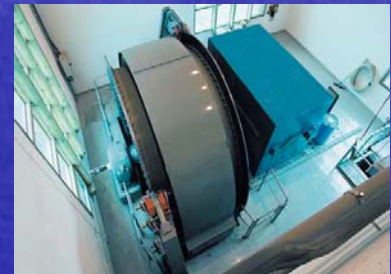
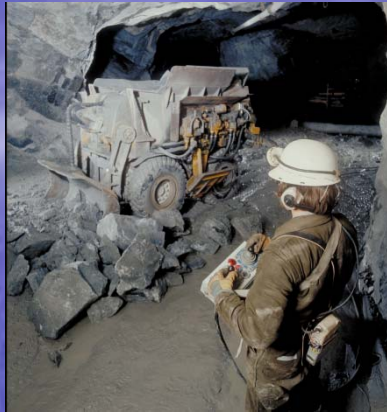




UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID
ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR DE
INGENIEROS DE MINAS



Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas



Noviembre – 2007

CONCEPTOS GENERALES Y DECISORES DEL DISEÑO

OBJETIVOS DEL TEMA

- Conocer los aspectos generales que gobiernan las decisiones relativas a la preparación de una mina.
- Conocer los criterios a tener en cuenta a la hora de establecer un plan general de preparación y desarrollo de una mina.
- Conocer los criterios de configuración general de accesos a una mina.
- Conocer Los criterios para la definición de los puntos de carga.
- Conocer los criterios para cada uno de los elementos de infraestructura de una mina.
- Conocer y familiarizarse con la terminología utilizada en minería de interior..
- Conocer la aportación de la Mecánica de Rocas dentro del conjunto de disciplinas necesarias para el desarrollo de un proyecto de explotación de una mina.



1. LABORES DE PREPARACIÓN GENERAL DE UNA MINA DE INTERIOR

Uno de los problemas que se plantean en la preparación de una mina es definir el tipo de labores de acceso al criadero subterráneo, ya que éstas pueden iniciarse con un pozo, una galería inclinada o por medio de rampas. Antes de tomar una decisión hay que considerar cuatro factores; la profundidad del criadero, el tiempo disponible para la preparación, el costo y el tipo de transporte exterior que se elija.

Para el transporte con cintas, la pendiente de las galerías no debe pasar de $1/3$; el transporte con camiones exige pendientes entre $1/7$ y $1/9$, y en el caso de pozos de extracción se llega a la vertical.

Al aumentar la profundidad, el acceso por galerías inclinadas o rampas deja de ser interesante, pues su longitud es de tres a nueve veces la del pozo vertical. Ello no solo encarece su construcción, sino que también aumentan los gastos de transporte y conservación.

Un pozo, según su sección, profundidad, método de profundización y tipo de roca, tiene siempre un costo por metro muy elevado, considerando la perforación, infraestructura, equipos y revestimiento. El costo de la preparación de galerías con pendiente $1/3$ viene a ser por término medio la tercera parte del pozo. Así pues, con pendientes inferiores a $1/4$ resultan más caras que un pozo vertical. Si puede simultanearse el avance de la galería con la producción de mineral en las

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	
		Pág.: 2	

explotaciones, de modo que la maquinaria pueda alcanzar la plena utilización, el costo de la preparación puede bajar. Si el criadero aflora en la superficie y se puede empezar a producir rápidamente en cuanto se accede a él, puede ser tan económico abrir una galería poco inclinada como profundizar un pozo.

El avance específico de una galería inclinada puede ser de unos 23/30 m por semana con los métodos convencionales (las perforadoras de plena sección o "topos" no se han generalizado aún en este tipo de trabajos), aunque pueden llegar a lograrse hasta 8 m por día.

En pozos poco profundos y sin unos equipos especiales de profundización sólo se logran avances de 5 - 10 m por semana. Para los pozos de unos 500 m en los que merece la pena la mecanización, se consiguen avances de 30 m por semana.

Esos altos avances se logran con unos equipos bien adiestrados y una maquinaria especializada, que solo se encuentran en las empresas que se dediquen a estos trabajos especiales de profundización de pozos. En cambio, una galería inclinada puede avanzarse con los mineros calificados de la propia empresa, dotados de unos equipos normales de producción.

Una decisión importante es la del tipo de transporte que se elija para la mina.

Los camiones pueden subir unas rampas con pendientes de hasta 1/9 a velocidades de 8 a 10 Km /h completamente cargados de mineral; pero deben cargarse en el frente o a través de un coladero, y viajar directamente al punto de descarga.

Si se elige el transporte con vagonetas y la extracción por pozo vertical, los vagones se cargan en la galería de base del piso, a través de un coladero, se transportan hasta el pozo y retornan vacíos. No es un sistema tan flexible como el transporte con camiones. Sin embargo, la velocidad de transporte en el pozo es de 45 a 50 Km. /h en la mayor parte del circuito, con una duración de "cordada" de 40 a 80 segundos para mover de 10 a 20 t de mineral. Cuando el criadero es profundo, el pozo es indispensable para extraer las grandes cantidades de mineral de una forma económica.

Estudios completos sobre el transporte con camiones y galerías en rampa demuestran que éste es antieconómico a profundidades máximas comprendidas entre 180 y 240 m.

No obstante, el acceso por galería en plano inclinado es interesante en el caso de emplear cintas transportadoras de materiales. En la práctica, en los

criaderos minerales en forma masiva, es bastante corriente emplear la preparación diseñada en la Figura 1. Los primeros años se extrae el mineral por el plano inclinado, con lo que se da tiempo para profundizar el pozo vertical principal. De esta forma, como normalmente la vida media de la flota de camiones es de 4 a 5 años, se inicia el circuito del pozo en ese momento, si no fuera preciso hacerlo antes por razones económicas.

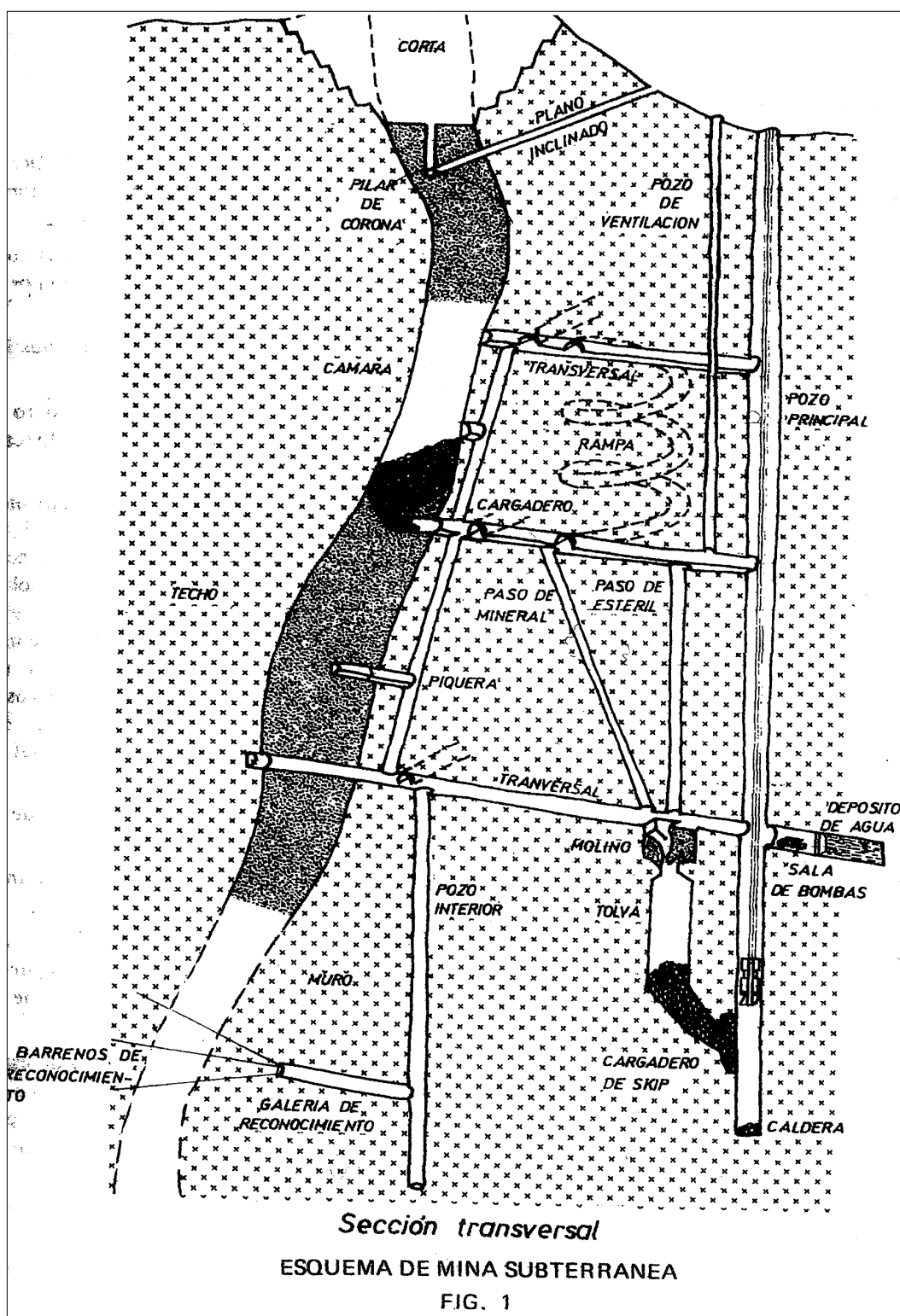
En depósitos de filones estrechos, en los que para abrir un paso a los camiones sería preciso franquear los hastiales en las galerías, es mejor emplear vagonetas y profundizar un pozo desde el principio. Es posible realizar el transporte por galerías con pendiente 1/2 (planos inclinados), pero las velocidades máximas serían de 16 a 25 Km /h y, además, las galerías tienen que ser rectas.

Por otra parte, las galerías con rampas en espiral se preparan bien en el muro, y así se evitan las pérdidas por macizo de protección, necesarios al penetrar en el criadero con los planos inclinados. También la dureza de las rocas, el exceso de agua, la presencia de arenas u otros inconvenientes obligan a desechar algunas soluciones técnicas más económicas y a decidirse por el pozo vertical, que resiste mejor y es más fácil de profundizar en terrenos falsos y difíciles.

Desde el pozo o el plano inclinado, según se decida, se avanzan las transversales para cortar el criadero a intervalos regulares prefijados, que completan el acceso al mismo y determinan otras tantas plantas, que lo dividen en pisos de explotación.

La altura de estos pisos depende del método de explotación, de la pendiente del criadero y de otras características del mismo. Con unas fuertes pendientes la altura oscila entre 50 m y 90 m, pero no todos los pisos se preparan de igual forma para el transporte. En la figura se muestra un esquema de una mina en la que se conectan varios pisos con rampas de bajada de mineral hasta una estación de molienda común.

Además, los pisos se conectan verticalmente por medio de chimeneas de paso o de ventilación según los casos. Las chimeneas se perforan en la masa mineral por sistemas cíclicos convencionales de perforación, voladura y carga, o bien con unas perforadoras especiales de chimeneas. Las chimeneas cortas o coladeros, hasta 8 m., se suelen avanzar a mano de modo convencional. Las más largas deben mecanizar su avance y dividir la sección en dos compartimentos separados; el más pequeño sirve para ventilación y paso, y el mayor para almacenar la roca arrancada.



