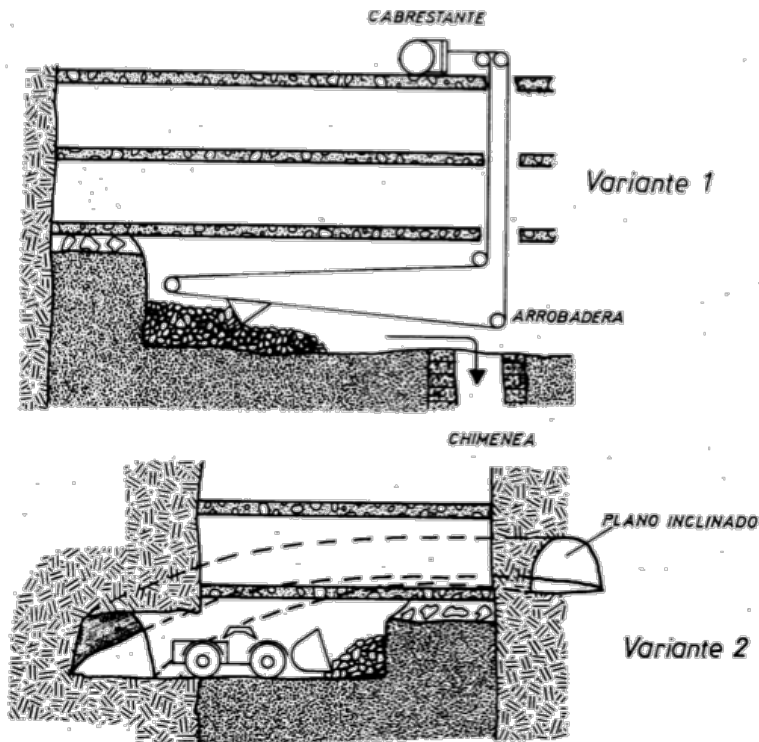


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (UNDERCUT & FILL)

El método de Corte y relleno descendente, emplea el relleno como techo, debiéndose estabilizarse el mismo mediante losa de hormigón, que sirve de piso del relleno y techo de la rebanada siguiente.

Es aplicable en las siguientes condiciones:

- **Resistencia de Mineral/Roca:** Para mineral poco resistente a muy resistente y en roca débil a medianamente débil.
- **Forma del depósito:** tabular, irregular y también discontinuo.
- **Buzamiento del depósito:** Moderado a medianamente pronunciado ($> 45^\circ$).
- **Dimensión del depósito:** Estrecho a moderadamente ancho (6" a 100" o 2 a 30m), extensiones medianamente grandes.
- **Grado de mineralización:** Medianamente alto.
- **Uniformidad de mineralización:** Moderadamente, variable (puede encasillar material estéril en tajeo).
- **Profundidad:** Moderada a muy profunda (típicamente < 400 a 8000 ft o $1,2$ a $2,4$ km).

Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (UNDERCUT & FILL)

Existen 3 tipos de variantes del método descendente:

I- Corte y Relleno descendente superpuesto.

Las galerías de avance utilizan tanto en el subnivel de explotación o en el panel de explotación ejes con la misma dirección u orientación del piso inmediatamente superior, hasta la terminación del bloque o hasta el nivel inferior. Se emplea en la explotación de vetas o la recuperación de pilares.

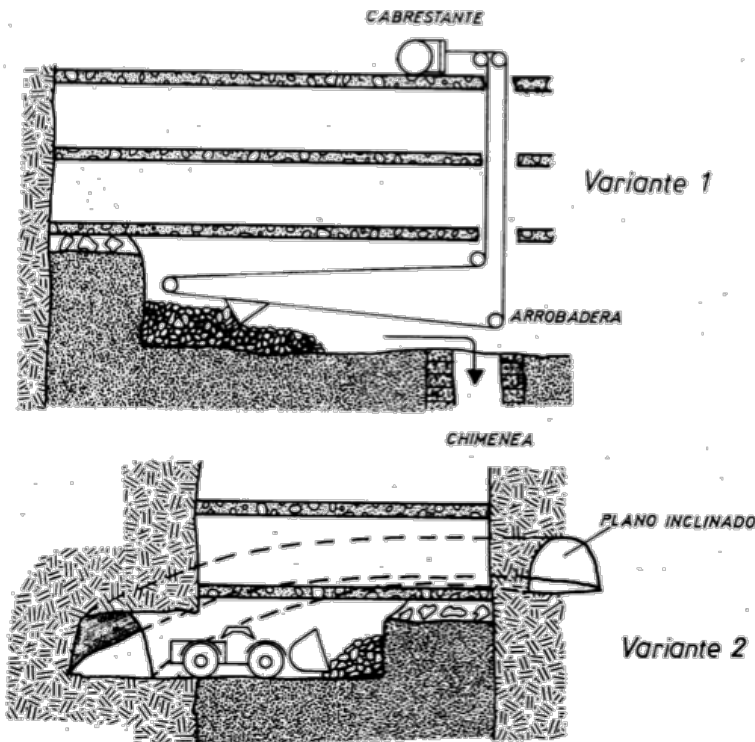
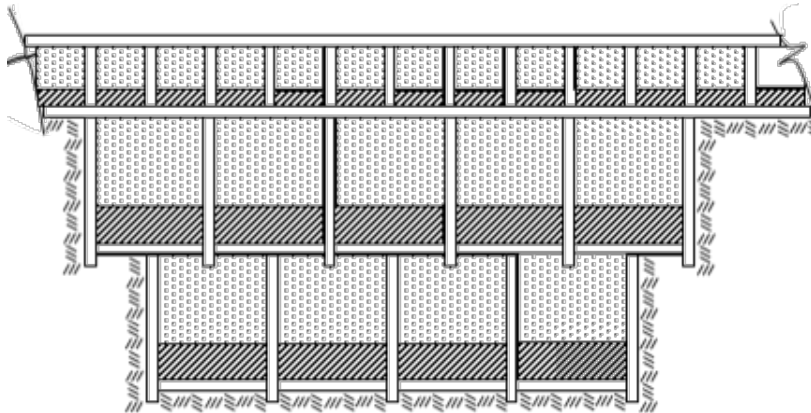


Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)



CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (UNDERCUT & FILL)

Existen 3 tipos de variantes del método descendente:

II- Corte y Relleno descendente alterno.

En el corte de relleno alterno, las galerías de avance (tajeo) para el nivel inferior, se colocaran de forma que la disposición de sus ejes están desplazados paralelamente con respecto a los ejes de las galerías de avance superior, a una distancia igual a la mitad del ancho del cuartel superior.

El avance al desarrollarse mediante la rotura del techo, se apreciará la tela metálica o elementos de creación de la losa del piso del nivel superior, sirviendo de sustento al llegar al termino del cuartel, y trabajando en voladizo.

Figura: Corte y relleno.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

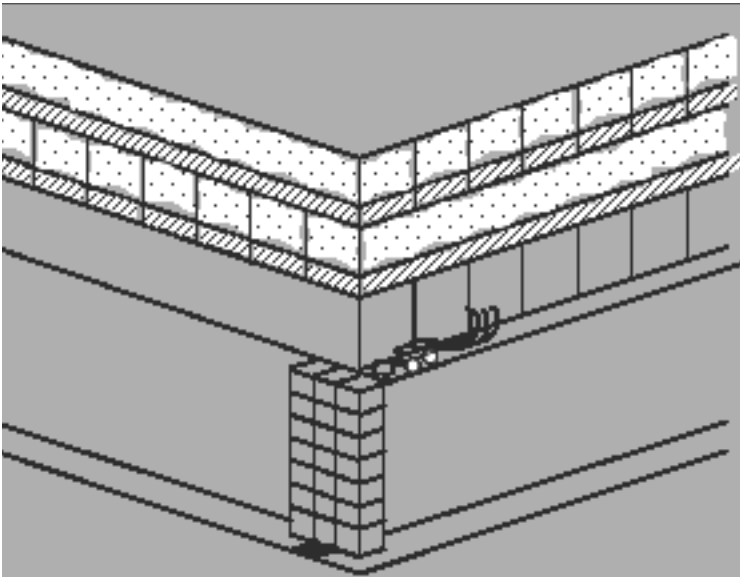


Figura: Corte y relleno.

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (UNDERCUT & FILL)

Existen 3 tipos de variantes del método descendente:

III- Corte y relleno cruzado (michi)

Se caracteriza porque para iniciar la rotura de piso inferior, el eje del subnivel de explotación se desplaza en forma perpendicular al eje del subnivel de explotación del piso superior. Por ello en estas galerías de avance el sostenimiento provisional utiliza las losas apoyadas en las paredes de los tajeos adyacentes, trabajando como una viga perfectamente bi-empotrada o como un puente, por lo que se reduce, el sostenimiento.

El desarrollo en descenso se alterna de forma perpendicular los avances siguientes, de forma que las losas se desarrollan como vigas cruzadas.

MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (CUT AND FILL)

CORTE Y RELLENO DES/ASCENDENTE

- Morfología del relleno:
El relleno en el método de Cut&Fill, se inicia creando una losa en el piso, con el fin de hacer un techos resistente para el nivel inferior en el caso del método descendente ó de zona de tránsito y cargue para el caso del método ascendente.

La losa será de un espesor del orden de los 50 cm de hormigón (15 % de cemento más escorias y escombros sin lodos a partes iguales) armado con tela metálica o cables de forma longitudinal sobre cama de tableros de madera de 8" de diámetro por 3 m (+_10 pies) de longitud, en forma transversal al eje del panel y espaciados a 1,5 m. entre cada tablero. A continuación se desarrolla el relleno mediante el extendido de tongadas de material seco y sin cemento.

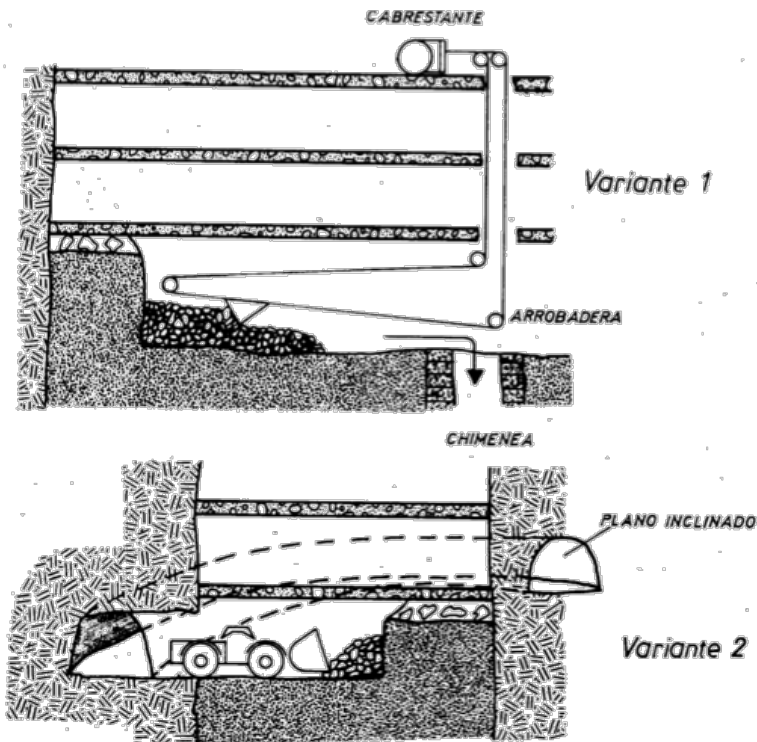
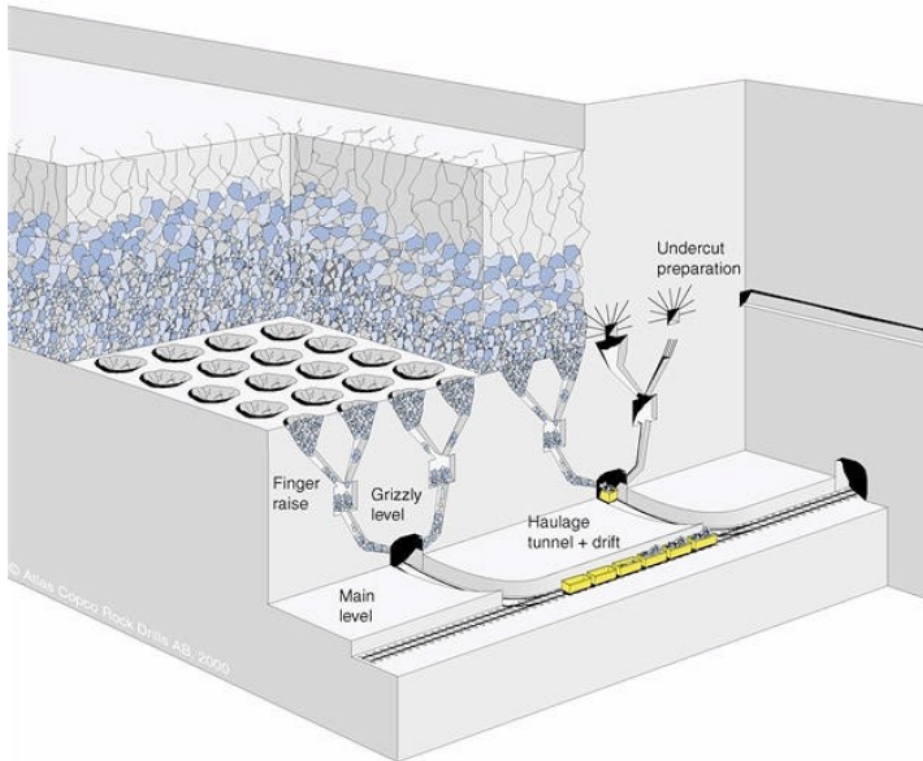


Figura: Corte y relleno.