CHOOSING AN UNDERGROUND MINING METHOD

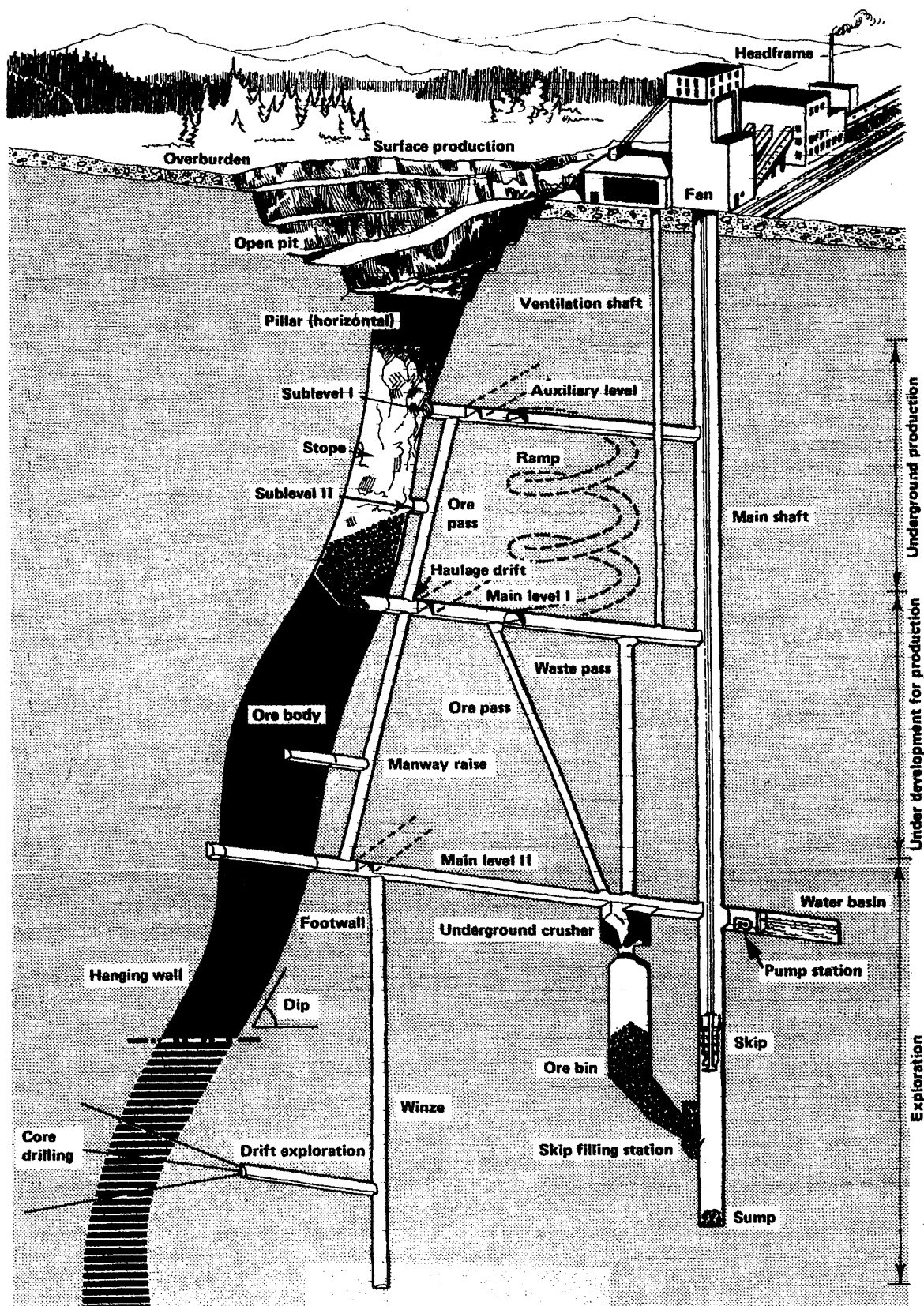
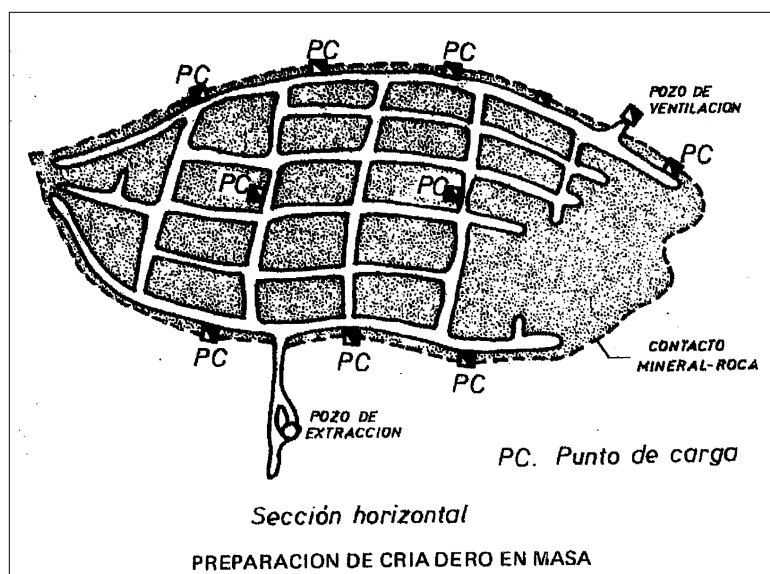


Fig. 1. Sample layout of an underground mine, identifying various mining operations and terms.

 UPM	 ETSI MM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	Pág.: 5

2. PREPARACIONES EN LA EXPLOTACIÓN

En los criaderos en masa, una vez cortado el mineral con el transversal de acceso desde el pozo, se prepara una planta abriendo una red de galerías que delimitan en la misma una serie de secciones o cuarteles, a cada una de las cuales corresponde un punto de carga, pocillo o piqueta.



Las explotaciones están situadas en el trozo de criadero comprendido entre dos plantas consecutivas y se inician cargando el mineral arrancado en los puntos de carga (PC) y sacándolo por la planta inferior.

Estas explotaciones consisten en labores que abren espacios libres en los que tienen salida las voladuras, hasta ampliar la explotación a las dimensiones de trabajo normal.

En algunas minas se suprimen los puntos de carga individuales y se usa como cargadero el fondo de la explotación. El mineral se vuela de forma continua, cae al fondo y allí se caiga directamente.

Las explotaciones se realizarán por cualquiera de los métodos que se describen en los capítulos siguientes, elegido según las características de las rocas de los hastiales y del propio mineral. Se pueden dejar macizos para proteger las galerías y chimeneas, o para separar las cámaras y huecos de las explotaciones. El macizo de la galería se deja horizontalmente a lo largo de la misma y sobre ella, o alrededor de ella si la potencia del criadero es mayor que la sección, para protegerla y dejar espacio donde montar los cargaderos (sino se prescinde de ellos, en

cuyo caso se suprime este macizo). También para proteger la galería de cabeza y las explotaciones que están sobre ella. Se deja un macizo de protección inferior horizontal por debajo y a lo largo de la misma. En muchos casos se recuperan estos macizos al abandonar la galería, lo que suele hacerse por cualquiera de los métodos de "mallas cúbicas", o "rebanadas rellenas" en caso de minerales resistentes; si el mineral es débil, se vuelan los macizos en masa o se hunden sobre el hueco de la explotación inferior.

En los criaderos estrechos en forma de filón sólo se necesita una galería en cada planta, que se adapta al contorno del criadero, y los cargaderos se disponen en línea a intervalos adecuados.



La preparación de cualquier tipo de criadero se planifica por adelantado y se completa durante su avance, al arrancar el mineral.

En filones estrechos, las galerías de base se realzan unos metros y se preparan por adelantado los cargaderos en este hueco. De este modo, la preparación de cargaderos, guías y chimeneas puede avanzarse adelantándose en 1 1/2 a 2 años, creando explotaciones de reserva que pueden ponerse en explotación en 4 ó 5 meses.

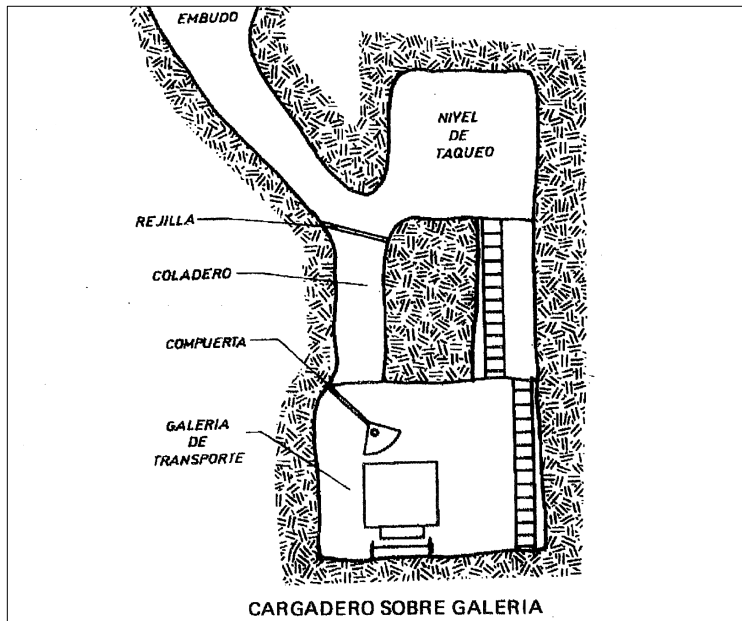
En las explotaciones que se llevan con relleno, los coladeros pueden dejarse dentro de éste, colocando un revestimiento con mampostería, cuadros de entibación y tablas, o bien con tubos de chapa prefabricados; en los dos últimos casos, estos revestimientos se apoyan sobre vigas empotradas, de madera o de hierro. El diámetro interior suele ser suficiente para permitir fijar escalas. Los pocillos de servicio pueden tener secciones de 2,5 x 2,5 m y estar dotados de instalaciones de extracción. Si el método de explotación suprime los coladeros y se carga con palas mecanizadas automotoras, se pueden preparar rampas en el muro del criadero.

En otros casos los coladeros se perforan dentro del mineral del macizo de la galería de base.

Los **Cargaderos** son las labores y dispositivos que regulan la carga del mineral en los elementos de transporte, y son intermedios entre el arranque y el transporte y la extracción. Se preparan en el macizo inferior, en la base de las explotaciones o cámaras, o bien comunicados con ellas a través de un sistema de coladeros y rampas de paso de mineral. Cuando están directamente en la base de una cámara tienen la forma de coladeros, embudos o tolvas. La forma se fija por el tipo de carga del mineral.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	Pág.: 6

Pueden disponerse cargaderos de gran capacidad para cargar el mineral a un camión volquete, o instalar varios cargaderos pequeños a lo largo de la galería de base para cargar en vagones de mina. La disposición puede ser simple o doble y simétrica.



El mineral puede caer por gravedad a través de una tolva reguladora, o por un coladero situado entre el relleno y montado sobre el piso de la cámara.

Las compuertas reguladoras causan interrupciones en la producción al atascarse con losa bloques grandes, por lo que deben evitarse estos colocando en el paso de mineral una rejilla formada por barrotes de acero, separados de modo que no dejen pasar los trozos grandes de roca o mineral, mientras los tamaños más pequeños pasan con facilidad; la separación entre barras varía según los casos entre 0,3 m y 0,6 m.

Los bloques que no pasan se "taquean" o rompen con cargas ("tacos") de explosivos o con martillos quebrantadores de aire comprimido. Cuando el atasco se produce en el interior de los pasos o coladeros, se "taquean" con cargas explosivas que se fijan en el extremo de una pértiga para introducirlas y se disparan desde fuera, en lugar seguro. En los coladeros entre relleno las rejillas se colocan en su boca superior, en el piso de la explotación. Del mismo modo se protegen las chimeneas de paso o ventilación.

Cuando se elimina el cargadero y el macizo inferior de la cámara, para cargar con pala o

sistema LHD, el diseño se indica en la Figura 4. La parte baja de la corona permite un buen control de la salida del mineral.

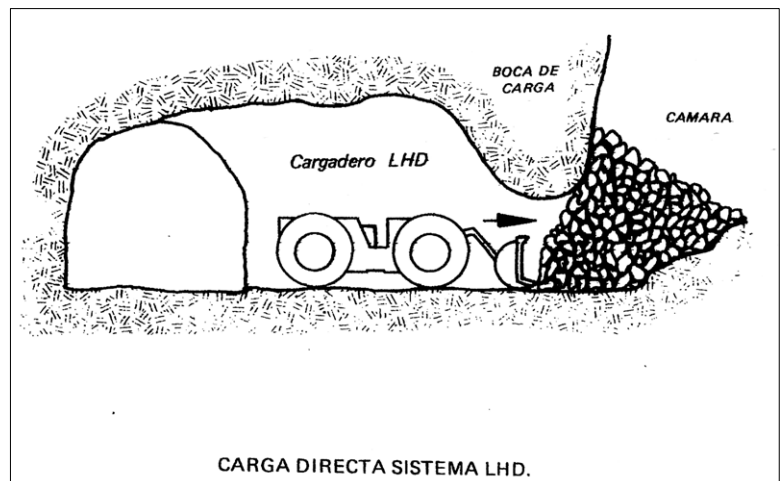
En caso de no eliminar los coladeros, el mineral arrancado por la voladura en la explotación cae a través de ellos por gravedad a una galería de arrastre y taqueo. En ella, la cuchara de una arrobadera o scráper puede arrastrarlo por el piso de la galería hasta un coladero de carga por el que cae, a través de una rejilla, a los vagones situados en la galería de base.



En muchos métodos de explotación, particularmente en los métodos ascendentes, se suele bajar el mineral a través de rampas y coladeros hasta la planta general de transporte situada en la cota más baja de la mina. En esta planta se instalan la molienda y un sistema de transporte principal mecanizado, lo que resulta más económico y productivo que montar pequeñas instalaciones en cada planta, de modo que haya uno para cada tipo o ley de mineral y otro para los estériles. El vaciado de estos almacenes o tolvas se hace automáticamente por dispositivos mecánicos, y el mineral pasa previamente por un sistema de molienda primaria para adecuar la granulometría a las condiciones de transporte. Un sistema

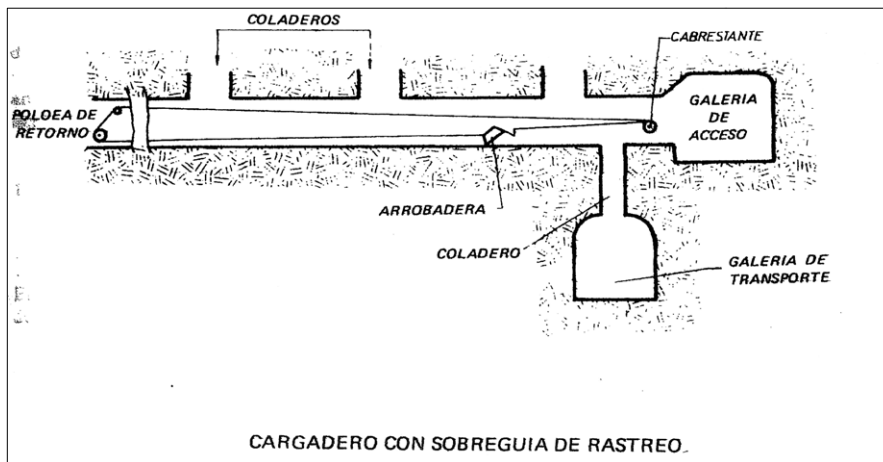
intermedio enlaza este almacén con el sistema general de transporte, bien por cintas o bien por vagones.

La mayoría de los grandes cargaderos de mineral se perforan en la roca de los hastiales, a lo largo del criadero.

Los coladeros entre el relleno, revestidos con tubos de chapa prefabricados, suelen tener una vida equivalente a 100.000 – 150.000 t de mineral cargado;



 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	Pág.: 7



HASTIALES: Contactos del yacimiento con la roca encajante

TECHO: Es el contacto con pendiente superior a 90 grados

MURO: Es el contacto con pendiente inferior a 90 grados.

CÁMARA: Hueco creado por la explotación, limitado por pilares.

CABEZA y BASE de cámara son las excavaciones superior e inferior de la cámara

así, en caso de explotaciones de 100 m de largo y 12 m de potencia, la altura útil del piso quedaría limitada a 30 m aproximadamente. Pero por razones económicas la altura de pisos debe ser lo mayor posible, por lo que habrá que preparar más de un coladero con entubado de acero, lo que puede encarecerlo. La alternativa es preparar los coladeros en el hastial de la roca.

3. TERMINOLOGÍA FUNDAMENTAL EMPLEADA EN MINERÍA DE INTERIOR

SOCAVÓN: Galería de acceso desde el exterior horizontal con pendiente de drenaje

RAMPA: Acceso inclinado.

GUIA: Galería en mineral y en dirección.

LATERAL o REAL: Galería en roca encajante y en dirección.

TRANSVERSAL: Galería perpendicular a la dirección del yacimiento que une lateral y guía.

CHIMENEA: Pocillo de conexión entre dos galerías, para ventilación, paso de mineral ó personal.

POZO: Excavación vertical o de fuerte inclinación para extracción o acceso principal.

NIVEL: Galería o grupo de galerías con acceso directo desde el pozo ó rampa de entrada a mina.

SUBNIVEL: Galería desde la que se ejecutan labores de arranque y / o carga a una cota determinada.

TALLER: En minería sedimentaria, frente de arranque.

BARRENO o TIRO: Taladro perforado para voladura (también TIRO)

MENA: Mineral con contenidos valiosos para su venta y transformación

ZAFRA: Material arrancado para su carga

ENTIBACION: Sistema o técnica de sostenimiento de huecos mineros

CORRIDA: Longitud en dirección del yacimiento

POTENCIA: Espesor de la mineralización

BUZAMIENTO: Angulo que el deposito forma con la horizontal

GEOTECNIA: Estado de la geometría de las discontinuidades y / o capacidad que los huecos tienen para autosoportarse

FRACTURACION: Intensidad, frecuencia y forma de presentarse las separaciones entre planos de mineral

DILUCIÓN: Porcentaje de estéril o marginal que se extrae con el mineral

SELECTIVIDAD: Proceso de separación del mineral entre las intercalaciones de estéril y / o marginales

CIELO: Limite físico superior de un hueco o cámara

PISO: Limite físico inferior de un hueco o cámara

PILAR BARRERA: Macizo de protección en los laterales de una cámara

 UPM	 ETSI MM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	Pág.: 8

PILAR CORONA: Macizo de protección entre cámaras separando dos subniveles de explotación

BULONES: Pernos de anclaje o entibación

CUELE: Barrenos de apertura de una voladura

REFUGIO: Abrigo para personal o maquinaria

RELLENO: Material estéril que ocupa y entiba un hueco explotado

SOLERA: Parte inferior de un frente o tajo de explotación

VENTILACIÓN: Circuito de aire para la habitabilidad de personas o máquinas

COMPUERTAS: Reguladores de la ventilación y del relleno hidráulico

NIVEL PRINCIPAL: Galería de transporte de mineral hasta pozos de extracción

ANCHURÓN: Ensanchamiento grande de una capa de carbón.

ARTILLERO: El que coloca y dispara la pega

ATACADOR: Vara de madera para comprimir en el barreno la dinamita.

BARRENA: Vara metálica que unida al martillo perforador taladra la piedra con el objeto de introducir la dinamita en el hueco formado a tal efecto.

BARRENISTA: Trabajador especializado en el avance de las galerías.

BASTIDOR: Pieza de madera de 2'50 m de largo en forma de semicírculo utilizada para sostenimiento del techo en los talleres.

BASCULADOR: Mecanismo donde por medio de un giro de 360° los vagones depositan el carbón y el material estéril en tolvas para su clasificación.

GUÍA DE CABEZA: También llamado corte. Es el lugar de una galería general o de servicio donde los barrenistas desarrollan su labor.

CAMA: Se utiliza cuando un vagón ha salido de las vías y se ha volcado en la galería o en el exterior; en este caso se dice que el vagón ha dado cama.

CARGADORAS: Especie de excavadoras que utilizan los barrenistas para cargar la pega (estériles y carbón que se desprende de esta) en los vagones.

Funcionan, dependiendo del tipo que sean, con aire comprimido o electricidad.

CARGUE: Lugar donde se basculan los vagones para ser transportados al lavadero. También es la zona inferior de un taller donde se cargan los vagones con carbón.

CINTAS DE TRANSPORTE CONTINUO: Mecanismos que recorren algunas galerías de gran longitud que tienen la misión de transportar el carbón y los estériles hacia el exterior de la mina.

COMPRESOR: Máquina que introduce el aire en la mina para respirar y servir de fuente de energía a cargadoras, martillos picadores, martillos, barrenos, además para ventilar los cortes de guía y los talleres a través de mangueras.

CONTRAATAQUES: Espacio que hay que formar para esquivar una falla que ha surgido dentro de una veta de carbón.

CORTES DE GUÍA: También llamado corte o avance de galería. Es el lugar donde los entibadores realizan las labores de desescombro y sostenimiento de la galería que avanza.

COSTERO: En la minería del carbón, expresión que también se utiliza para denominar la roca suelta.

CUADROS: Estructuras metálicas realizadas a base de patucos, trabancas y tresillones que sostienen las galerías de servicio y las generales.

CUCHARILLA: Vara metálica que se utiliza para extraer pequeñas piedras que han quedado en el barreno hecho por los barrenistas para la pega.

CUELE, ZAPATERA, DESTROZA Y CONTORNO: Distintos lugares donde se barrena para producir el efecto deseado al dar la pega.

CHAPA: Estructuras metálicas que se utilizan en los talleres para deslizar el carbón hacia los cargues.

CHIMENEA: Método de explotación realizado por picadores con el fin de comunicar dos pisos de la mina. Normalmente las chimeneas se realizan perpendicularmente a las galerías.

DAR CALE: Expresión que se utiliza cuando un picador a comunicado por medio de una chimenea dos plantas o cuando a comunicado dos talleres.

EMPUJADOR: Caballete neumático que eleva y empuja el martillo barrenero.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	
		Pág.: 9	

ENCARRILADOR: Pieza metálica que orienta las ruedas de los vagones cuando éstos se han salidos de los raíles.

ENRRACHONAR: Poner rachos o varales entre los cuadros de una entibación.

ESCRAPER: Mecanismo por el que se recoge la pega en la minería del carbón.

ESPEQUES: Piezas metálicas que se utilizan como freno entre las ruedas de los vagones.

ESTAJAR: Limpieza de costeros en el techo que se realiza en las galerías para posteriormente entibar.

ENTIBAR: Función que realizan los entibadores al colocar cuadros, varales o rachos al sanear o ensanchar galerías que se reconquistan.

EXPLOSOR: Máquina eléctrica que provoca una corriente eléctrica suficiente para conseguir la detonación de la pega.

FONDO DE SACO: Parte final de una explotación donde pueden quedar almacenados gases peligrosos para el minero.

GRUPO: Instalación minera; lugar de trabajo. Un grupo puede estar constituido por una o varias secciones con distintos accesos a la mina.

HACHO: Hacha de uso minero.

HOSPITALILLO: Dispensario médico de la empresa donde se realizan las primeras curas a los mineros accidentados.

HUNDIMIENTO: Parte del taller que ha sido explotada o extraído el carbón y que se va hundiendo por su propio peso a través del tiempo.

JAIMES O GREMBAS: Nombres de diferentes máquinas que arrastran los vagones o que sirven para transporte de personal. El jaima funciona con baterías recargables y la gremba a través del tendido eléctrico.

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

LONGARINA: Freno construido a base de puntalas para asegurar la niveladura de un taller.

LLAVES: Construcción hecha en la entrada a los talleres a base de piezas de roble que tiene como función sostener la cabeza de entrada del taller.

MACIZO: Masa de carbón que se deja sin extraer en un primer momento en los talleres para que sirva de sostenimiento del techo.

MANGÓN RETRACTIL: Tubería plástica extensible que conectada a un extractor desaloja aire y partículas de los cortes o introduce aire en ellos.

MAMPOSTA: Es otro nombre utilizado para los estemples.

MENSÁFONO: Teléfonos especiales que se utilizan dentro de los talleres y de las galerías.

MINADOR: Vehículo mecánico que poseyendo un cabezal perforador realiza galerías sin necesidad de la intervención de dinamita.

MONTERA: Varal o racho metálico que se utiliza para sostener el techo. Las monteras son recuperadas para producir el hundimiento; no así el sostenimiento hecho con madera.

NICHO: Lugar donde se deposita la rozadora después de haber realizado su función.

NIVELADURA: Parte alta de una corona o parte alta de un taller que se deja como protección de sostenimiento sin explotar.

PANCER: Cinta transportadora acorazada que se utiliza en los talleres para transportar el carbón o en las guías para sacar el escombros.

PATUCO: Pieza metálica en forma de "U" que junto a la trabanca forman los cuadros que sostienen las galerías.

PEGA DE EXPLOSIVOS: Surtir de dinamita los barrenos para explosionar.


PLANO INCLINADO: Galería inclinada que comunica un piso del subsuelo con el exterior.

POTENCIA: Ancho que tiene una capa de carbón entre techo y muro.

PUNTALA: Pieza de pino que se utiliza para sostener el techo junto a las longarinas y bastidores en un taller de extracción.

PUNTEROLA: Punta metálica que unida al martillo picador permite la extracción y arranque del carbón.

RACHOS: Piezas de madera de eucalipto utilizadas para entibar; también suelen llamarse varales.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	
		Pág.: 10	

RAMPLOS Y COLADEROS: Pequeños túneles que se realizan entre chimeneas en los talleres con el fin de comunicar ambas.

REGADURA: Zona de la capa de carbón que es menos dura y en la que se pica con más facilidad provocando que las partes más duras de la capa se extraigan más fácilmente.

RELEVO: Utilizado para designar un turno de trabajo.

RETACAR: Incorporar a la pega de dinamita introducida dentro del barreno un taco de arcilla para hacer presión en la pega.

ROZADORA: Máquina que se utiliza en capas verticales para arrancar el carbón.

TAJO: Expresión utilizada para designar el lugar de trabajo asignado.

TALLER: Lugar donde se arranca el carbón.

TRABANCA: Pieza metálica semicircular en forma de "U" que unida al patuco forma un cuadro de entibar.

TRANSVERSALES: Denominado también galería general por donde circula materiales y personas con dirección a los cortes de guías y a los distintos talleres.

TRESILLONES: Pieza metálica rectilínea en forma de "U" que une dos patucos de un cuadro a la distancia de un metro.

VARALES: Otra forma de denominar a los rachos. Son piezas de madera de eucalipto de distinta medida que sirven para entibar.

VACÍO: Material mineral que no es carbón. También se le denomina estéril.

BOCAZO: Expresión que se utiliza para cuando una pega de dinamita ha resultado fallida o defectuosa provocando en la explosión efectos no deseados.

CABECEADO: Forma de semicírculo que se da en la cabeza de las púntalas para que acople el bastidor.

CORONA: Cabeza de corte o zona superior de un ramplo.

4. IMPORTANCIA DE LA MECÁNICA DE ROCAS EN LA MINERÍA

La Mecánica de Rocas puede definirse como la ciencia que trata de la respuesta de las rocas a los campos de fuerzas presentes en su entorno físico. Esta, como la mayor parte de las disciplinas encuadradas en las denominadas Ciencias de la Tierra, nace, por una parte, de la búsqueda de explicaciones cualitativas y cuantitativas a los fenómenos naturales y, por otra, como consecuencia de la actividad de los ingenieros que tratan de encontrar las mejores soluciones técnicas para controlar el terreno en las minas y en las obras civiles y militares.

La estabilidad de las excavaciones ha preocupado desde siempre a los mineros, que constantemente han tratado de establecer teorías racionales para su diseño.

La presencia de discontinuidades constituye el factor esencial del comportamiento mecánico de un medio rocoso, cualquiera que sea la escala considerada: La destrucción de una probeta entre las placas de una prensa es consecuencia de la propagación de las fisuras existentes en ella.. La rotura de los macizos rocosos se produce casi siempre según superficies de discontinuidad preexistentes. El agua circula preferentemente por las discontinuidades, y las fuerzas hidrodinámicas que produce se orientan básicamente de acuerdo con ellas.

El desarrollo de la Mecánica de Rocas en cuanto a proporcionar soluciones a los problemas que tienen planteados la minería y las obras subterráneas, es mas bien pequeño. Las respuestas a los interrogantes que plantea la práctica de ingeniería se hallan con frecuencia aplicando el sentido común, una vez que el marco geológico-geotécnico que encuadra el problema ha sido suficientemente aclarado. En la realidad, por lo mucho que aún tiene de subjetiva, puede considerarse a la Mecánica de Rocas casi más como un arte que como una ciencia.