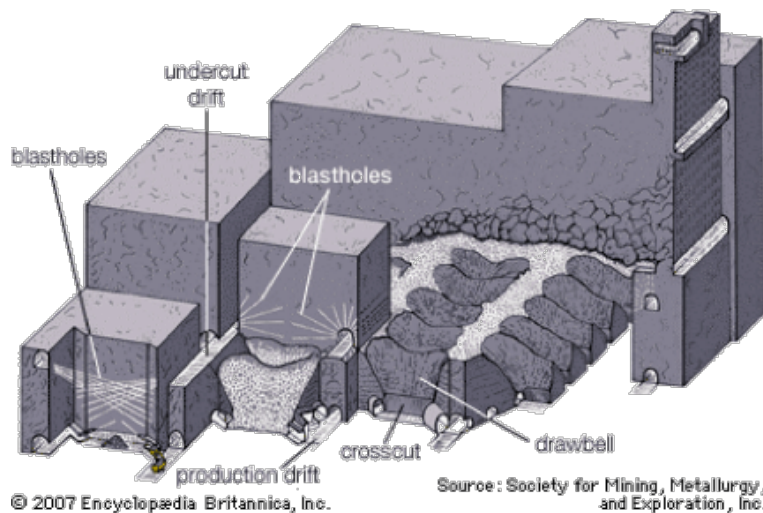
MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES (BLOCK CAVING)



Block caving. Se suele emplear en criaderos de hierro y minerales pobres diseminados.

- Consiste en el arranque de un bloque (sección hz generalmente superior a 1000 m^2), mediante la eliminación del apoyo de la masa mineral de su apoyo.
- La masa se prepara con una red de galerías y chimeneas que se cruzan en el muro. La zona de fractura propiciada por la roza va ascendiendo, y conforme se verifica el hundimiento, mejora la fragmentación.
- Se requiere una buena fragmentación tras la socavación de la masa mineral, un muro bastante resistente, y superficie sin problemas en que se puedan generar simas. **¡OJO!**

MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES (BLOCK CAVING)



Block caving. Se suele emplear en criaderos de hierro y minerales pobres diseminados.

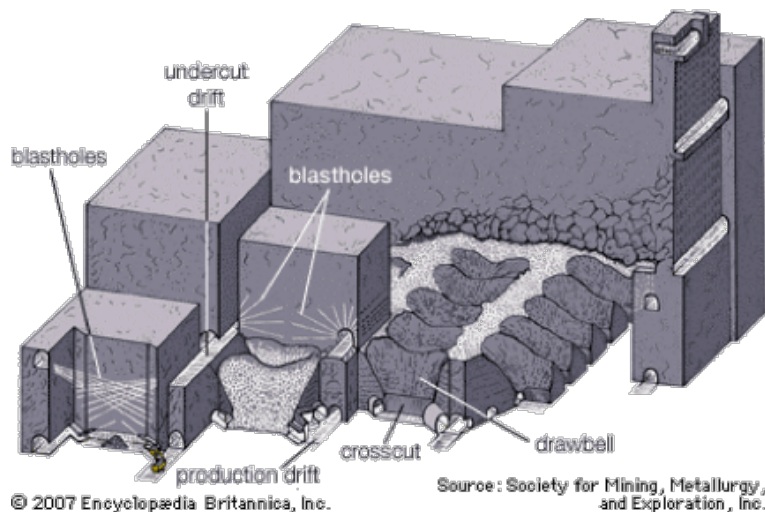
➤ Ventajas:

- Costo de producción bajo; es casi tan bajo como el de las cortas.
- Una vez que el hundimiento empieza, se consigue una producción elevada.
- Pueden normalizarse las condiciones aumentando la seguridad y eficacia de trabajo.
- La frecuencia de accidentes es baja.

➤ Inconvenientes:

- La inversión de capital es grande y la preparación larga.
- La dilución es elevada.
- Hay que vigilar rigurosamente la descarga del mineral.
- El mineral de baja ley próximo al recubrimiento y los bordes del criadero se ensucia excesivamente si el control del hundimiento no es demasiado bueno.
- No es posible la explotación selectiva de mineral de alta y baja ley.
- Como en la Cámara Almacén el mineral se oxida.

MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES (BLOCK CAVING)

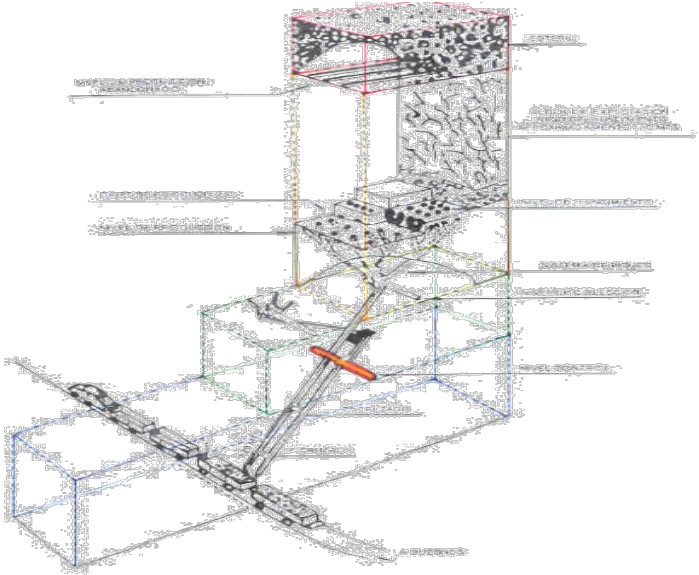


Block caving. Se suele emplear en criaderos de hierro y minerales pobres diseminados.

■ Descripción:

- Explotación: Progresa en sentido descendente.
 - Bloques de 50 – 250 m. de altura, que se hunden al abrir un corte inferior.
 - Para reducir la dilución, la carga se hace de forma progresiva y controlada hasta detectar la aparición del estéril hundido.
- Preparación: Mucha y difícil, pero casi toda en mineral.
 - I. Nivel de hundimiento: Galerías para apertura de un corte inferior de 3 – 15 m. de altura mediante tiros en abanico en retirada.
 - II. Nivel de producción: Galerías paralelas a las anteriores, comunicadas por pozos tolva o coladeros. El control de fragmentación y carga se lleva a cabo por:
 - Gravedad (sistema de parrillas).
 - Scraper.
 - LHD.
 en orden ascendente de tamaño de fragmentos.

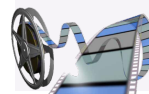
MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES (BLOCK CAVING)



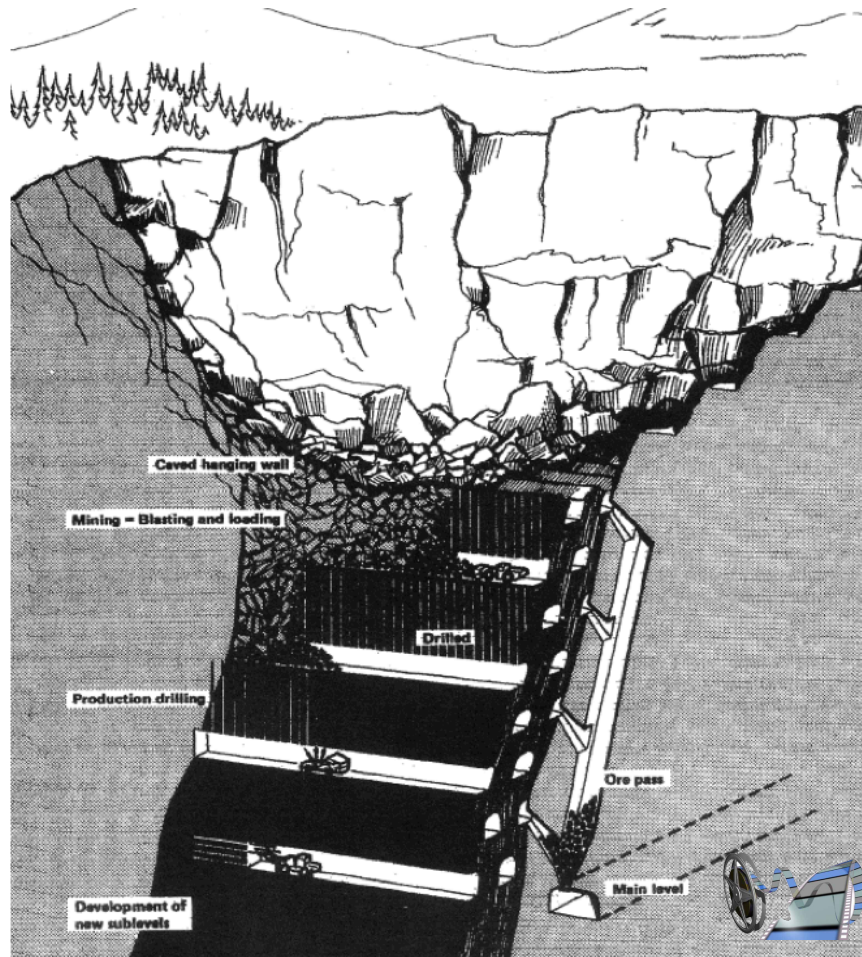
Block caving. Se suele emplear en criaderos de hierro y minerales pobres diseminados.

■ Descripción:

- Preparación: Mucha y difícil, pero casi toda en mineral.
- III. Nivel de transporte: Galerías perpendiculares a las anteriores a una cota inferior que permite acopiar mineral en los coladeros de transferencia.
- Sistema:
PERFORACIÓN + VOLADURA + CARGA + TRANSPORTE Barrenos largos ($\Phi > 51\text{mm}$) – Carga mecánica – Gravedad – Tren-Scrape – Camión – LHD
- Aplicaciones:
 - ✓ Yacimientos masivos o tabulares verticales o semiverticales ($> 60^\circ$).
 - ✓ Gran extensión vertical y potencia ($> 100\text{ m.}$) que asegure el hundimiento.
 - ✓ Mineral débil, fracturado, no muy competente, colapsable. No combustible ni oxidable. Posible baja ley, pero uniforme (método no selectivo).
 - ✓ Estéril fracturado que colapse sin finos y diferenciado del mineral que permite una menor dilución (10 – 25% inevitable).



EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



- Descripción del método:

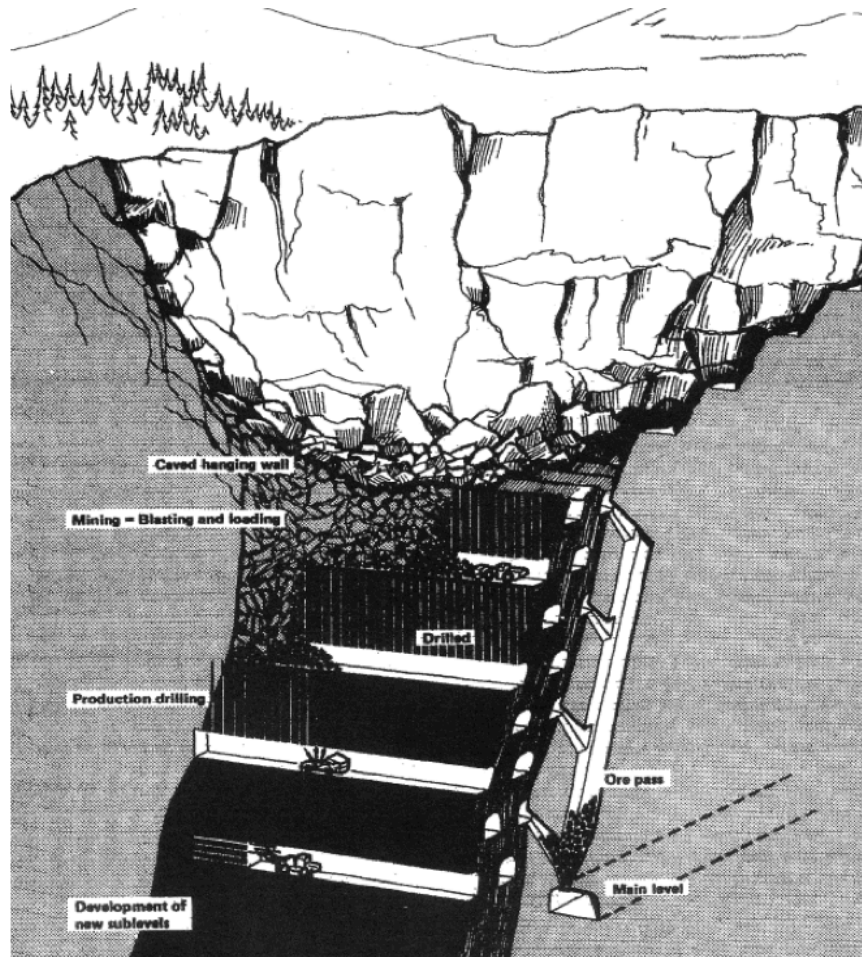
El método de hundimiento por subniveles, consiste en realizar la extracción del mineral, desde el fondo de la galería de extracción hacia el coladero, excavado en el hastial de roca encajante, en forma de retroceso, favoreciendo el hundimiento del mineral mediante el empleo de la voladura.

Este método se caracteriza por unos ritmos de producción altos, perforación independiente de la carga, dilución media-alta (10 – 35%), grado de recuperación alto (80 – 90%), es un método moderadamente flexible.

❗ PUEDE SER PRECURSOR DE SUBSIDENCIA EN SUPERFICIE.

Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



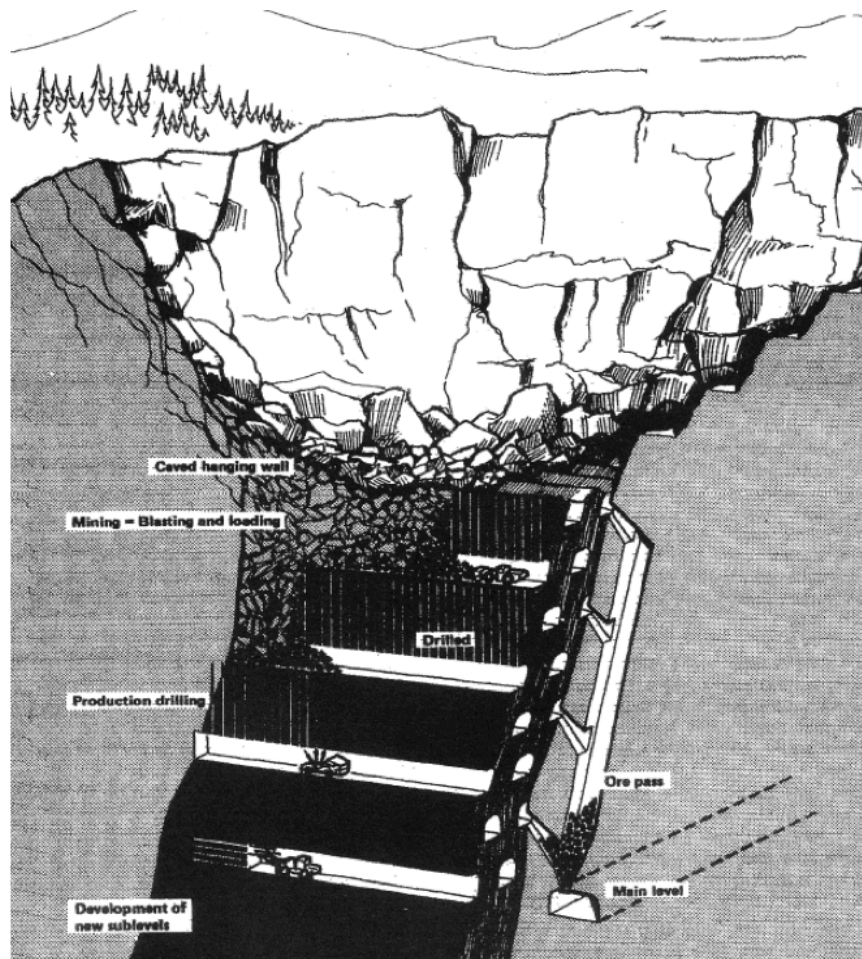
- Descripción del método:

• Ventajas:

- **Seguridad:** Es uno de los métodos más seguros para el personal en minería subterránea porque las actividades mineras se desarrollan en o desde aberturas relativamente pequeñas.
- **Mecanización:** Las actividades mineras pueden ser sistematizadas lo que implica un alto grado de mecanización y la obtención de grandes producciones.
- **Flexibilidad:** Permite rápidos inicios de producción y cambios en los ritmos de producción.
- **Organización del trabajo:** Permite concentración, organización y buenas condiciones de trabajo.

Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



- Descripción del método:

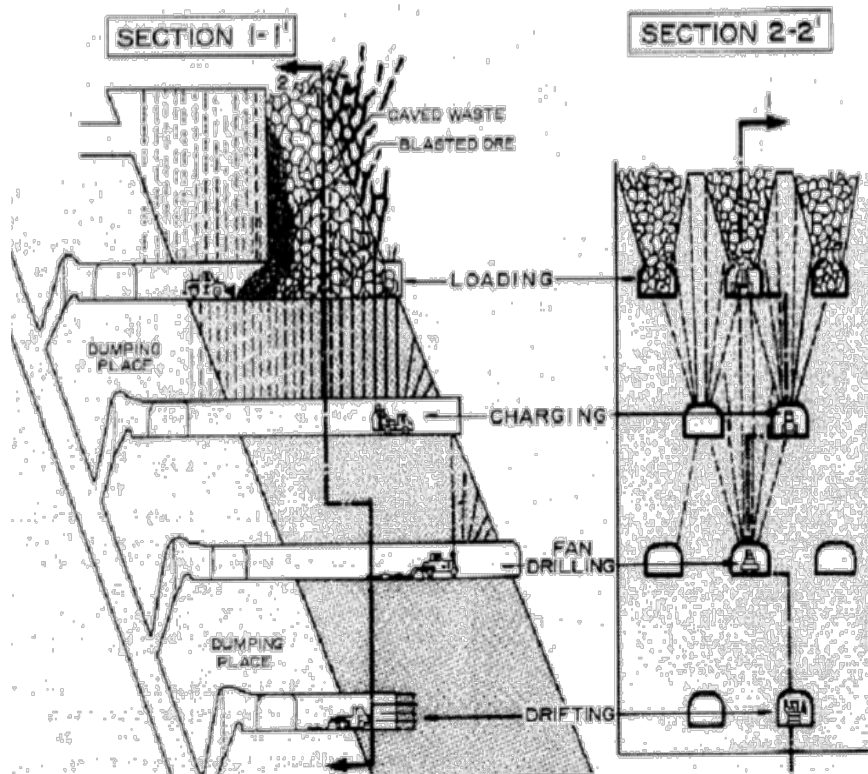


Inconvenientes:

- Mayor dilución por hundimiento del estéril.
- Todo el mineral ha de ser perforado y volado para obtener la granulometría adecuada para su extracción por gravedad.
- Pérdidas por varias causas; Minerales diluidos al final de la extracción, mineral alojado en zonas pasivas. Se incrementan si disminuye el buzamiento.
- Necesidad de realizar mucha preparación.
- Subsistencia y daños en la superficie.
- Necesidad de datos precisos y numerosos sobre los parámetros de fluencia por gravedad del mineral y el estéril ya que estas características son determinantes del método.

Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



- Descripción del método:

➤ Secuencia de trabajos:

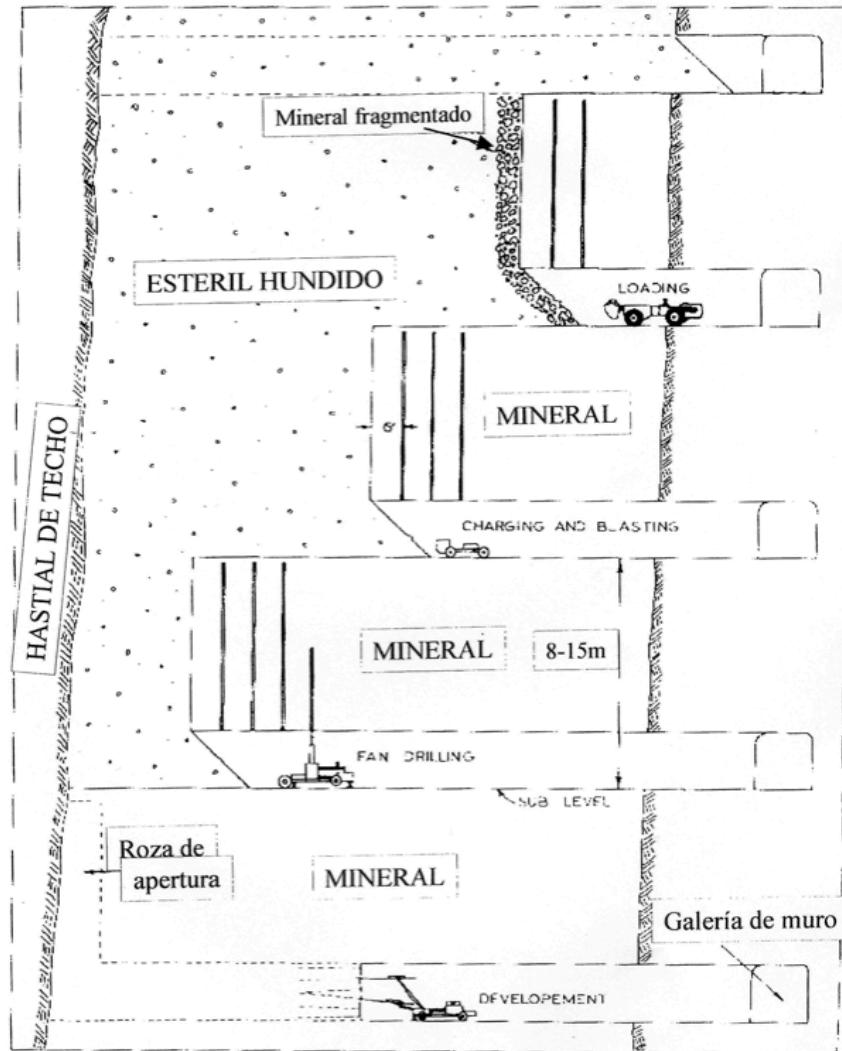
- Explotación de carácter descendente.
- Se perforan barrenos en abanico hacia arriba en ángulos entre 60° y 120° , en un plano a $70 - 90^\circ$ respecto a la horizontal.
- Se vuela una (máximo dos) fila de abanicos.
- La carga se hace de forma controlada hasta detectar la aparición del estéril hundido.

➤ Preparación (Hasta el 20% de la producción):

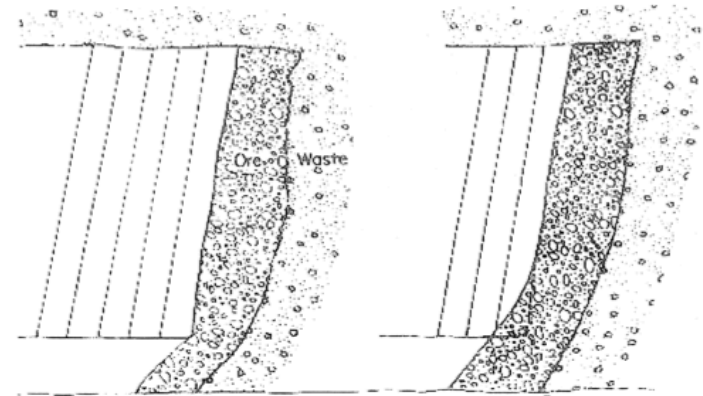
- Red de galerías en mineral (transversales o en dirección), distribuidas al tresbolillo en subniveles separados verticalmente 8 – 15 m. Similar distancia horizontal entre centros, según características mecánicas de la zafra (material arrancado para su carga).
- Niveles de transporte (galerías en estéril a muro) conectadas con los subniveles por rampas y coladeros de mineral.
- Chimenea y roza entre niveles para apertura del tajo.

Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

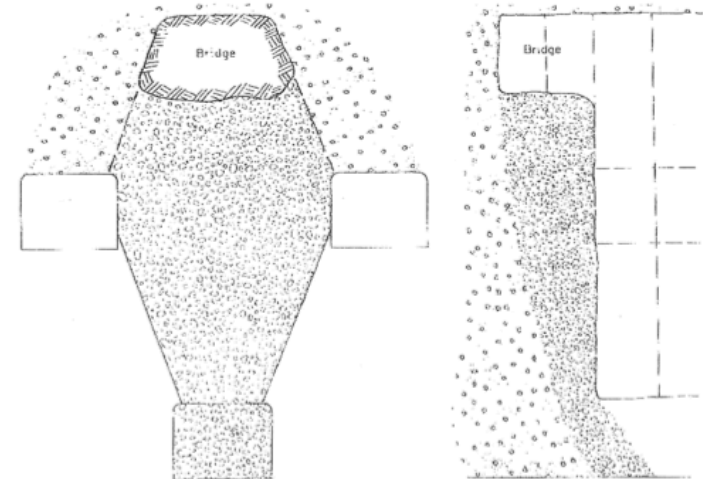
EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



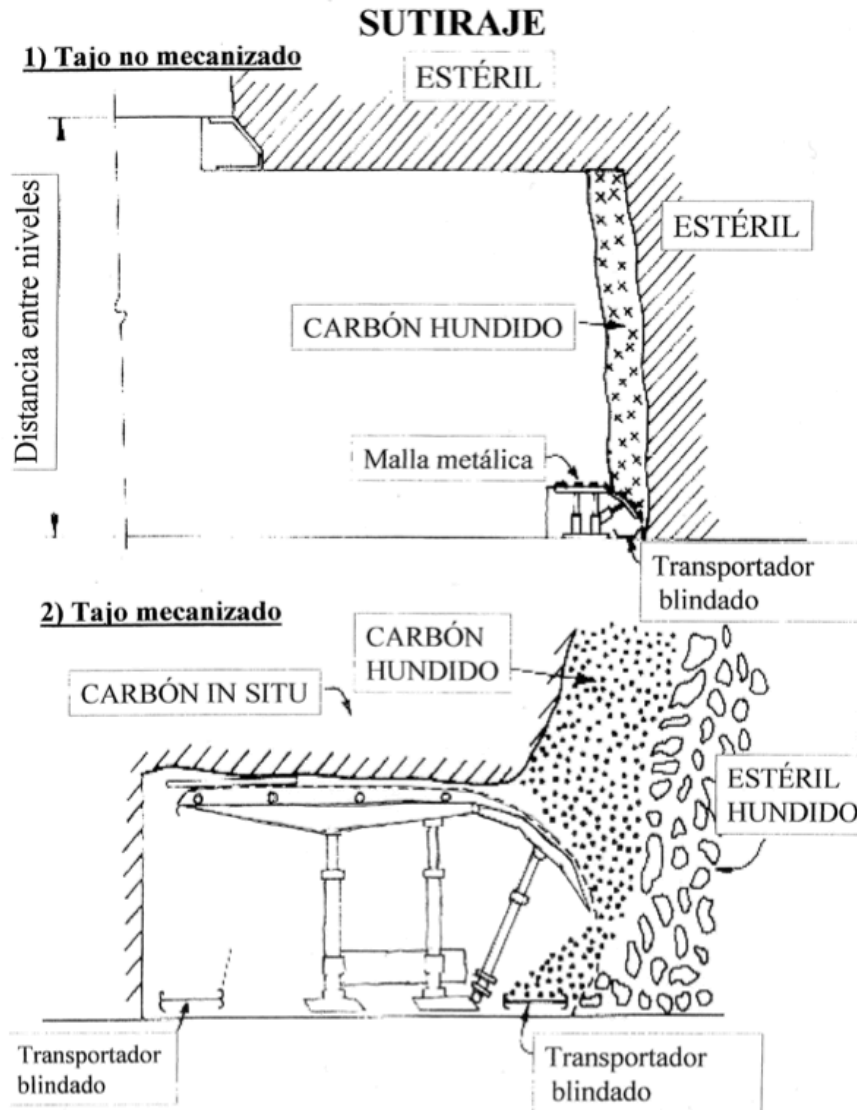
SOBREXCAVACIÓN: Afecta a la carga de los barrenos de la primera fila. Talud algo invertido (70-80°) → reduce la fragilidad del techo.



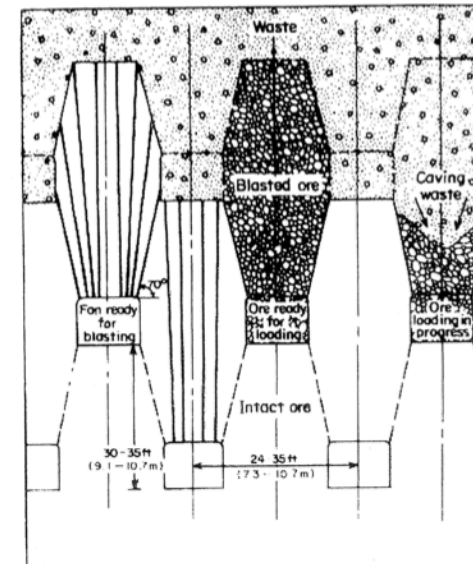
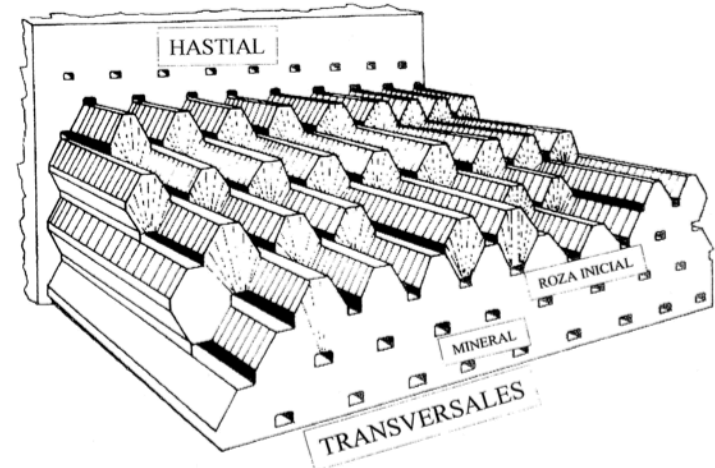
EXCAVACIÓN INCOMPLETA: Menor recuperación. Mala fragmentación → mayor dilución. Deficiente salida de la voladura → nueva roza de inicio



EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



SUBLEVEL CAVING: Disposicion de abanicos



EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)

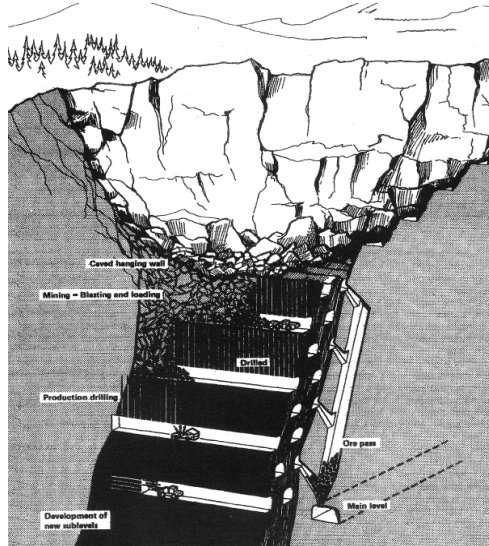


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

➤ Aplicaciones:

- Yacimientos verticales/semiverticales (buzamiento $> 60^\circ$) u horizontales si son de gran potencia.
- De media/gran potencia ($> 6\text{m}$).
- Hastiales moderadamente irregulares.
- Mineral medianamente competente.
- Estéril fracturado que colapse sin finos (reducir dilución)
- Dilución inevitable. Estéril fácil de separar del mineral (por ej: mineral de Fe en separación magnética).

⚠ PUEDE SER PRECURSOR DE SUBSIDENCIA EN SUPERFICIE.

EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)

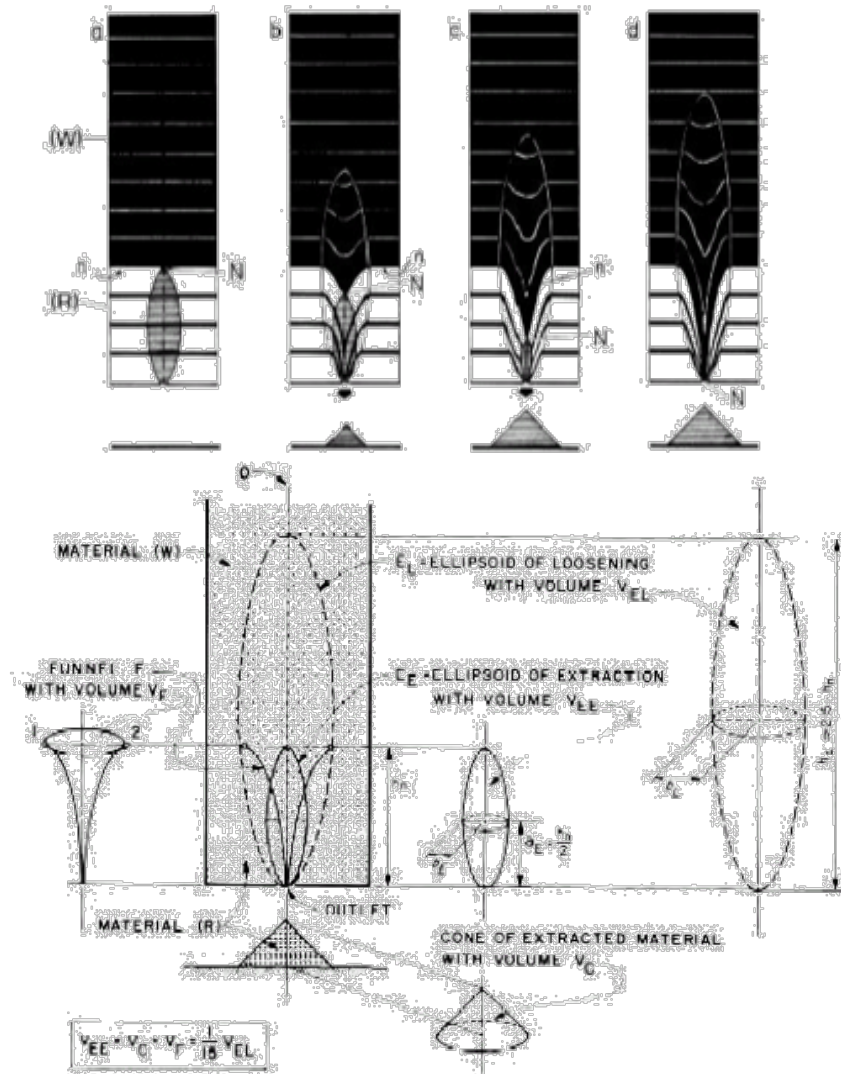


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

❖ Teoría del flujo de sólidos (R. Kvapil).

El flujo continuo por gravedad de materiales sólidos fragmentados, independientemente del tamaño de sus fragmentos, forma un elipsoide de relajación que envuelve al elipsoide de extracción cuyo contenido es la parte de material que sale por la apertura inferior de la galería.

Este elipsoide depende de:

- V_C = volumen del material extraído.
- E_E = elipsoide de extracción.
- V_{EE} = volumen del elipsoide de extracción.
- h_n = altura del elipsoide de extracción.
- E_L = elipsoide de relajación.
- V_{EL} = volumen del elipsoide de relajación.
- h_L = altura del elipsoide de relajación.
- F = embudo de sustitución de estéril.
- V_F = volumen del embudo de sustitución.

❖ CONCLUSIÓN:

$$h_L = \sqrt[3]{15} \times h_n \rightarrow V_{EL} = 15 \times V_{EE} = 15 \times V_C = 15 \times V_F$$

EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)

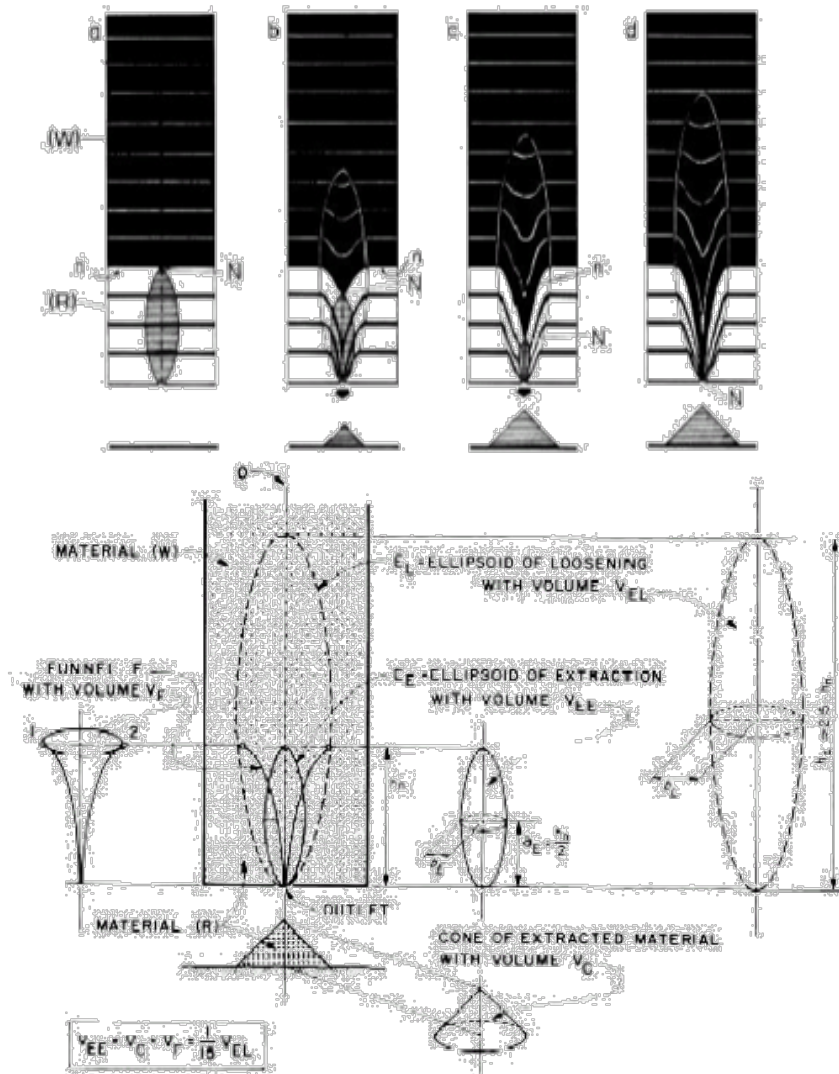


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

❖ Teoría del flujo de sólidos (R. Kwapil).

Otra característica importante es la relación de los parámetros del material con la excentricidad del elipsoide (ε), que depende del tamaño de grano de los materiales, rugosidad, densidad, ángulo de rozamiento interno, etc:

- *Elipsoide estrecho = Tamaños de grano fino, arenas, limos, cemento, excentricidad alta. + movilidad del material.*
- *Elipsoide ancho = Materiales de tamaño de grano grueso. – movilidad del material.*

$$\varepsilon = \frac{1}{a} \times \sqrt{(a^2 - b^2)}$$

EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)

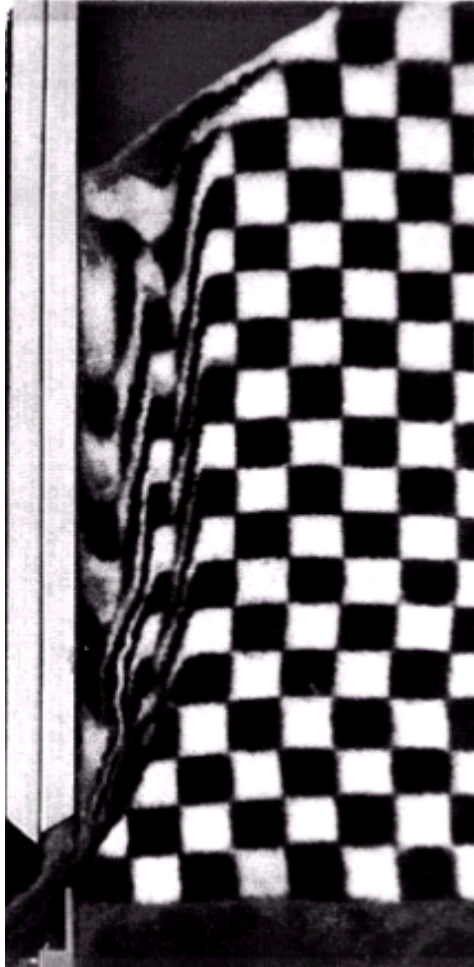
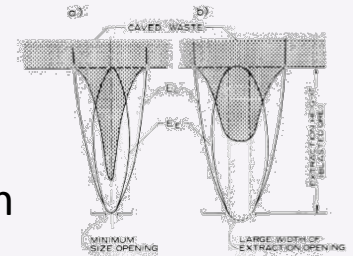


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

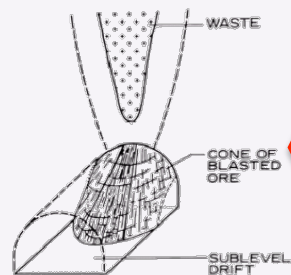
❖ APLICACIÓN Teoría del flujo de sólidos (R. Kvapil).