Actualmente se está imponiendo el término Ingeniería de Rocas para designar la correcta combinación de ciencia y experiencia que permite dar soluciones razonables a los problemas con que se enfrenta el ingeniero.

Como sucede en todas las disciplinas, en la Mecánica de Rocas no existe una teoría unitaria, sino soluciones más o menos exactas a problemas individuales que al agruparse constituyen el cuerpo de esta materia.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	
		Pág.: 11	

El especialista en Mecánica de Rocas no puede obtener soluciones a los problemas planteados más que a partir de modelos constituidos por elementos estructurales de comportamiento mecánico bien definido. Pero, todo modelo, independientemente de que sea matemático o físico, supone una simplificación y esquematización de la realidad.

La resolución de cualquier problema geotécnico requiere, en general, la realización de tres modelos:

- El modelo geológico, que compendia los caracteres litológicos, estructurales e hidrogeológicos del macizo rocoso.
- El modelo geomecánico que resulta de completar el anterior mediante las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades existentes en el macizo.
- El modelo matemático, que permite, mediante la aplicación de formulaciones matemáticas al modelo geomecánico, predecir el comportamiento de la mina.

Independientemente de su complejidad los modelos, utilizados no representan más que unos comportamientos esquemáticos imaginados por el ingeniero durante la realización del proyecto a partir de los datos estructurales y mecánicos que posee sobre el macizo rocoso. La auscultación de la mina durante su explotación constituye, por consiguiente, un complemento indispensable para verificar que el comportamiento del terreno no difiere de lo previsto, en caso contrario, para detectar a tiempo las anomalías.

El lugar de la Mecánica de Rocas en la investigación minera resulta evidente si se considera que la extracción total o parcial de los depósitos minerales existentes en la corteza terrestre necesita de diversas aplicaciones de energía, más o menos interdependientes, que se combinan para formar un sistema. Este sistema minero puede descomponerse en los siguientes cinco elementos tecnológicos o subsistemas:

- Definición de los yacimientos minerales
- Desintegración de las rocas
- Control del terreno
- Manipulación de los materiales
- Control del ambiente de la mina

De estas cinco facetas de la investigación, la segunda y la tercera corresponden a la Mecánica de Rocas. En la minería subterránea el control del terreno es básico

tanto en la elección del método de explotación como en el dimensionado de la mina, y en la minería a cielo abierto constituye el elemento primordial en el diseño de los taludes. La explotación de los yacimientos petrolíferos, tanto en las técnicas de perforación como en la utilización de la fracturación hidráulica de las rocas para aumentar la permeabilidad de las formaciones geológicas, ha progresado gracias a la Mecánica de Rocas. El diseño de los almacenes subterráneos de materiales energéticos se basa en gran parte en consideraciones geomecánicas.


A continuación se describe sucintamente el papel de la Mecánica de Rocas en el diseño de las minas subterráneas y/o a cielo abierto, que constituye, sin duda su aplicación más importante para un mejor aprovechamiento de los recursos minerales y energéticos.

4.1. LA MECÁNICA DE ROCAS EN LA MINERÍA SUBTERRÁNEA

4.1.1. Elección del método de explotación

El control del terreno es una de las consideraciones mas importante para seleccionar la forma de explotar un criadero, por lo que debe ser también un aspecto primordial en cualquier estudio de método de explotación que se realice. Cada yacimiento, por sus características geológicas consiste en una combinación diferente de factores de los cuales se derivan unos determinados comportamientos del terreno al extraer el mineral.

Los tipos de control del macizo rocoso que deben considerarse, varían desde el mantenimiento rígido del terreno mediante pilares, pasando por diferentes grados de cierre de los hastiales y de descenso del techo, hasta el hundimiento completo de la masa mineral y del estéril suprayacente. En la Fig. 1 estos tres tipos están representados por los Grupos A, B y C respectivamente, cada uno de los cuales forma el núcleo de un círculo mayor en el interior del cual se agrupan los métodos satélites. El círculo central, más amplio, se solapa con el superior e inferior, delimitando zonas de transición en las que son tolerables ciertos compromisos con los principios básicos que dichos círculos representan, y además encierra otros dos círculos: el primero divide las técnicas de sostenimiento en relleno y soportes Individuales y el segundo representa la explotación por frente largo. El círculo inferior también comprende otro círculo, con objeto de distinguir entre el

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI MM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	
		Pág.: 12	

hundimiento de la masa mineral y el de los terrenos suprayacentes.

La influencia de la potencia del criadero se indica mediante divisiones fuera de los círculos. Se denomina yacimientos estrechos a aquellos cuya anchura no sobrepasa de los 10 m. ya que es el máximo que suele sostenerse mediante entibación. La noción de criadero ni ancho ni estrecho se ha introducido para agrupar los métodos de cámaras y pilares, y realces con almacenamiento, que son prácticamente independientes de la potencia de la explotación. Los llamados métodos para criaderos generalmente potentes son apropiados para grandes espesores, pero esto no quiere decir que los métodos de relleno por ejemplo, no pueden emplearse en yacimientos estrechos. Criaderos invariablemente potentes son aquellos que se explotan por métodos como los de hundimiento, que requieren grandes espesores (normalmente más de 30 m).

La escala de energía de deformación acumulada que se muestra a la derecha de la figura es de gran interés, pues en ella se incluye la aportación de la Mecánica de Rocas. En el Grupo A, en el que tanto los anchos de las cámaras como las cargas sobre los pilares son pequeños, la energía de deformación está controlada. En la zona de transición y en la de recuperación de pilares, se produce un aumento de presión en éstos, debido a la mayor profundidad y extensión de la mina, y a la reducción del área de los pilares, que puede dar lugar a la rotura gradual o súbita de algunos de ellos. Ambas son zonas de concentración de energía elástica y por tal motivo, cuando se trata de rocas resistentes, existe el riesgo de que se produzcan "explosiones de roca". La rotura progresiva del terreno es la característica principal de los métodos que se han ubicado entre el centro del círculo medio y la parte baja del inferior. En ellos, si la rotura del terreno sigue normalmente su curso, al extraer el mineral la energía de deformación va disminuyendo.

4.1.2. Diseño de estructuras subterráneas

Cuando se diseña una nueva estructura subterránea en roca o se evalúa la estabilidad de una ya existente, se deben determinar los aspectos siguientes:

- Tensiones y deformaciones que se producen en la estructura como resultado de las fuerzas externas e internas.
- Capacidad de la estructura para resistir estas tensiones y deformaciones. El límite de esta

capacidad se estima generalmente por la tensión necesaria para producir la rotura de la estructura, aunque algunas veces la deformación excesiva puede también constituir una limitación.

Diseñar una estructura en roca es, por lo general difícil. Una de las principales dificultades proviene de que las rocas se hallan sometidas a tensiones desconocidas, debidas principalmente al peso del recubrimiento y a las fuerzas tectónicas. Aunque el estado tensional de la corteza terrestre podría estimarse suponiendo que es debido solamente al peso de los terrenos suprayacentes, las medidas efectuadas muestran que las estimaciones realizadas sobre esta base suelen ser completamente erróneas.

La dificultad en obtener una información sobre las propiedades mecánicas del macizo rocoso antes de la apertura de la cavidad es otro inconveniente. Los materiales de construcción pueden producirse de acuerdo con unas especificaciones determinadas, y las estructuras convencionales diseñarse para utilizar, dichos materiales; sin embargo, el diseño de estructuras subterráneas se ve dificultado por la escasez de información acerca del comportamiento y propiedades del macizo rocoso.

El tercer problema surge al tratar de calcular las tensiones y deformaciones en diferentes partes de la estructura, ya que, a medida que la forma de las cavidades se hace más compleja, o el macizo rocoso más heterogéneo, la estructura resulta difícil de tratar matemáticamente, y es preciso recurrir a modelos numéricos y medidas "in situ".

Las bases de diseño en minería subterránea son casi opuestas a las utilizadas en la ingeniería civil.

Consideraciones económicas suelen hacer necesario extraer el mayor porcentaje posible del criadero, por lo que el tamaño y número de pilares, machones, u otros soportes estructurales abandonados, se reducen al mínimo. Las minas tienen una vida corta comparada con la de las estructuras convencionales y este aspecto, junto con las ventajas económicas que reporta operar con coeficientes mínimos de seguridad, son dos facetas del diseño exclusivamente mineras. Por fortuna, el desarrollo de una mina es normalmente tan lento que suele haber numerosas oportunidades para experimentar, y modificar el proyecto de acuerdo con los resultados obtenidos

En el diseño inicial de una mina además de la Mecánica de Rocas debe utilizarse la experiencia, sobre todo si ésta ha sido adquirida en estructuras equivalentes, rocas similares y profundidades

 UPM	 ETSI MM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	Pág.: 13

comparables a las de la mina que se trata de diseñar. Más adelante, conforme se van recogiendo datos sobre las propiedades del macizo rocoso y sobre el campo tensional, las hipótesis de partida deben reconsiderar y el diseño modificarse en consecuencia. No hay otra alternativa para proyectar minas aunque en algunos casos se ha conseguido realizar buenos proyectos abriendo cámaras experimentales, galerías y pozos, para obtener información geológica, mejores muestras para los ensayos de determinación de las propiedades mecánicas de las rocas, y medidas del campo natural de tensiones en el macizo rocoso. La evaluación de la estabilidad de estructuras rocosas existentes presenta menos dificultades, ya que, al tener acceso a la mina, pueden realizarse las observaciones y medidas que aconseja la naturaleza del problema.

4.2. LA MECÁNICA DE ROCAS EN EL DISEÑO DE MINAS A CIELO ABIERTO

Una parte importante del proyecto de una mina a cielo abierto es el diseño de los taludes, para lo que se utiliza la Mecánica de Rocas.

En la mayor parte de los casos la rotura de los taludes se produce según planos de debilidad (fallas, estratificación y juntas) existentes en el macizo rocoso y desfavorablemente orientados. Donde no hay discontinuidades críticamente orientadas, si el desmonte es suficientemente alto (más de 700 m. en la mayor parte de las rocas competentes), pueden producirse roturas a través del propio material rocoso que dan lugar generalmente a deslizamientos rotacionales. Otra forma de inestabilidad es la debida a pequeños desplazamientos que llegan a desencadenar movimientos mayores. En cierto tipo de estructuras geológicas, principalmente en las consistentes en planos de estratificación o esquistosidad muy pendientes, suelen producirse roturas de taludes por vuelco de las lajas de roca.

No es posible diseñar taludes con la misma precisión con que se diseñan estructuras de edificios convencionales, pues el cálculo de estabilidad de taludes requiere la determinación de las características resistentes y la geometría de las discontinuidades del macizo rocoso, y de los niveles del agua subterránea en el futuro talud, parámetros que no pueden conocerse con exactitud. Esta falta de información se palia, en cierto grado, utilizando en los cálculos coeficientes de seguridad muy superiores a uno.

Una nueva forma de operar con datos variables o imprecisos consiste en estudiar estadísticamente dicha variabilidad o imprecisión y tenerlas en cuenta en el diseño. En este enfoque, los cálculos de estabilidad toman en consideración las variaciones del rumbo, buzamiento, resistencia al corte y dimensiones de las discontinuidades críticas, y las alteraciones anuales del nivel freático. En este contexto surgen varias cuestiones: ¿cómo influyen en la seguridad de un talud las diferentes medias y desviaciones típicas de la presión del agua, del buzamiento de las juntas críticas o de otros factores? . ¿Cuál es el riesgo aceptable para un talud?. La respuesta a esta última pregunta se encuentra principalmente en los análisis económicos y financieros. Las consecuencias de la inestabilidad sobre las rampas, instalaciones de superficie, reservas de mineral y operaciones mineras se traducen en costos, siendo el talud con la seguridad adecuada aquél para el que la relación costo / beneficio es mínima. También influye la efectividad del sistema de vigilancia instalado, ya que si se pueden predecir las inestabilidades y sus consecuencias, lo que permite remediarlas rápidamente, puede aceptarse un mayor nivel de riesgo

La importancia de los estudios de estabilidad que deben realizarse en cada fase del desarrollo de una mina a cielo abierto depende de la cantidad y calidad de los datos de que se disponga y de la influencia que el ángulo del talud tenga sobre el volumen de excavación a realizar. En la fase de viabilidad no se dispone, en general, de mucha información por lo que además de la Mecánica de Rocas, debe utilizarse en el diseño la experiencia adquirida en taludes excavados en macizos rocosos similares. En la fase de proyecto, sobre todo cuando se trata de cortas profundas, debe hacerse lo posible por obtener la información necesaria y analizarla convenientemente. Los pasos que hay que dar, en general para analizar la estabilidad de la excavación en cualquier fase del desarrollo de una mina a cielo abierto son los siguientes:

- Establecer los límites de cada uno de los sectores en que a efectos de diseño de taludes conviene dividir la mina.
- Determinar los condicionantes de proyecto en cada sector como, por ejemplo: localización de la rampa, situación del pie de corta, pendientes óptimas desde el punto de vista operativo de los frentes de trabajo y de los taludes finales y temporales de la mina, métodos de saneo, protección de rampas críticas o instalaciones de superficie y posible reutilización del terreno en el futuro.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	
		Pág.: 14	

- Determinar el tipo más probable de inestabilidad en cada sector, respondiendo a las siguientes preguntas de costos:

1. ¿Existen discontinuidades geológicas aproximadamente paralelas al talud? . En caso afirmativo se debe analizar su estabilidad por el método de la rotura plana o de la rotura por vuelco.