En un frente vertical del subnivel, las guías constituyen aperturas verticales localizadas en el plano vertical del frente del subnivel, siendo las zonas de flujo por gravedad.

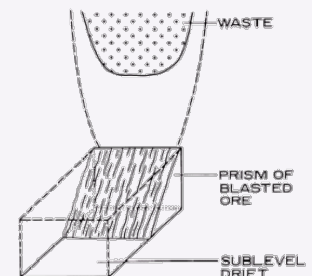
En el hundimiento por subniveles la apertura en la guía del subnivel tiene la forma de una rendija cuya longitud es igual a la anchura del techo de la guía o galería en mineral en el subnivel.



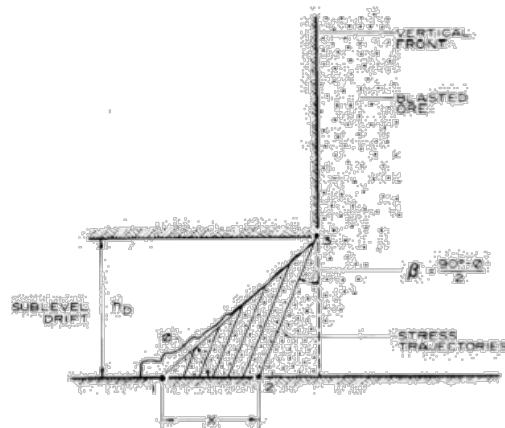
La forma de la ranura influye en el flujo por gravedad, siendo para un techo de la guía del subnivel abovedado, la pendiente del mineral volado formará en la guía un cono y la extracción del mineral por cualquier parte de la periferia del cono inducirá un flujo de mineral que seguirá la forma del cono.



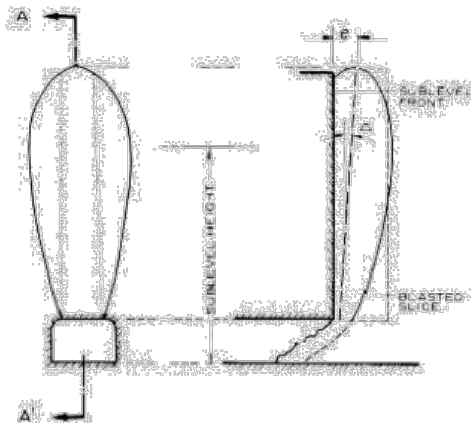
Situación no favorable: La sección eficaz se reduce y penetra el estéril por la parte central de la apertura.



EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



$$X = h_D \times c \tan \phi - h_D \times \tan \frac{90 - \phi}{2}$$



❖ APLICACIÓN Teoría del flujo de sólidos (R. Kvapil).

El mineral de la rebanada volada tiene la mayor movilidad en la parte inferior y disminuye hacia arriba, y cuanto menor es la movilidad mayor ha de ser la anchura de la apertura de extracción. Esto implica que el elipsoide de extracción es más estrecho en la parte baja y más ancho en la parte alta, con el ancho máximo W_T algo por encima de la mitad de su altura.

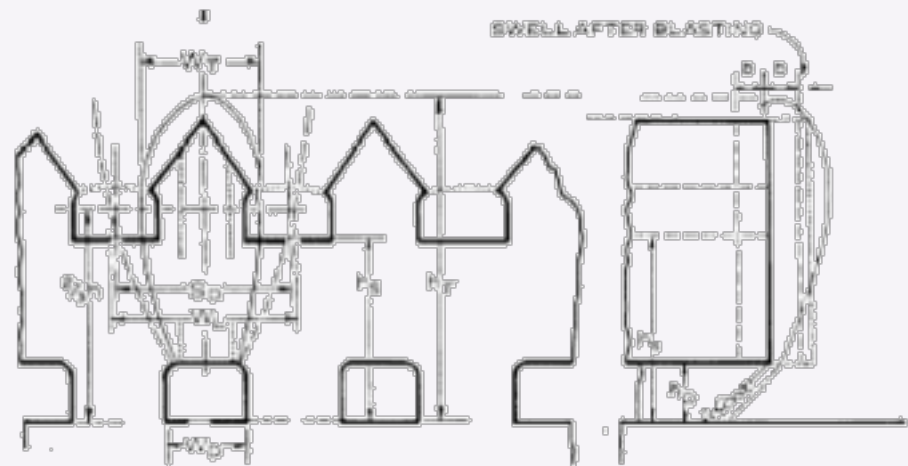


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)

❖ Diseño.

El proyecto de un hundimiento por subniveles reside en la determinación de una geometría de explotación que satisfaga adecuadamente los principios de la teoría del flujo por gravedad de materiales sólidos a granel. Los parámetros a determinar son el ancho y el espesor del elipsoide de extracción para una determinada altura de extracción o frente del subnivel.

■ Condicionantes:

- La excentricidad (ϵ) aumenta con la altura.
- A igual fragmentación, el elipsoide es más estrecho cuanto mayor es la densidad.
- Se ha normalizado como anchura mínima teórica de extracción de 1,8 m., siendo la determinación de un ancho teórico W' en función de la altura de la extracción.

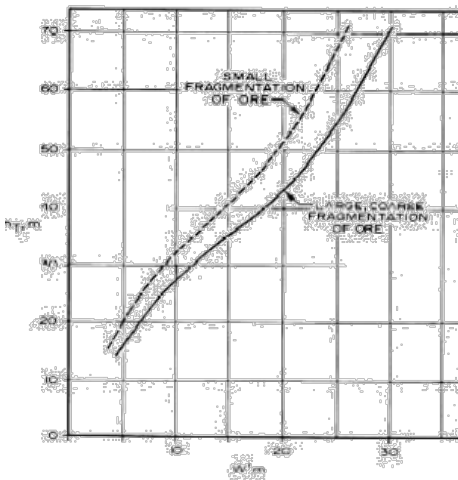
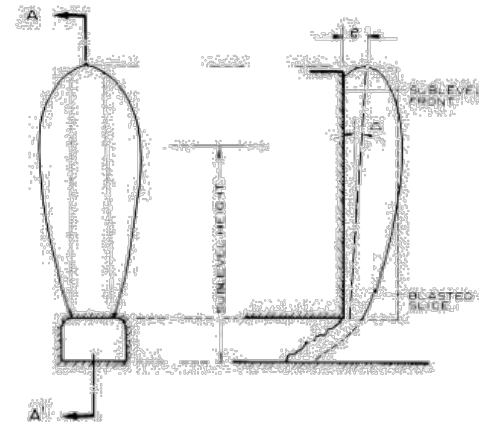
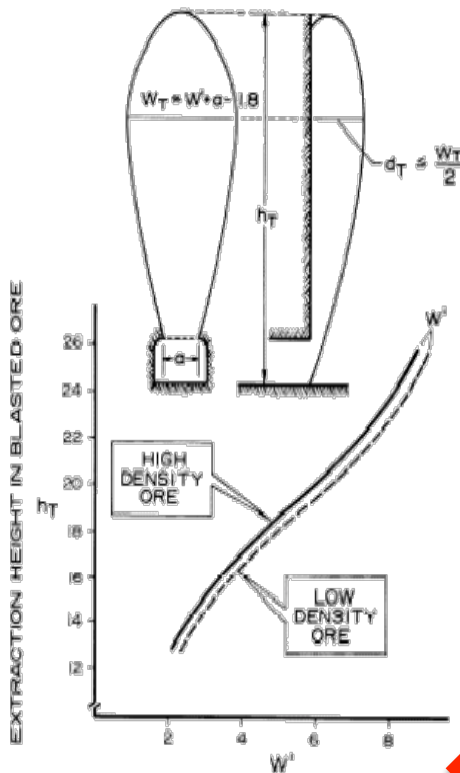


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



❖ Diseño.

El proyecto de un hundimiento por subniveles reside en la determinación de una geometría de explotación que satisfaga adecuadamente los principios de la teoría del flujo por gravedad de materiales sólidos a granel. Los parámetros a determinar son el ancho y el espesor del elipsoide de extracción para una determinada altura de extracción o frente del subnivel.

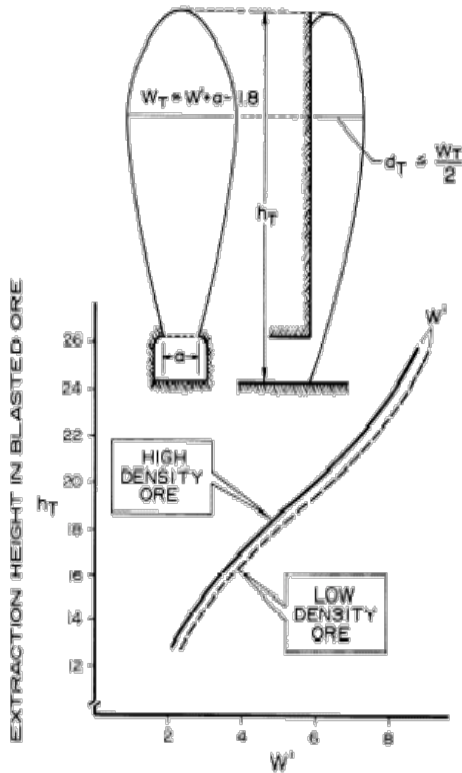
■ Condicionantes:

- La excentricidad (ε) aumenta con la altura.
- A igual fragmentación, el elipsoide es más estrecho cuanto mayor es la densidad.
- Se ha normalizado como anchura mínima teórica de extracción de 1,8 m., siendo la determinación de un ancho teórico W' en función de la altura de la extracción.

En el hundimiento por subniveles, la altura total de extracción h_T en mineral está normalmente entre 15 y 26 m.

Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



❖ Diseño.

Se puede establecer el ancho efectivo, mediante la aplicación de corrección al ancho teórico de la forma:

$$W_T = W' + a - 1,8$$

donde : $d_T \leq \frac{W_T}{2}$

Condicionantes:

- a = Es el ancho efectivo.
- d_T = Espesor del elipsoide.

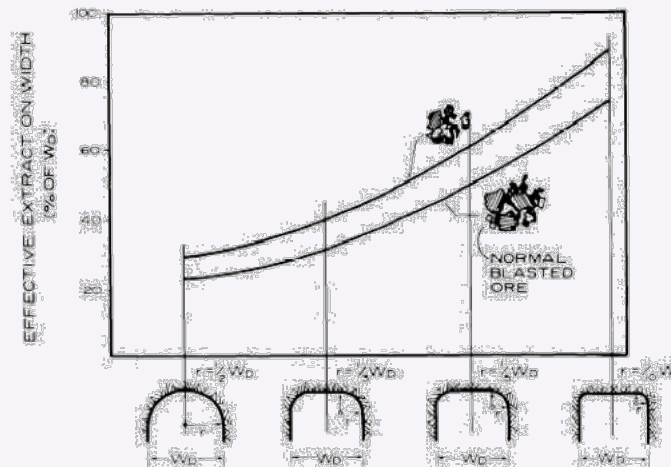
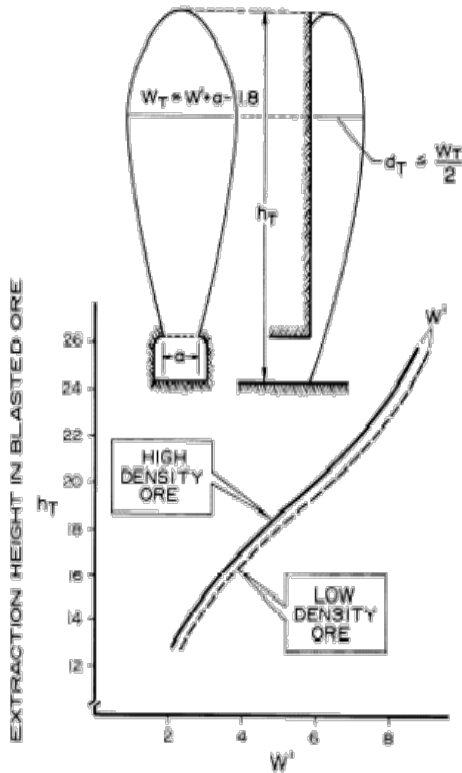


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

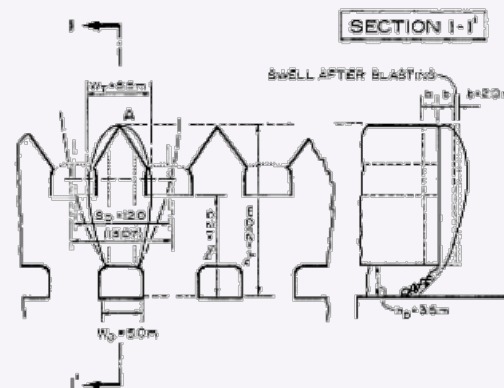
EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



❖ Diseño.