2. ¿Descalza el talud la intersección de dos discontinuidades? . Si fuera así hay que emplear el método de cálculo de la rotura en cuña.

3. ¿Es el material rocoso débil y deformable, o se halla muy fracturado? En este caso el talud debe analizarse por alguno de los modelos utilizados para las roturas circulares.

¿Pueden las concentraciones de tensiones en el pie exceder la resistencia de la roca? .El método utilizado normalmente para determinar las tensiones es el de elementos finitos.

- Identificar las variables de diseño y clasificarlas en incontrolables (estructura geológica, resistencia al corte de las discontinuidades, etc.) y controlables (altura y talud de los bancos, drenaje del agua subterránea, voladuras, sistemas de vigilancia, elementos de retención, situación de la rampa, etc.).
- Determinar las máximas pendientes de los taludes provisionales y finales factibles en cada sector, considerando sólo los condicionantes del laboreo y de una posible reutilización final del terreno.
- Analizar la estabilidad de los taludes, seleccionando varios ángulos (incluido el óptimo económico) y determinando el riesgo de cada uno para alturas variables entre 30 m y el máximo previsto.
- Determinar las repercusiones de la inestabilidad de los taludes sobre los costos del laboreo.
- Hallar la pendiente óptima de los taludes mediante cálculos Beneficio-Costo.
- Compaginar los ángulos óptimos de talud para cada uno de los sectores en que se ha

dividido la mina estudiando la geometría de las transiciones con objeto de eliminar las protuberancias.

- Planificar la realización de los ensayos de voladuras de contorno, cuando se juzguen necesarias para disminuir los costos de mantenimiento de los taludes.
- Diseñar sistemas de vigilancia de la estabilidad de los taludes
- Diseñar elementos mecánicos de retención para aquellos sectores donde su costo sea inferior al de otros métodos de estabilización o donde no pueda excavar el talud hasta una pendiente estable a causa de instalaciones existentes en las proximidades de su coronación.
- Diseñar taludes experimentales en los lugares en que puede obtenerse información suplementaria para mejorar el diseño y conseguir una disminución de costos. Estos ensayos deben realizarse donde no interfieran con la explotación.

5. SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

1. Factores determinantes en la elección del método de explotación:

- Geometría del yacimiento
 - Forma (masiva, tabular, filoniana, etc.)
 - Potencia y buzamiento
 - Tamaño
 - Regularidad
- Aspectos geotécnicos
 - Resistencia (Mena, techo y muro)
 - Fracturación (intensidad y tipo de fracturación)
 - Campo tensional in-situ (profundidad)
 - Comportamiento tenso-deformacional
- Aspectos económicos
 - Leyes de la mena
 - Valor unitario de la mena
 - Productividad y ritmo de explotación
- Seguridad y medio ambiente

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES	Pág.: 15

- Aspectos de seguridad
- Impacto ambiental (paisaje, subsidencia, aguas etc..)
- Impacto social

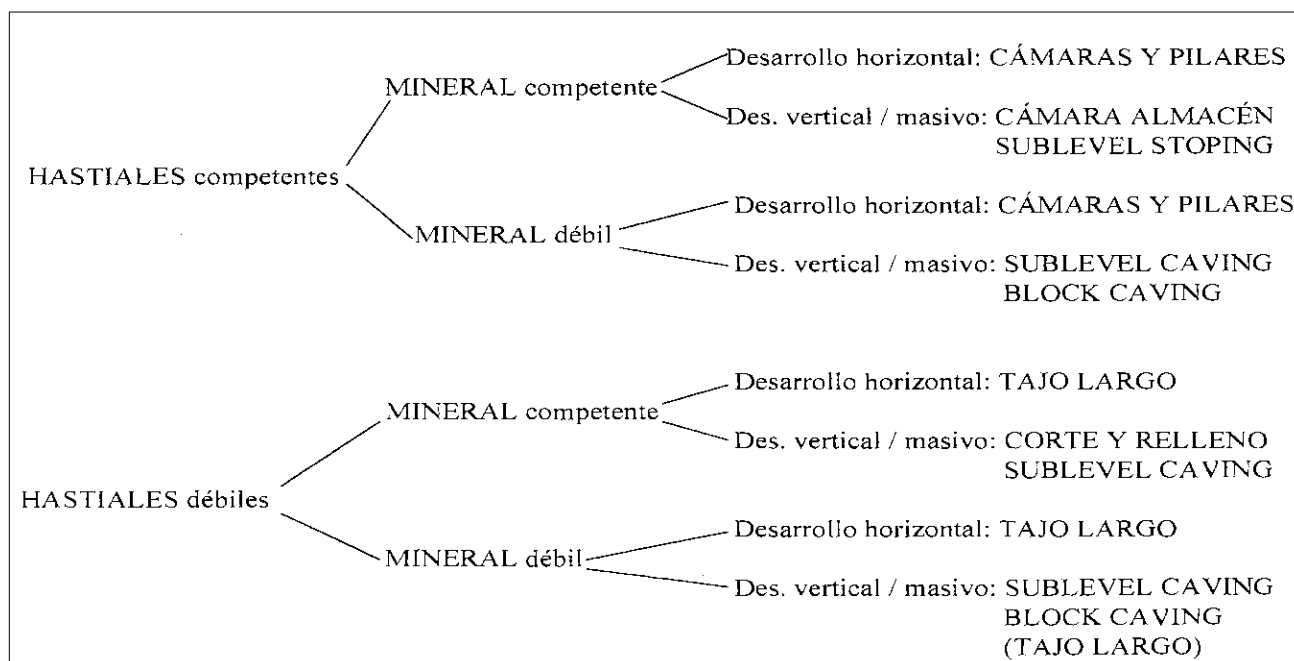
- Posteo
- Entibaciones mecanizadas (carbón)

2. Tipos de métodos de explotación subterráneos

- Autoportantes
 - Cámaras y pilares (room/stope and pillar)
 - Cámaras almacén (shrinkage stoping)
 - Cámaras por subniveles (sublevel stoping)
- Con sostenimiento artificial
 - Corte y relleno (cut and fill)
- Por hundimiento
 - Hundimiento por bloques (block caving)
 - Hundimiento por subniveles (sublevel caving)
 - Tajo largo (long wall)
 - Tajo corto (short wall)

- Arranque
 - Por gravedad (hundimiento controlado)
 - Perforación y voladura
 - Arranque mecánico (rozadoras, perforadoras, etc...)
- Carga y desescombrado del frente
 - Sistemas discontinuos (cargadoras)
 - Sistemas continuos (transportadores continuos)
- Transportes en interior
 - Sistemas discontinuos (L.H.D., camiones)
 - Sistemas continuos (transportadores de banda, panzers)
- Extracción
 - Pozos de extracción
 - Planos inclinados para transporte por banda
 - Rampas para camión

3. Selección del método de explotación





2.4. Sistemas de explotación.

- Sostenimiento y fortificación
 - Cuadros (madera o acero)
 - Bulones y pernos
 - Rellenos

- Sistemas hidráulicos
- Servicios
 - Ventilación
 - Desagüe, etc...

5. Sistemas tecnológicos mas empleados

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS CAPÍTULO 1 SITUACIÓN ACTUAL DE LA MINERÍA Y ANÁLISIS DEL DESARROLLO DE LA INDUSTRIA DE LOS MINERALES		Pág.: 16
---	--	---	--	----------

	CAMARAS Y PILARES	CAMARAS POR SUBNIELES	CORTE Y RELLENO	HUNDIMIENTO
1. SOSTENIMIENTO DE CAMARAS				
Rellenos	rec. pilares	rec. pilares	x	
Bulones	x		x	
Cables cementados	x	x	x	
2. ARRANQUE				
Gravedad				x
Perforación-voladura	x	x	x	x
Arranque mecánico	x			
3. CARGA EN EL FRENTE				
Sistemas continuos	x			
Cargadoras	x			
Scooptram (LHD)	x	x	x	x
4. TRANSPORTE				
Scooptram (LHD)	x	x	x	x
Camiones	x	x	x	x
transporte continuo (cintas..)	x			
5. EXTRACCION	todos	todos	todos	todos
6. SERVICIOS	todos	todos	todos	todos

DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN

OBJETIVOS DEL TEMA

1. Conocer la importancia del pozo minero y la necesidad de acertar en su correcto dimensionamiento y construcción.
2. Conocer los criterios que gobiernan la selección del emplazamiento de un pozo.
3. Conocer los criterios para definir el diámetro en el dimensionamiento de un pozo.
4. Conocer los criterios para decidir las características del revestimiento de un pozo.
5. Conocer el criterio para el diseño de los enganches a los distintos pisos.
6. Conocer los aspectos a tener en cuenta en el diseño de las entradas a un pozo.
7. Conocer los métodos y técnicas de profundización existentes.





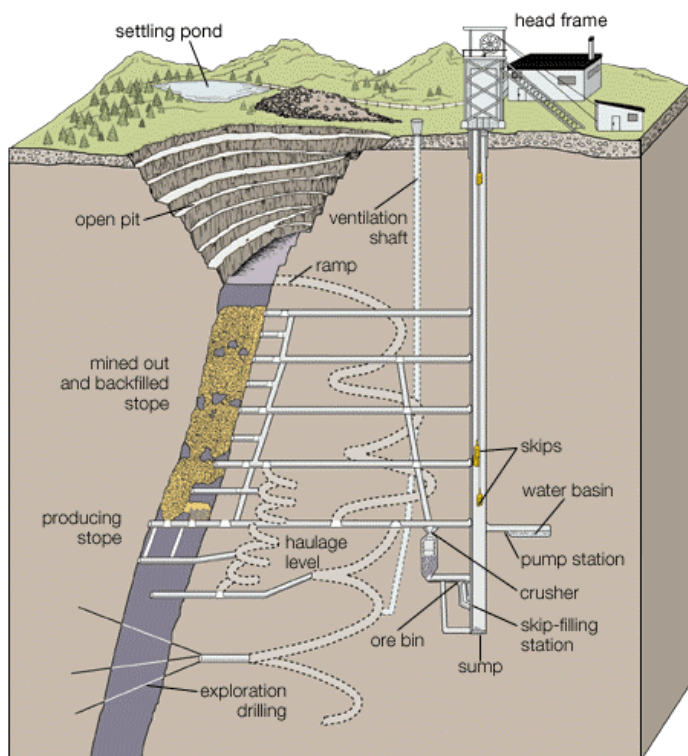
1. IMPORTANCIA DEL POZO MINERO

El pozo de extracción es la apertura más importante en minas subterráneas y por él pasan todos los suministros para la explotación tales como ventilación, transporte de mineral, suministros y personas, electricidad, aire comprimido, agua, bombeo.

Una vez perforado admite escasas posibilidades de modificación, por lo que su adecuado diseño inicial contemplando su eficiencia durante toda la vida operativa del pozo, que no de la mina, es uno de los parámetros más críticos.

Dada su importancia, debe escogerse adecuadamente su ubicación, su diámetro, el método de profundización, el recubrimiento de las paredes del pozo, el brocal, los enganches en los niveles y la maquinaria de extracción. La capacidad del pozo se diseñará pensando en posibles ampliaciones de producción posteriores.

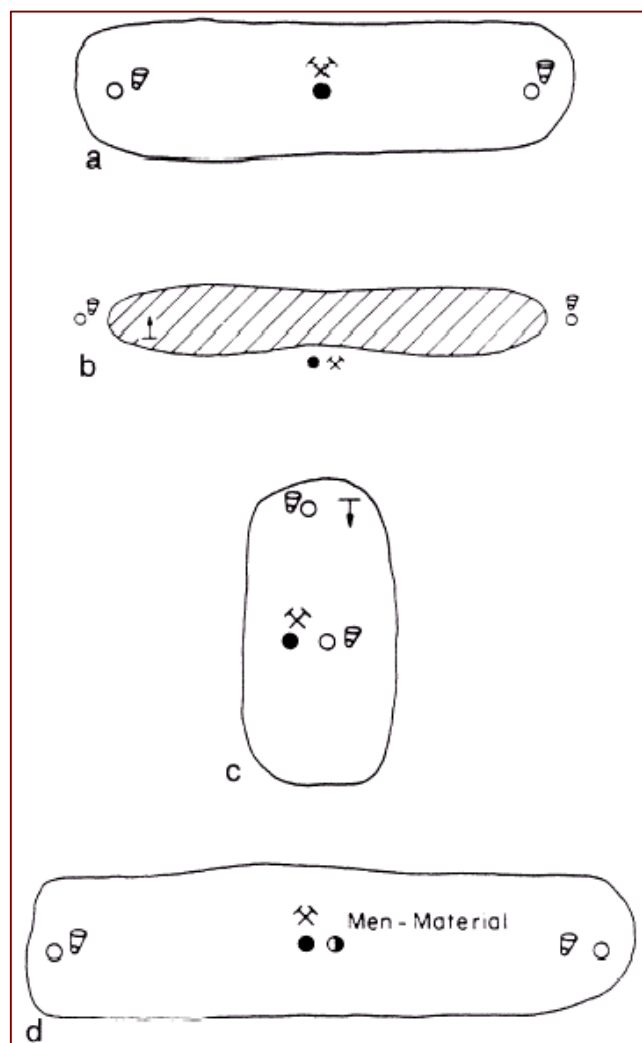
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 18	



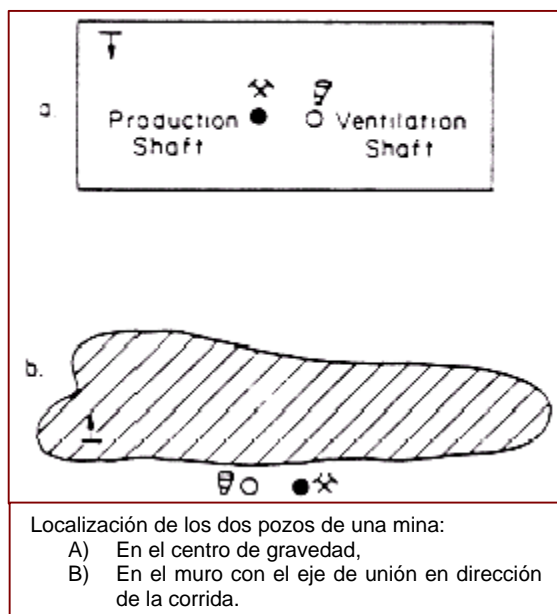
Source: H. Hamrin, *Guide to Underground Mining Methods and Applications* (Stockholm: Atlas Copco, 1997)
 © 2007 Encyclopædia Britannica, Inc.

2. SELECCIÓN DE LA UBICACIÓN DEL POZO

Los pozos de extracción no deben ser afectados por las inundaciones, y para ello se analizará la máxima venida de los cien años. Tampoco deben situarse demasiado próximos a carreteras de gran circulación, ni en entornos industriales que puedan ser objeto de





a), b), c), minas con tres pozos. d) mina con cuatro pozos



incendios con gran producción de humos. En los parajes boscosos con árboles incendiables, se talará previamente un radio de unos 100 m y se eliminará la vegetación que pueda incendiarse, todo ello con el fin de evitar que entren humos en la ventilación. Se analizarán todas aquellas cuestiones externas que pudieran poner en peligro la vida de los trabajadores y la integridad de la mina y que pueden influir en la decisión sobre el emplazamiento del pozo.

El número mínimo de pozos que deben excavarse para la explotación de la mina es dos, siendo dedicado uno de ellos para producción, personal, entrada de materiales, equipos y aire. El otro pozo es para el retorno del aire y como vía adicional de escape. A veces es necesario la excavación de tres pozos cuando la extensión de la mina no permite una adecuada ventilación con dos pozos. Cuatro pozos serán necesarios cuando las necesidades de producción doblen aproximadamente la capacidad de

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 19	

una eventual mina de dos pozos con la mitad de producción.

Dos pozos:

La posición central (a) de los pozos tiene las ventajas de menores costos de transporte y recorridos menores del aire de ventilación. Los pozos deben estar separados al menos 100m.

Sin embargo, la necesidad de dejar unos macizos de protección importantes reduce la reserva explotable. En yacimientos tabulares monocapa a profundidad moderada es la ubicación más eficaz. Una localización lateral (b) a muro del yacimiento, incrementa los costes de transporte y las distancias de ventilación, pero no se hace imposible la explotación de parte de las reservas mineras por la existencia de los macizos de protección de los pozos.

El eje de unión de los pozos será paralelo a la dimensión máxima del yacimiento, y si los pozos son rectangulares el eje mayor se pondrá perpendicular a la corrida de la capa o filón, a la esquistosidad, a los planos de sedimentación, y a los esfuerzos tectónicos regionales y planos de exfoliación de las rocas en presencia.

Tres pozos:

El pozo principal suele tener un diámetro (7 a 8 m) mayor que los auxiliares de ventilación (5 a 6 m).

Si el pozo principal se coloca en el centro de gravedad del yacimiento, los pozos auxiliares se colocarán en los extremos opuestos de la dirección de la corrida siempre que la longitud de la concesión minera en esta dirección sea 2 a 3 veces mayor que en la dirección del buzamiento.

En el caso de un yacimiento masivo, estrecho, alargado en el sentido de la corrida el pozo principal se sitúa en el centro y a muro; los pozos auxiliares se ubican en los extremos y fuera del yacimiento.

Si el área a minar se alarga en el sentido del buzamiento el pozo principal y uno de los auxiliares se colocan en el centro del yacimiento, mientras que el segundo pozo auxiliar se colocará en la zona del yacimiento más próxima a la superficie

Cuatro pozos:

En este caso el pozo principal se usará para extraer la producción y como entrada, el segundo pozo para personal y entrada de materiales y los otros dos para ventilación. Los cuatro pozos serán de diámetro similar. Los dos primeros se

colocarán en posición central y los dos de ventilación en posición extrema en la dirección de la corrida. Si el yacimiento es alargado en la dirección del buzamiento tres pozos se colocarán en el centro y el cuarto en la zona en la que el yacimiento está más próximo a la superficie.

3. DIÁMETRO DEL POZO

En el pozo principal o de producción, el diámetro se evalúa de modo que sea el mínimo requerido para la circulación de las jaulas ó skips y para dar espacio a los conductos eléctricos, de aire comprimido, de agua fresca, de ventilación, bombeo y relleno en su caso y para la escala del escape de emergencia. Se realiza un plano de la sección del pozo y se dibujan la sección y disposición de cada uno de los elementos anteriores, adaptando en lo necesario el contorno del pozo. Se tendrá en cuenta las distancias mínimas a considerar entre los elementos móviles y las paramentos del pozo.

Se comprueba que la cantidad y la velocidad del aire de ventilación son las especificadas. El volumen de los skips se estima de la forma siguiente:

Sea Q la carga máxima de mineral del skip que se quiere utilizar para una producción diaria de W toneladas, siendo T las horas de extracción diarias. Se tiene:

$$Q = \frac{ktW}{3600T}$$

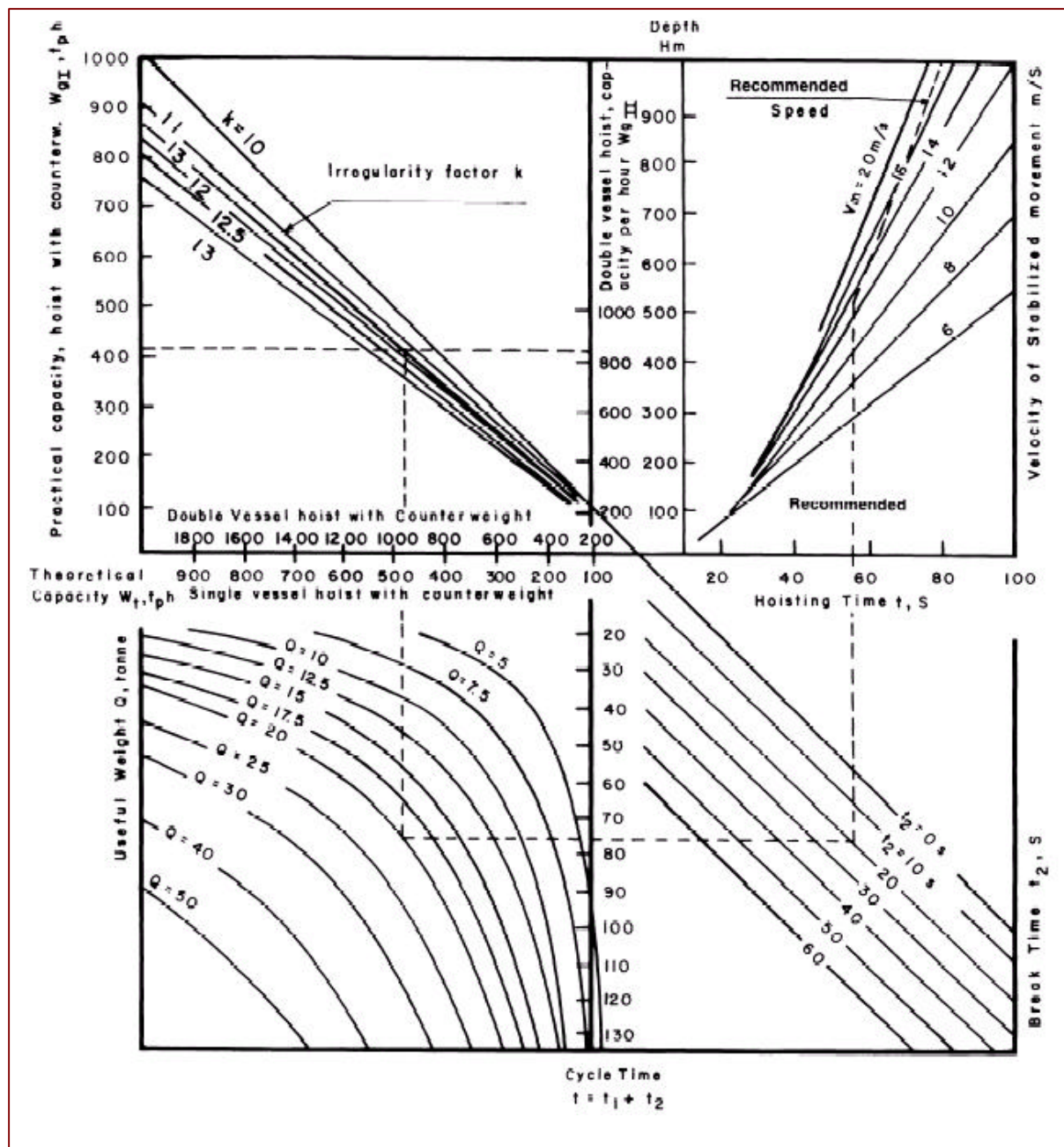
Dónde: k es un factor de irregularidad = 1,5 para dos skips y = 1,25 para solo un skip o jaula; $t = t_1 + t_2$ es el tiempo total de en ciclo en s, (t_1 es tiempo de funcionamiento, t_2 es el tiempo de parada).

El volumen del skip es:

$$P = \frac{Q}{\gamma}$$

dónde γ es la densidad aparente de la carga de mineral en t/m^3 . Para carbón se toma un valor entre 0,8 - 0,85 y para minerales, de 1,4 a 1,5.

Basándose en estas estimaciones y cálculos y teniendo en cuenta las consideraciones previas KF, Unrug propone el ábaco de la página siguiente siguiente para la evaluación de los principales parámetros del pozo:





Ábaco para la determinación de diferentes parámetros y la capacidad de extracción con 1 y 2 skips.

4. REVESTIMIENTO DEL POZO

El revestimiento del pozo cumple las misiones de servir de soporte a los equipos y sostener las paredes. En los pozos modernos de sección circular o elíptica el revestimiento se hace de hormigón armado con un espesor mínimo de 20 cm., aunque en pozos de sección rectangular perforados en rocas competentes puede usarse revestimiento de madera. Antiguamente se ha usado revestimiento de ladrillo o de bloque.

Las ventajas del hormigón son las posibilidades de conseguirse resistencias altas de hasta 50 Mpa y que puede impermeabilizarse para presiones hidrostáticas no demasiado elevadas de los niveles freáticos.

Normalmente el revestimiento no se calcula en pozos realizados en rocas duras ya que la resistencia del hormigón es inferior a las tensiones de la roca, por lo que el hormigón no debería estar sometido a presiones del terreno. Sin embargo el brocal y la parte de pozo excavado en el terreno de recubrimiento sí pueden estar sometidos a tales esfuerzos del terreno

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 21	

o de la presión del freático. La presión del agua se calcula fácilmente como la altura máxima de la columna de agua, y la presión debida a terrenos no cohesionados (arenas) como el producto altura x densidad. Si los terrenos están cohesionados conviene recurrir a un especialista en geotecnia o mecánica de suelos.

Para calcular el espesor de hormigón del brocal y del

$$d = r \cdot \left(\sqrt{\frac{R_c}{R_c - Fp^{1/2}}} - 1 \right)$$

revestimiento en el recubrimiento se utilizan las siguientes expresiones:

$$d = r \cdot \left(\sqrt{\frac{R_c}{R_c - 2pF}} - 1 \right)$$

en el caso de que se considere que la presión se aplica de golpe provocando una reacción elástica del hormigón (fórmula de Lamé), o bien en el caso en que la presión sea alta y se aplica gradualmente, provocando una reacción plástica del hormigón (fórmula de Huber).

d = espesor del revestimiento en m
r = radio interior del pozo en m
Rc = resistencia del hormigón en Mpa
p = presión externa que actúa sobre el hormigón en Mpa
F = 2, coeficiente de seguridad respecto de la tensión de compresión

EJEMPLO

Hallar el espesor d de hormigón necesario para un pozo circular sometido a presión externa mediante la fórmula de Lamé.