El espaciamiento entre las guías de los subniveles, conocidos h_T y W_T , se determina asumiendo la semejanza de excentricidad entre los elipsoides de relajación y de extracción y que la altura del elipsoide de relajación es 2,5 veces mayor que la del de extracción. Entonces el ancho del elipsoide de relajación es un 40% mayor que el del de extracción.

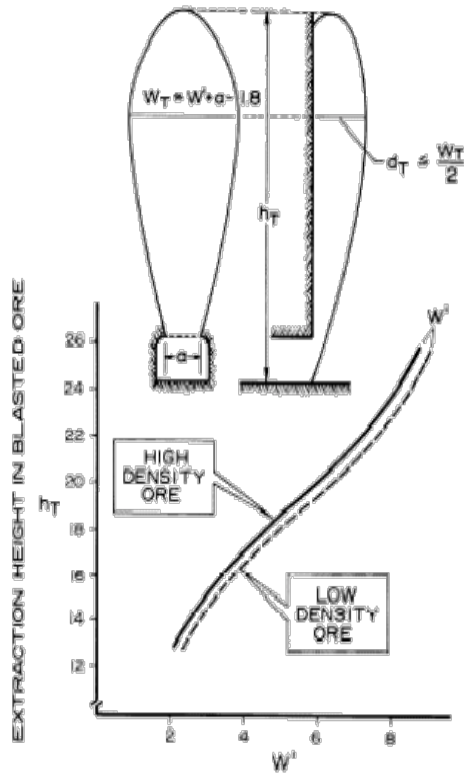
Así, el ancho del elipsoide de relajación W_L , justo a la altura en que el ancho W_T del elipsoide de extracción es máximo, siendo el espaciamiento S_D de las guías del subnivel.



$$\left. \begin{array}{l} W_T = 60 - 65\% \times W_L \\ 60\% \rightarrow h \leq 18m \\ 65\% \rightarrow h > 18m \end{array} \right\} \begin{array}{l} S_D < \frac{W_L}{0,6 - 0,65} \\ S_D \leq h_s \end{array}$$

Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



❖ Diseño.

La inclinación del frente del subnivel es importante para favorecer el flujo del material siendo establecido como ángulo adecuado, aquel que esta comprendido entre los 71° y los 80° , ya que se produce un efecto cuña en el techo de la guía para frentes verticales.

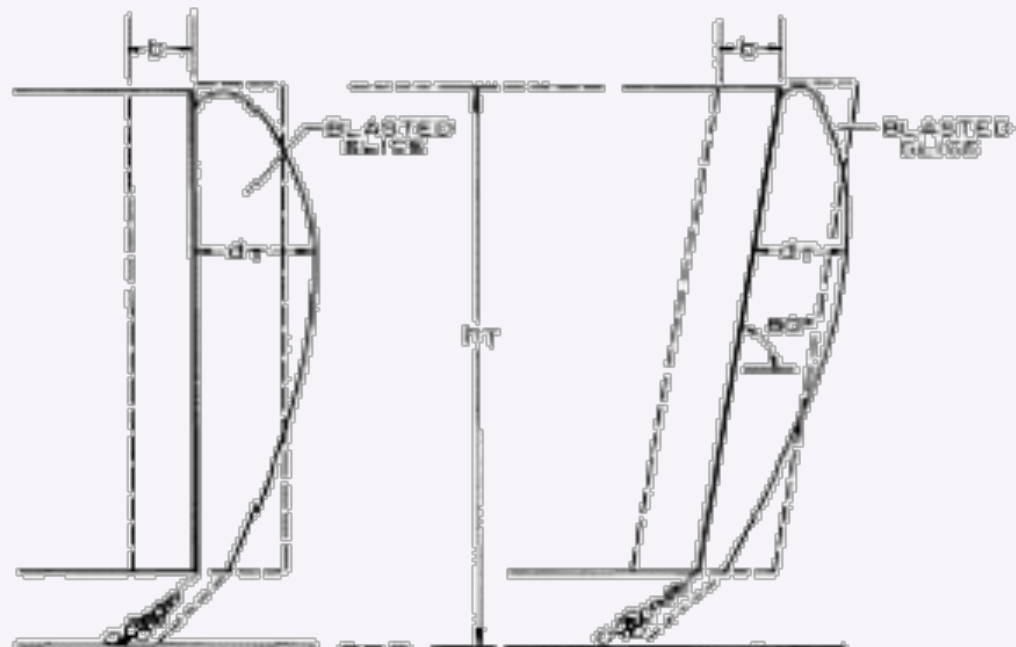
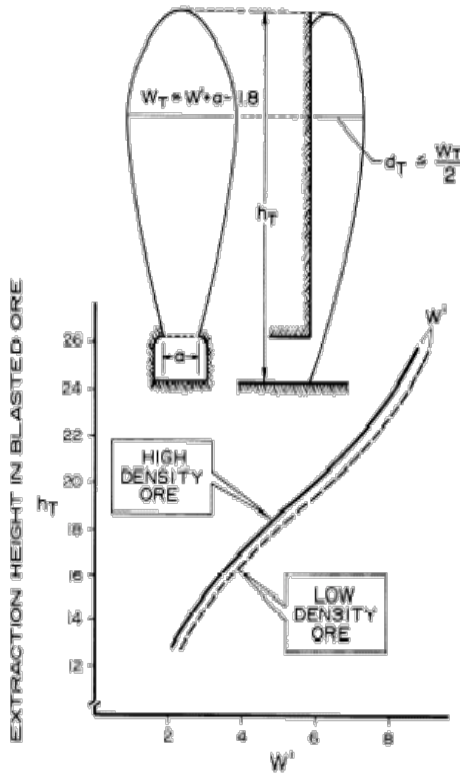


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



❖ Diseño.

En relación con la dilución del método se ajusta a las siguientes curvas, siendo la mejor extracción teórica posible la representada por la recta OA, en cuyo caso se extrae 100% del mineral sin ningún estéril.

La extracción óptima total (mineral + estéril) puede tener diferentes valores dependiendo del valor de la sustancia y de la economía total de la mina. En este caso se supone que el óptimo se encuentra en una extracción total del 110% del volumen de la rebanada volada.

La curva I representa un caso de buena extracción en la que se obtiene 83% de mineral y 27% de estéril. La curva III representa una mala extracción con solo 65% de mineral y 45% de estéril.

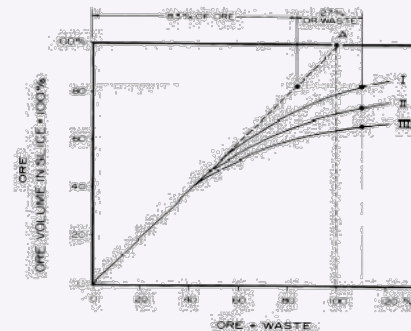
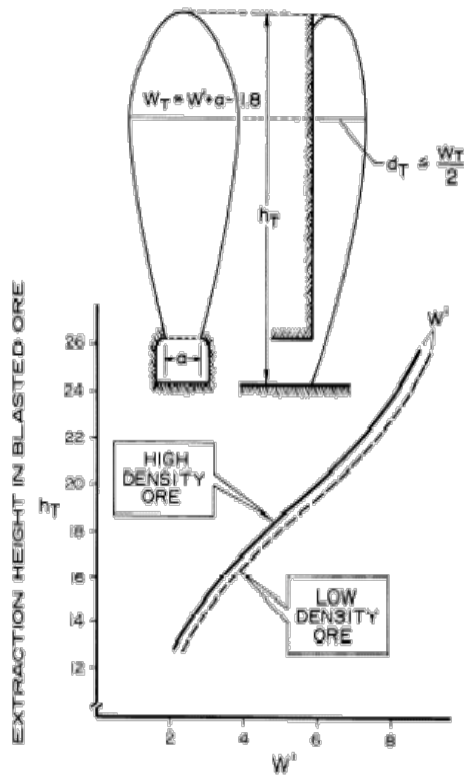


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLORACIÓN POR HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING)



❖ Diseño.

El proceso total de dilución queda definido al principio de la extracción, como se ve en la figura siguiente:

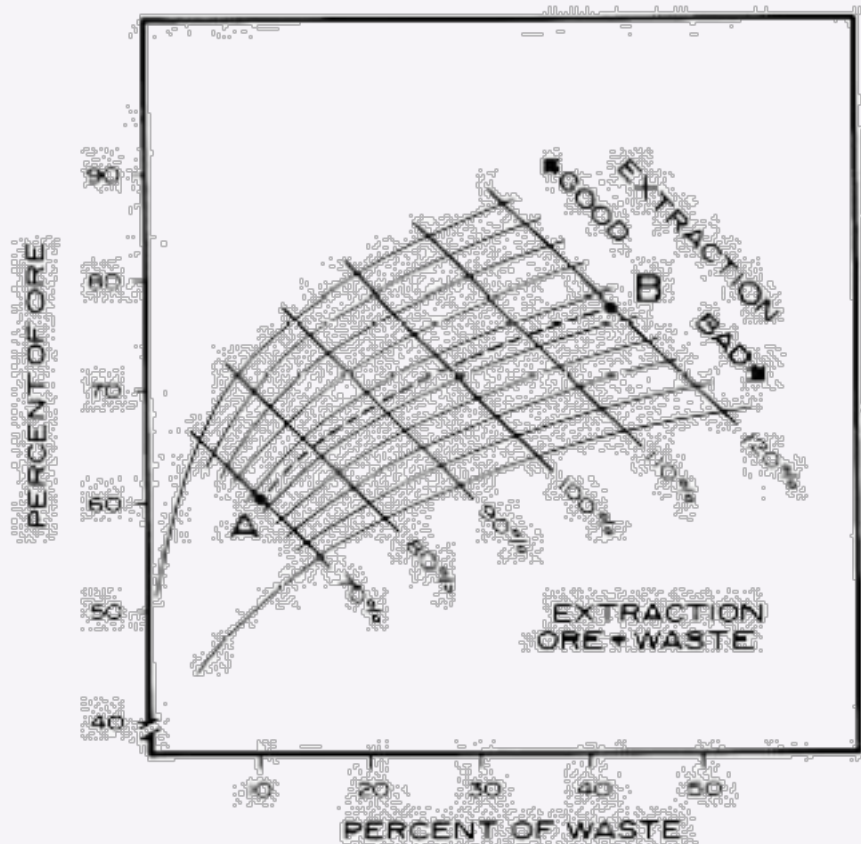


Figura: Explotación por subniveles (Sublevel Caving).

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES



EJERCICIO:

Dimensionar la mina por el método de subniveles, sabiendo qué:

- Potencia de la capa = 14 m.
- Buzamiento 85°.
- Jumbo de diámetro 165 mm.
- Long. Perforación 20 m.
- Explosivo con densidad de explosivo de 0,82 gr/cm³ y potencia relativa de 90%
- Galería abovedada: de $h_D = 9$ m y $w_D = 12$ m.
- Densidad del mineral 3,2 tn/m³.

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES



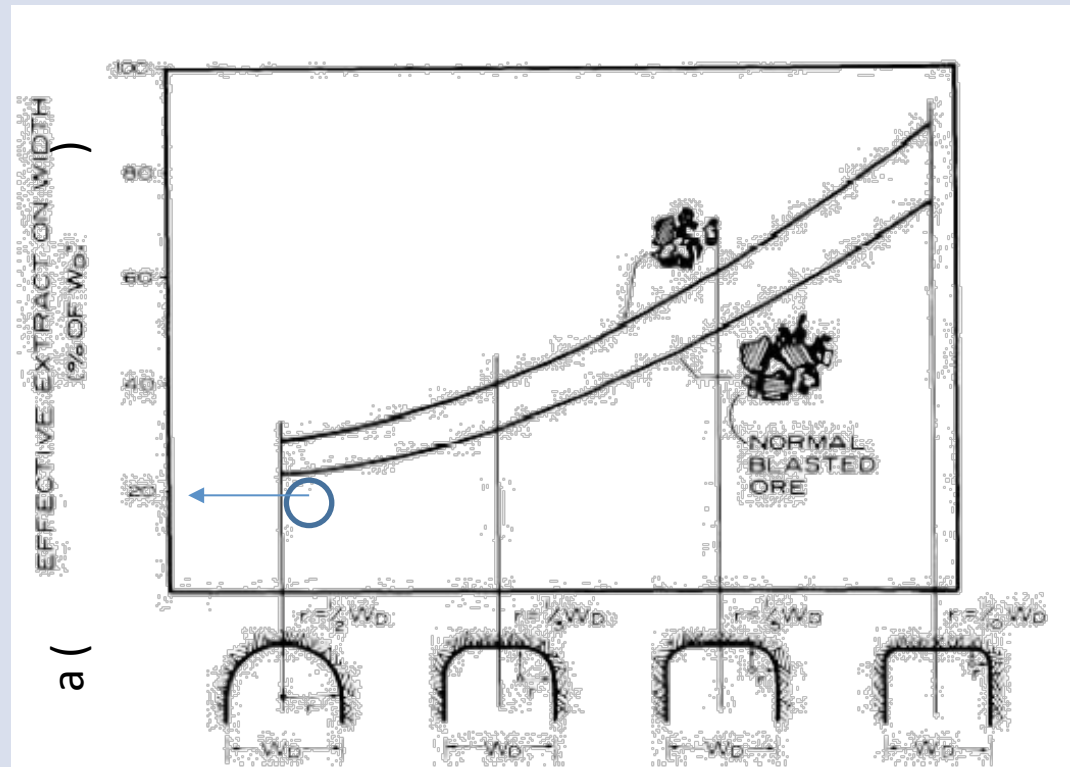
EJERCICIO:

Dimensionar la mina por el método de subniveles, sabiendo qué:

$$W_T = W' + a - 1,8$$

$$d_T \leq \frac{W_T}{2}$$

- $a = 30\%$ de w_D



EXPLORACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES



EJERCICIO:

Dimensionar la mina por el método de subniveles, sabiendo qué:

$$W_T = W' + a - 1,8$$

$$d_T \leq \frac{W_T}{2}$$

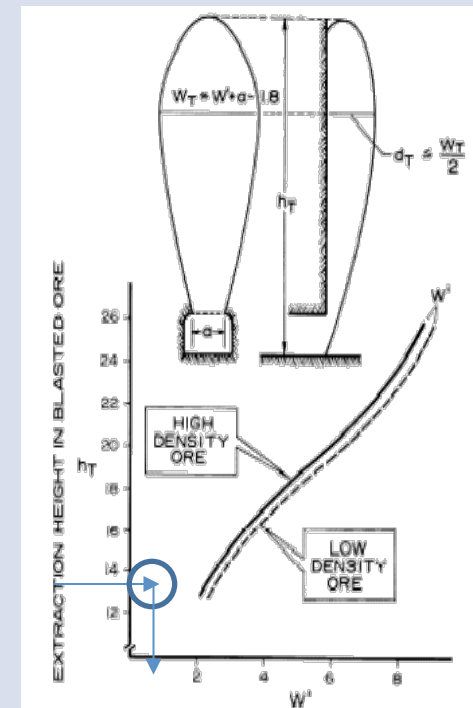
▪ $a = 30\%$ de $w_D = W'$

▪ $w_D = W' = 2,6$ m

$$W_T = 2,6 + 0,3 * 2,6 - 1,8 = 1,58 \text{ m}$$

$$\left. \begin{array}{l} W_T = 60 - 65\% \times W_L \\ 60\% \rightarrow h \leq 18m \\ 65\% \rightarrow h > 18m \end{array} \right\} \begin{array}{l} S_D < \frac{W_L}{0,6 - 0,65} \\ S_D \leq h_S \end{array}$$

$$S_D = 1,58 / 0,6 = 2,63 \text{ m.}$$



EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES (ROOM/STOPE AND PILLAR)

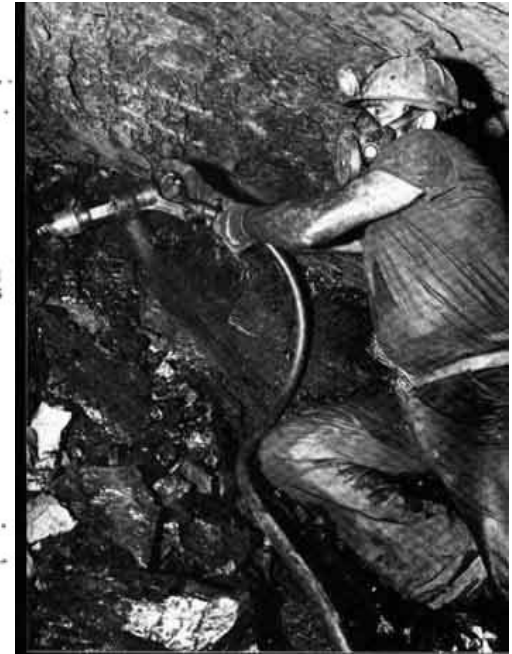
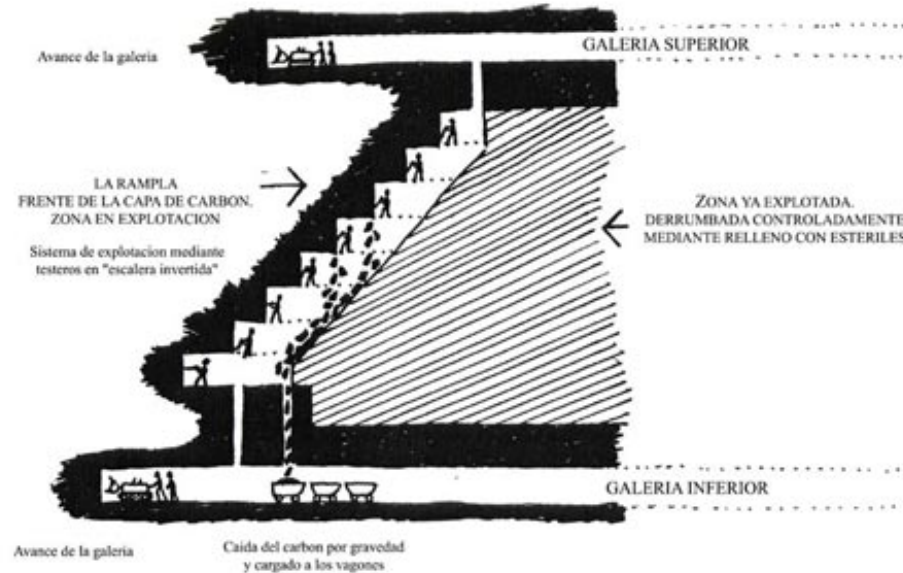
HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES



EJERCICIO:

Representar gráficamente.

MINERIA DEL CARBÓN



El método de las explotaciones de carbón es función de las diferencias presentes en las características geológicas de los yacimientos, tales como:

- **Inclinación y potencia de las capas.**
- **Propiedades físicas y resistentes del carbón.**
- **Contenido en grisú.**

Estos métodos se pueden clasificar a grandes rasgos en 2 variantes, métodos por hundimiento controlado de techo o métodos por relleno del hueco minado.

MINERIA DEL CARBÓN

Atendiendo a la clasificación anterior, dividimos estos métodos en los siguientes:

➤ **Sistemas de explotación con relleno del hueco:**

Aplicable en capas inclinadas ($> 45^\circ$, ya que no es necesario riego de agua para favorecer el deslizamiento del mineral) y verticales, con potencias comprendidas entre 0,6 – 3 m.

- Testeros.
- Testeros invertidos (bancos).

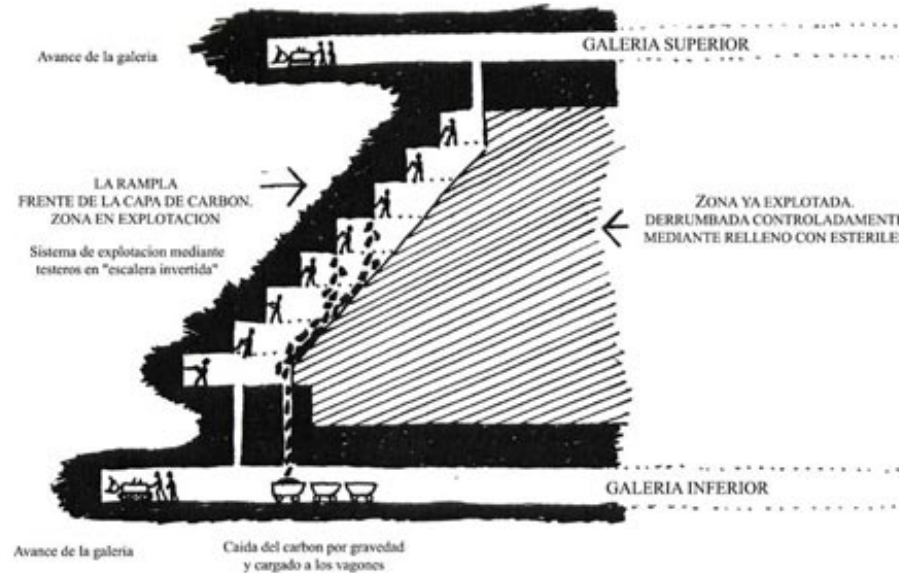
➤ **Sistemas de explotación con hundimiento del techo:**

Aplicable en capas cuyas potencias > 3 m, en caso de ser menores en aquellas explotaciones que no se pueda disponer de un relleno de calidad y no existir problemas de subsidencia . También se utilizan en aquellas en las que, aún siendo de potencias menores, no existen en la explotación los medios suficientes para colocar en calidad y cantidad adecuadas el relleno. En estos casos, los hastiales deben hundir bien y no existir problemas de transferir movimientos a superficie.

Los más utilizados en España son:

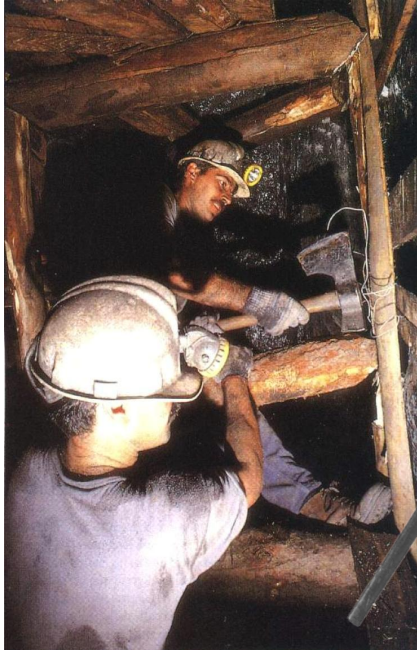
- ✓ Frente largo en dirección.
- ✓ Niveles y sobreguías.
- ✓ Pozos, rampones y macizos.
- ✓ Rampones.
- ✓ Subniveles o plantas horizontales con sutiraje.
- ✓ Métodos de arranque descendente mecanizado (Anschu).

ARRANQUE MANUAL POR TESTEROS



- ❁ Método tradicionalmente más utilizado capas de carbón con pendientes $> 35^\circ$. El producto arrancado desciende por gravedad.
- ❁ Consiste, en esencia, en el avance, a partir de una chimenea que comunica dos galerías a diferente altura sobre la capa y de unos frentes (testeros) escalonados, siguiendo en general una dirección horizontal.
- ❁ El diseño clásico consiste en testeros de 5 m. de altura (series), separados entre sí de 2 a 4 m., según la pendiente de la capa, con macizos de protección de las galerías inferior y superior de 2.5 m. de altura y separados entre sí cada 5 m. por coladeros de acceso.

ARRANQUE MANUAL POR TESTEROS (LOS PICADORES)



La labor del picador en testereros consiste en el arranque del carbón y posteo de la **jugada*** picada para poder seguir con las labores de arranque.

* **JUGADA:** *Forma de sostener un taller a base de madera o de estemples.*

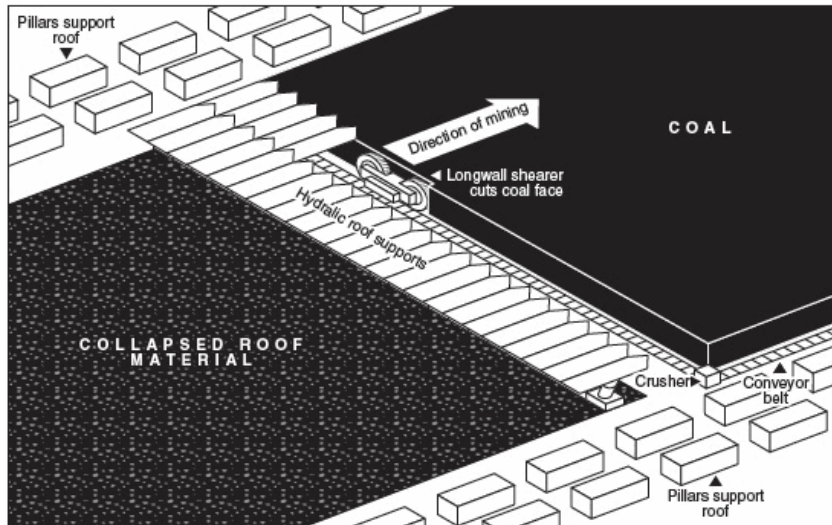
DEFINICIÓN GENÉRICA: “La Función general del Picador de Frente de carbón es la de realizar el arranque de carbón en capas verticales y horizontales, mediante martillos picadores neumáticos, y el sostenimiento del postaller por medio de madera, relleno, fortificación metálica de fricción o hidráulica, pilas autodesplazables y hundimiento controlado” (Real Decreto 6-9-1996, núm. 2016/1996; ORGANO-EMISOR: Ministerio de Trabajo y Asuntos Sociales).



Martillo picador neumático: Martillo de 6kg. con pistón de 37 mm. de diámetro y carrera de 100 mm. El consumo 5 kg/cm² es de 1,1 m³/min. Empuñadura y toma de aire estándar. Piezas menos complejas que modelos anteriores de 8 kg., el chasis es más pequeño y el puntero también es de menor tamaño.

<http://www.esm.es/Paginas/Idi/Fichas/ficha12.pdf>

TAJO LARGO (LONGWALL MINING)



- ❁ De preparación simple, proporciona producción continua con la posibilidad de completa mecanización, mejorando productividad y seguridad.
- ❁ La ventilación es adecuada, y el personal trabaja bajo los escudos (más seguro que cámaras y pilares).
- ❁ Es método de hundimiento total: la recuperación es mayor y la subsidencia uniforme y completa.
- ❁ Capas de potencia pequeña/media: 1 a 4 m. Profundidad: 60 – 800m.
- ❁ Las entradas al cuartel son las de cola (inferior, para la entrada de aire de ventilación, carga de mineral o carbón y acceso de personal) y cabeza (inferior, retorno del aire). Se mantienen con bulones.