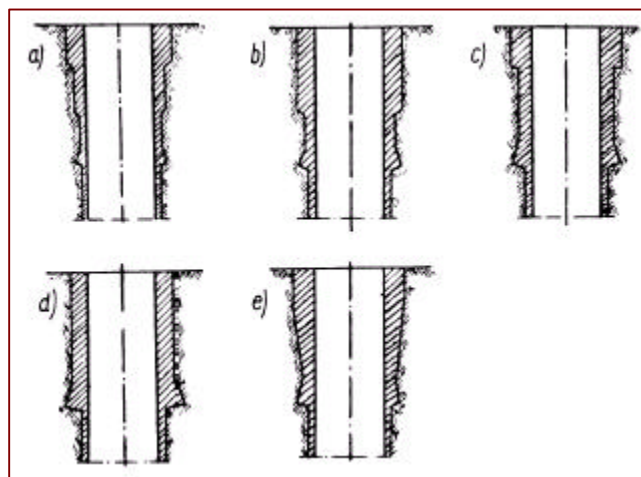
Datos:

Diámetro interior del pozo D = 6,1 m
Presión externa p = 1,4 MPa
Resistencia del hormigón a los 28 días R = 25 Mpa

Solución:



$$d = 3,05 \cdot \left(\sqrt{\frac{25}{25 - 2 \cdot 2 \cdot 1,4}} - 1 \right) = 0,412 \text{ m}$$

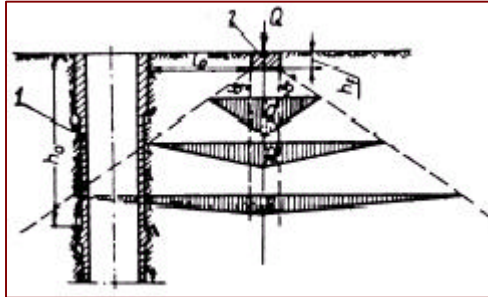
Para el cálculo del revestimiento del brocal y del recubrimiento es prudente suponer que la columna de agua llega hasta la superficie y que al menos el 70% de la presión máxima teórica del terreno activo se aplica a lo largo de toda la embocadura del pozo.



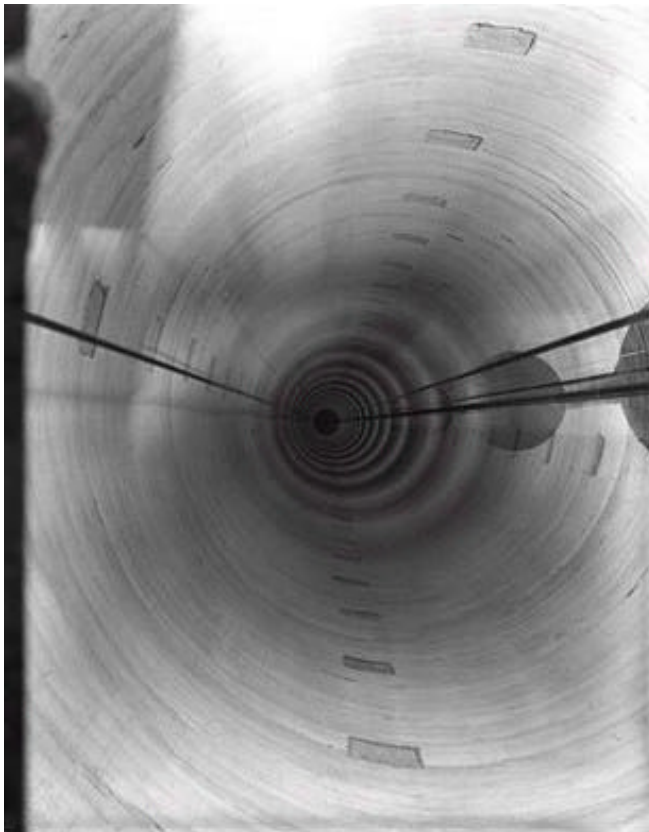
Diferentes formas de brocal de pozos (Urug, 1985)

La forma del brocal depende de las condiciones del terreno. El primer tramo se reviste con un espesor de 1 a 2 m; el siguiente tramo es de 0.6 a 1 m de espesor o aproximadamente dos veces el espesor del revestimiento normal del pozo. El espesor en el tercer tramo estará entre el del primero y el del revestimiento normal. La base de la embocadura se asentará en roca firme, a 2 ó 3 m por debajo del terreno de recubrimiento. La forma es a menudo de doble tronco de cono para mejor transmitir los esfuerzos. Además de los esfuerzos descritos, pueden inducirse otros por la presencia de fundaciones ó cimentaciones próximas. Se define una zona de influencia por el cono de eje vertical con 35° de semiángulo en el vértice con éste en la base de la cimentación. El efecto de cargas adicionales será despreciable cuando la distancia horizontal del borde del pozo a la cimentación sea mayor que $(h_o - h_f) \cdot \tan 55^\circ$, donde h_o es la profundidad de la embocadura del pozo y h_f es la profundidad de la cimentación.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 22



Zona de influencia de otras cimentaciones próximas. Se dibuja el semicono cuyo eje vertical forma 35° con la generatriz y cuyo vértice se encuentra en el vértice de base de la cimentación. El efecto de las cargas adicionales será despreciable cuando L_0 es mayor que $(h_0 - h_f) \operatorname{tg} 55^\circ$, siendo h_0 la profundidad del brocal del pozo, y h_f la profundidad de la cimentación de la construcción aneja. (Urug, 1985)

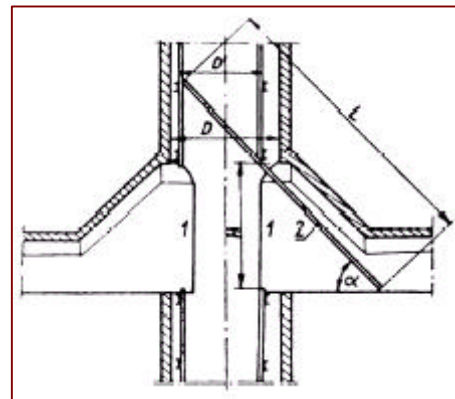


5. ENTRADAS HORIZONTALES AL POZO

Las entradas en los pozos de ventilación, sin maquinaria de extracción, deben calcularse en función de la mínima resistencia a la circulación del aire.

Las dimensiones de las entradas en los niveles de un pozo de extracción se calcularán de acuerdo con el ancho y el número de skips y jaulas que se elevan a ese nivel, número de pisos por jaula y la longitud máxima de los equipos y suministros que deban descargarse en el nivel. Además se comprueba que la sección eficaz es suficiente para la ventilación requerida: las velocidades de aire recomendadas son de 4 m/s para los pozos de producción y de 8 m/s para los pozos de ventilación.

En la entrada del nivel se debe además prever



Cálculo de la altura de la entrada:
 $H = (L - D) \operatorname{tg} 45^\circ$
 $D = \text{diámetro del pozo, } a = 45^\circ$

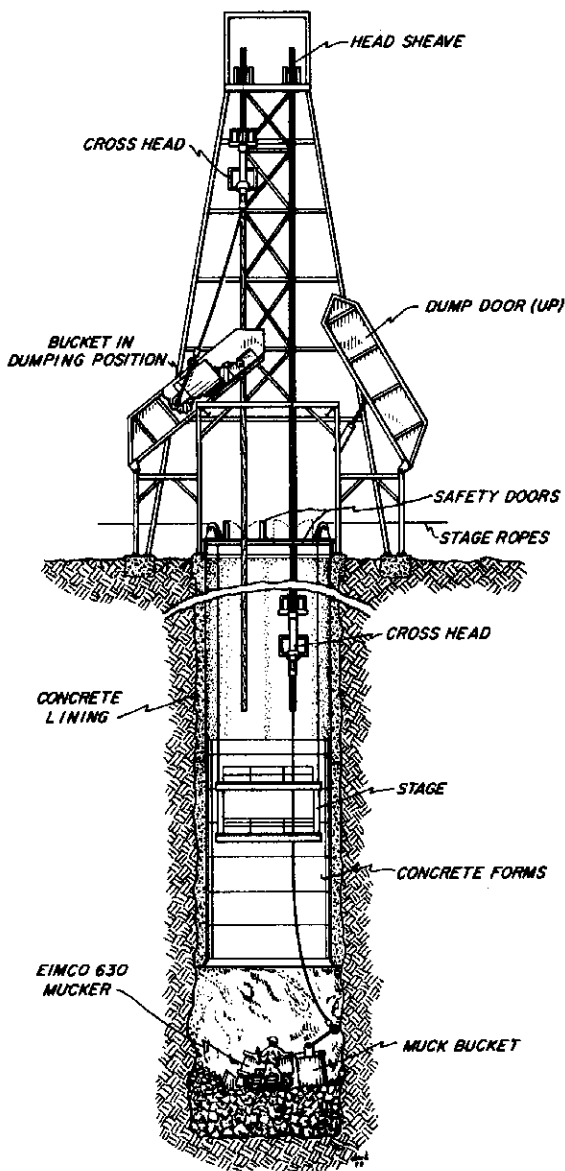
espacio para los empujadores, giro y volteo de plataformas y vagonetas, galerías para entrada y salida simultánea de personal de las jaulas multipiso, nichos para equipos de control, bypass alrededor del pozo, etc.

La altura de la entrada en el nivel se determina por la máxima longitud de los objetos transportados como, por ejemplo, los carriles de las vías.

6. PROFUNDIZACIÓN DE POZOS

De todas las aperturas realizadas en las minas los pozos son la obras más costosas en tiempo y dinero. Además la profundización de pozos es un

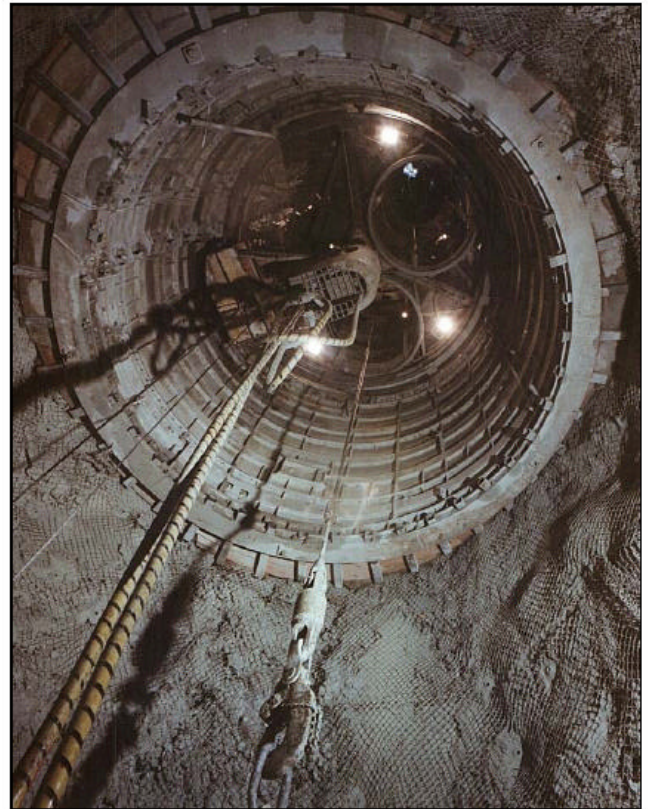
es hoy lo comúnmente empleado, y recurriéndose a contratistas externos para ello.



Operación de profundización

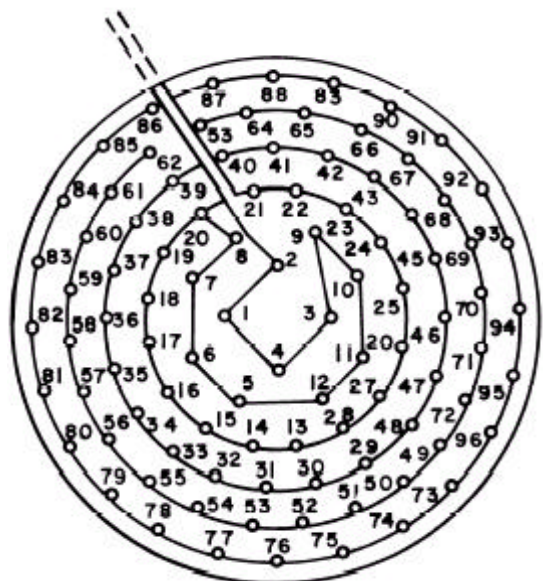
procedimiento complicado.

Aunque algunos pozos se perforan mediante sondeos de gran diámetro, en la mayoría se emplea el método tradicional de perforación y voladura bien de sección rectangular con sostenimiento de madera bien de sección circular con sostenimiento de hormigón, que





Excepto a grandes profundidades, los pozos perforados en roca dura no requieren consideraciones especiales para el mantenimiento de la estabilidad del paramento.