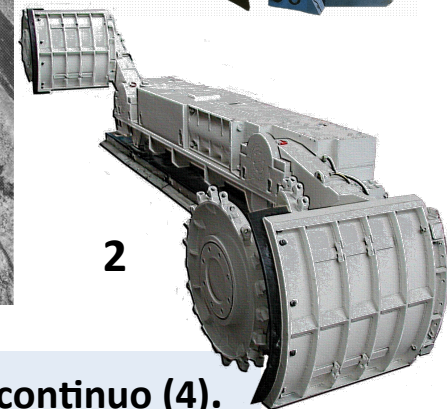
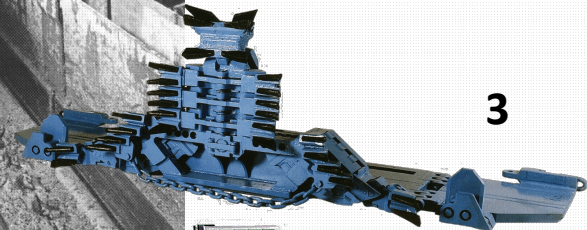
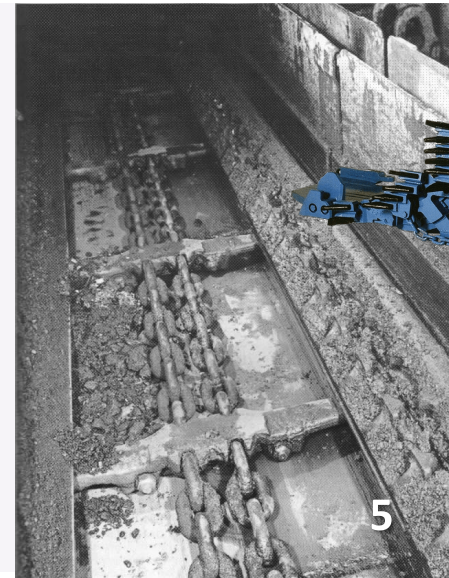
TAJO LARGO (LONGWALL MINING)



4

Se llevan 3 calles entibadas con escudos en la medida mayor del tajo:

- ARRANQUE (con rozadora (2), cepillo (3) o minadores(4)).
 - TRANSPORTE (transportador blindado (5)).
 - SEGURIDAD (entibada, por ejemplo con entibación hidráulica autodesplazante (1)).
- Al comenzar una calle se retira la entibación de la 3ª calle, permitiendo el hundimiento.

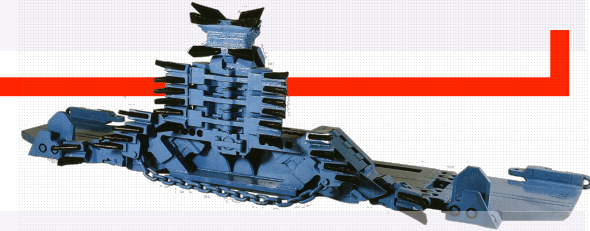


VARIANTE: Tajo corto. Ancho de panel inferior a 100 m. Trabajo con minador continuo (4).

TAJO LARGO (LONGWALL MINING). ROZADORAS Y CEPILLOS



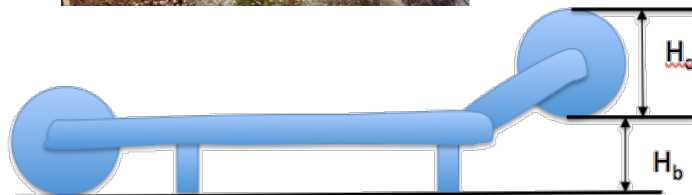
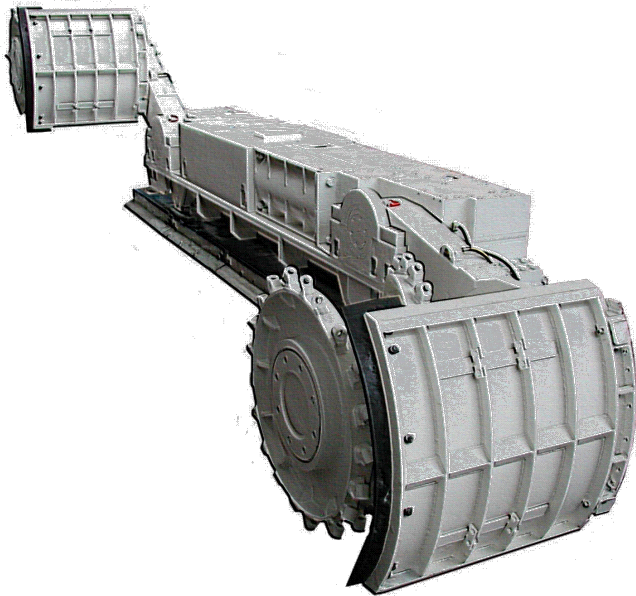
❁ **CEPILLOS:** Empleados en capas de baja pendiente con carbón no muy duro y potencia de entre 0,5 y 2 m. Útil de corte con una serie de picas sujeto a 1 ó 2 motores mediante una cadena para desplazarlo sobre el frente del carbón. En muchos casos la longitud del taller supera los 300 m.



❁ **ROZADORAS:** Máquina más frecuentemente empleada en tajo largo. Existen tres tipos: **doble tambor articulado*** (la más usada, permite corte en dos direcciones), tambor simple articulado, tambor simple fijo.

* Normalmente el tambor delantero corta a techo, y el trasero va libre o corta a muro. El corte en un único sentido es el más común, salvo completa automatización. En la vuelta, se limpia o carga.

TAJO LARGO (LONGWALL MINING). ROZADORAS Y CEPILLOS



ROZADORAS:

Existen diferentes tamaños de rozadoras; si H_c es la altura a rozar (potencia de la capa), D el diámetro del tambor de roza, H_b la altura del cuerpo de la rozadora, L el alcance del brazo del tambor, B el espesor del cuerpo de la rozadora, se tiene:

$$H_c = H_b - \frac{B}{2} + L \times \text{sen} \alpha + \frac{D}{2}$$

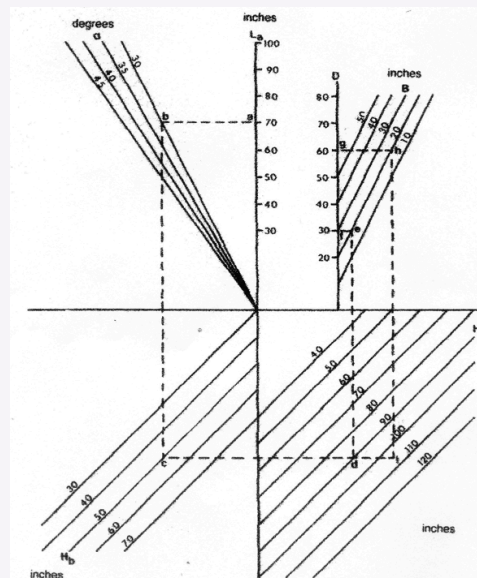
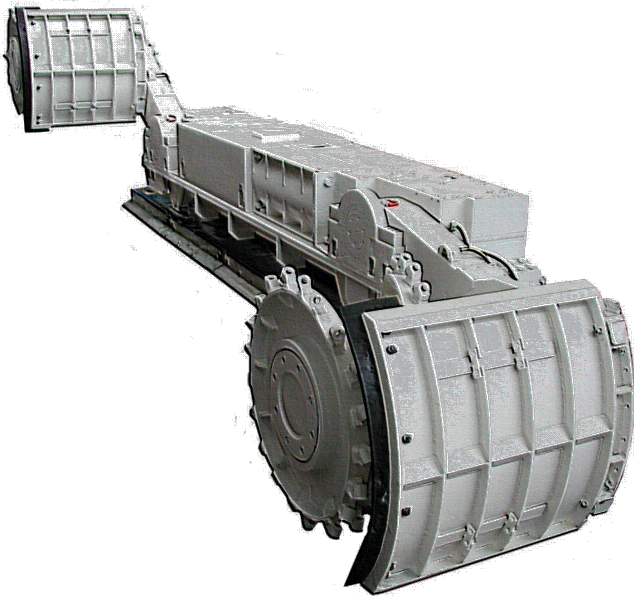


Fig. 20.1.5. Nomograph for determining shearer dimensions and mining height. Conversion factor: 1 in. = 25.4 mm.

TAJO LARGO (LONGWALL MINING). ROZADORAS Y CEPILLOS



ROZADORAS:

■ Especificaciones:

Ancho del tambor del orden de 813 mm. (32 in).

Velocidad de corte 44 rpm.

Velocidad de desplazamiento de la máquina puede variar de 4 a 25 m/min. (uso habitual entre 12 y 18 m/min.).

La producción horaria de la rozadora en t/h es Q_{she} , Q_c es la producción por ciclo en t/ciclo, T_{cut} es el tiempo por ciclo en minutos. Se tiene como:

$$Q_{she} (Tn / h) = 60 \times H_c \times s \times V_s \times \gamma \times C$$

$$Q_c (Tn / ciclo) = W \times H_c \times s \times \gamma \times C$$

$$T_{cut} (\text{min } t) = 60 \times k \times \frac{Q_c}{Q_{she}}$$

H_c = Altura de corte (m).

S = Ancho de corte (m).

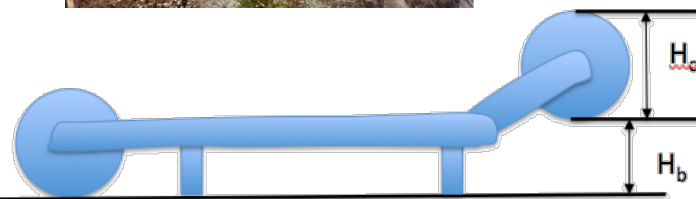
V_s = Velocidad de desplazamiento de la rozadora.

γ = Densidad del Carbón.

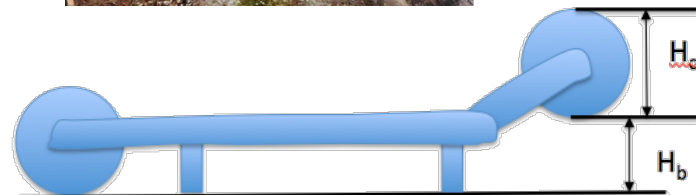
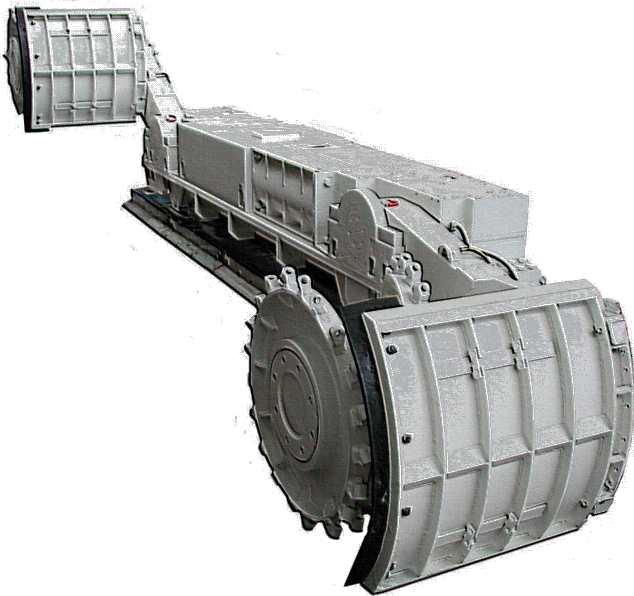
W = Ancho del panel (m).

C = Coeficiente de carga de la rozadora (0,9 a 0,95).

K = Coeficiente de utilización (1,1 a 1,4).



TAJO LARGO (LONGWALL MINING). ROZADORAS Y CEPILLOS



ROZADORAS:

- Especificaciones del transportador blindado SCS (con cadena central de 38 – 42 mm) y DOCS (doble cadena en los laterales 30 – 34 mm):

Ancho del transportador = 945 – 1000 mm.

La capacidad de transporte se obtienen como Q_{afc} :

$$Q_{afc} = q_c \times V_c = A_{\max} \times \psi \times V_c \times \gamma$$

$$A_{\max} (m^2) = k(de - 0,95a - 0,97) \times \left(\frac{3 \times h}{2} - \frac{\sqrt{3} \times h^2}{4} \right)$$

q_c = Peso del carbón por m. de panzer (Tn/m).

ψ = Coeficiente de carga 0,65 – 0,90.

γ = Densidad del Carbón.

V_c = Velocidad de la cadena 1,27 1,5 m/sg.

La potencia se obtiene como:

1- Resistencia:

$$\left. \begin{aligned} R_L &= (q_c \times f_c + q_n \times f_n) \times L_{afc} \times \cos \alpha \pm \\ R_L &= (q_c + q_n) \times L_{afc} \times \sin \alpha \\ R_E &= q_n \times L_{afc} \times (f_n \times \cos \alpha \pm \sin \alpha) \\ F_S &= K_b \times K_S \times (R_L + R_E) \end{aligned} \right\}$$

L_{afc} = Longitud panzer (m).

q_n = Peso (Kg) cadena por m.

q_c = Peso (kg) carbón por m.

f_n = Coef. rozamiento cadena.

f_c = Coef. rozamiento carbón.

α = Pendiente panzer.

K_b = 1,1 ruedas dentadas.

K_S = 1,1 serpenteos panzer.

2- Potencia:

$$P_{\max} (Kw) = 11,28 \times \frac{F_S \times V_c}{(0,8 - 0,83) \times 1000}$$