Los pozos se perforan de arriba abajo, aunque en



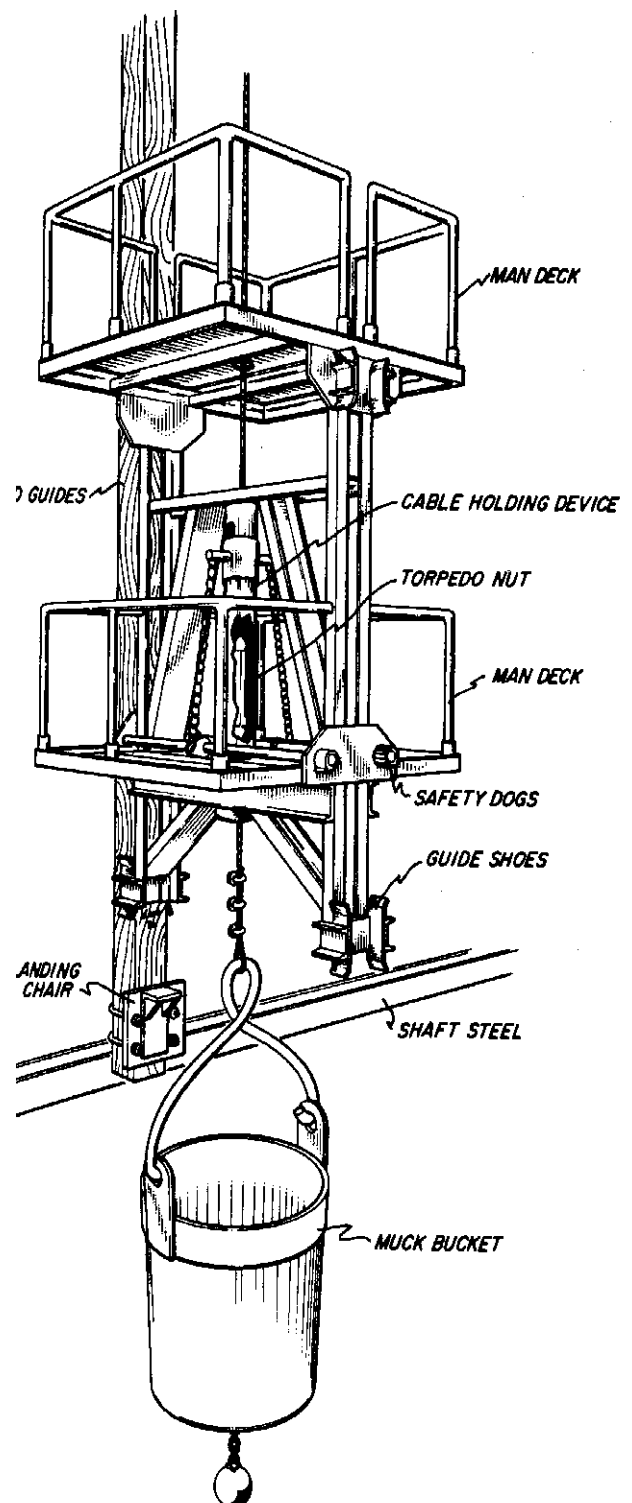
Esquema de perforación para un pozo de 9 m de diámetro

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 24



minas ya existentes a veces se realizan de abajo a arriba. A título de ejemplo se muestra en las figuras adjuntas un esquema de perforación y disparo de la pega y algunos casos de perforación de pozos.

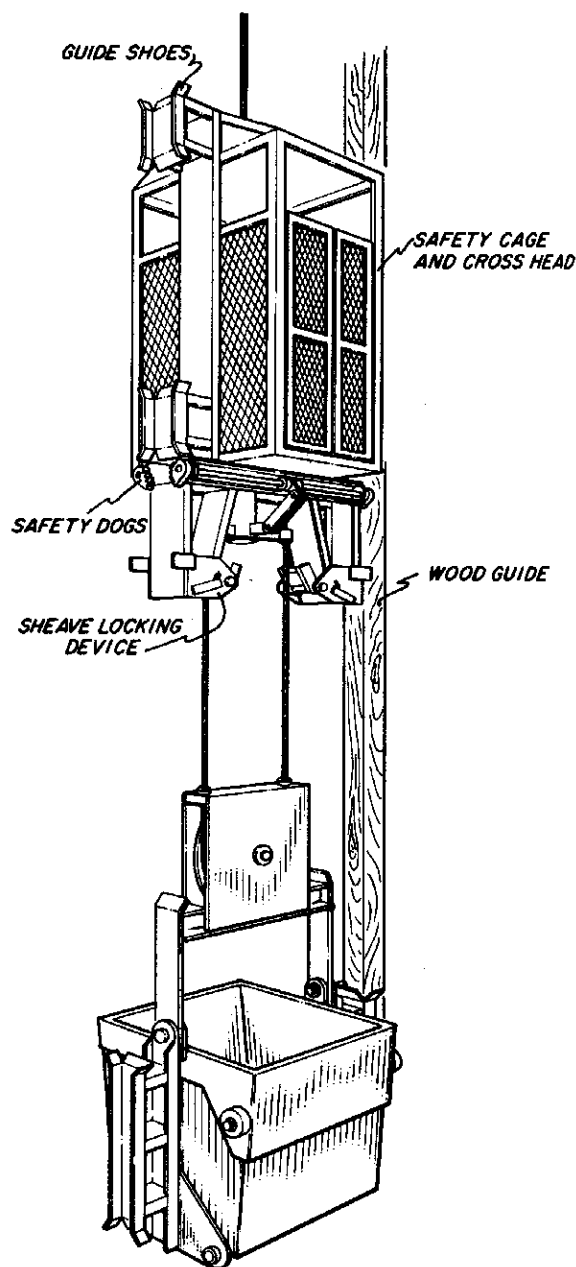
7. PROFUNDIZACIÓN DE POZOS POR EL SISTEMA TRADICIONAL

Cuando se trata de minas ya establecidas con pozos gemelos la operación de profundización se facilita ya que se reprofundiza el pozo auxiliar y con una galería se llega a la proyección del pozo principal y se sube en realce con sección estrecha que se ensancha bajando. Para proteger el personal se deja un macizo de 5 a 10 m en el fondo del pozo que se destruye en el último momento. Con un solo pozo es más frecuente trabajar en caldera descendente o en calderilla, para lo cual se construye un techo de madera bajo el cual se trabaja. Cuando el terreno es suelto y descompuesto y la venida de agua importante se emplean métodos especiales que se encargan a empresas especializadas.





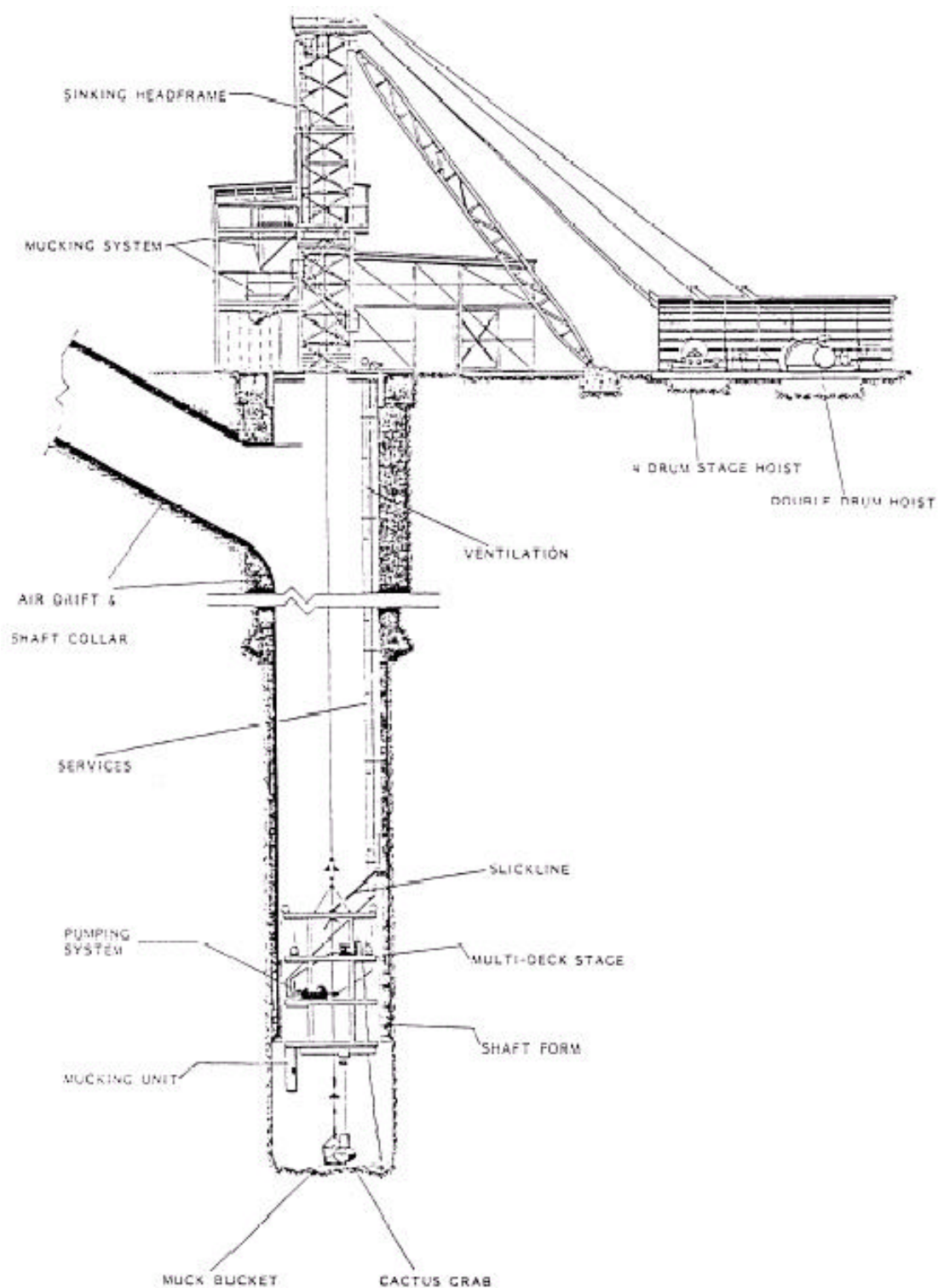
Cabezal de profundización



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 25

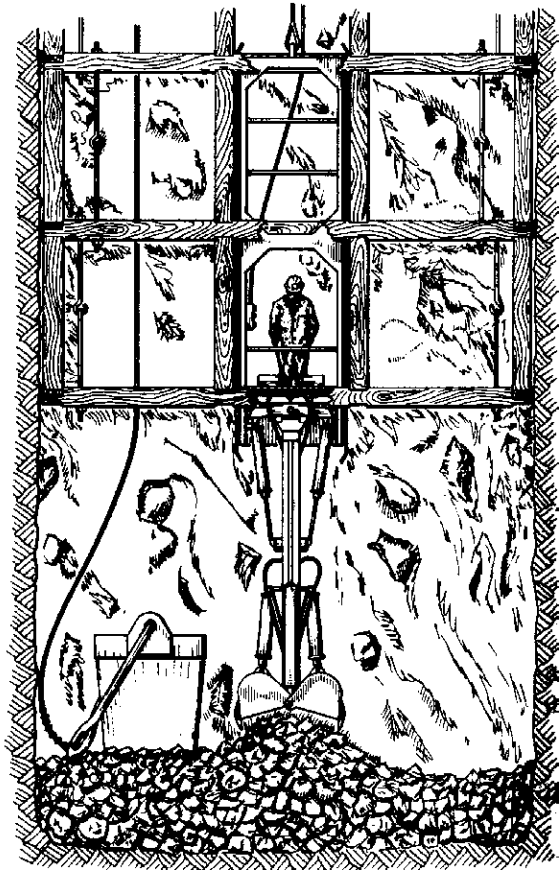
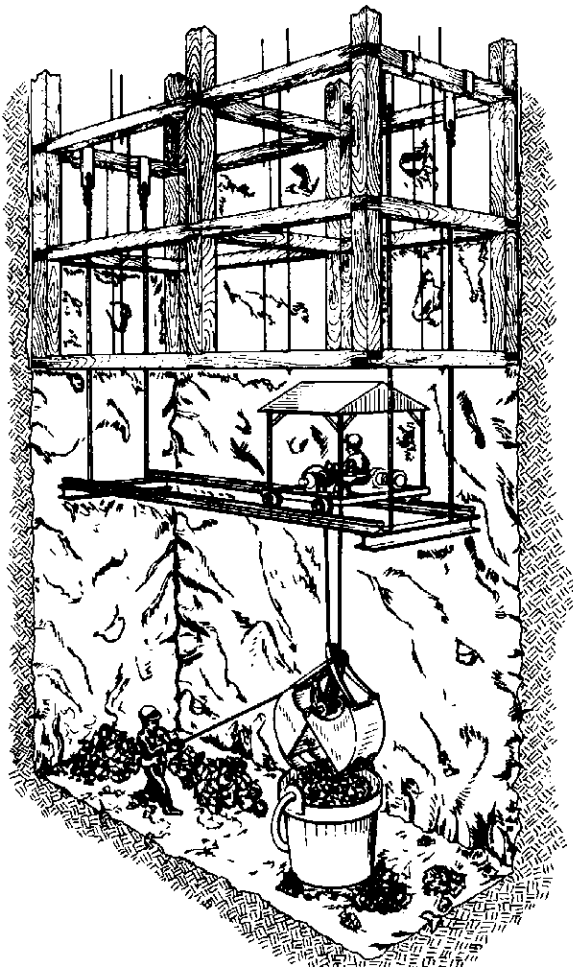


Skip de seguridad

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 26



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 27



Dos tipos de máquina de descombro de la pega del fondo del pozo durante la profundización



Este método permite explotar yacimientos en el permafrost que de otro modo sería imposible.

8. OTROS MÉTODOS DE PROFUNDIZACIÓN

8.1. MÉTODO DE CONGELACIÓN

Consiste en congelar el terreno suelto y muy acuífero y perforar el pozo en la zona congelada. Para ello se hacen una serie de sondeos en círculo a 2 ó 3 m del contorno del futuro pozo y separados 1 m entre sí hasta llegar a una base firme impermeable. Estos sondeos se entuban con tubos cerrados por el fondo y se introduce en ellos, mediante otros tubos de menor diámetro, una lejía o salmuera de cloruro magnésico o cálcico, refrigerada de -19 a -25°C . El terreno se congela y el pozo puede perforarse. La verticalidad de los sondeos es extremadamente importante porque en caso contrario pueden quedar zonas sin congelar.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 28	

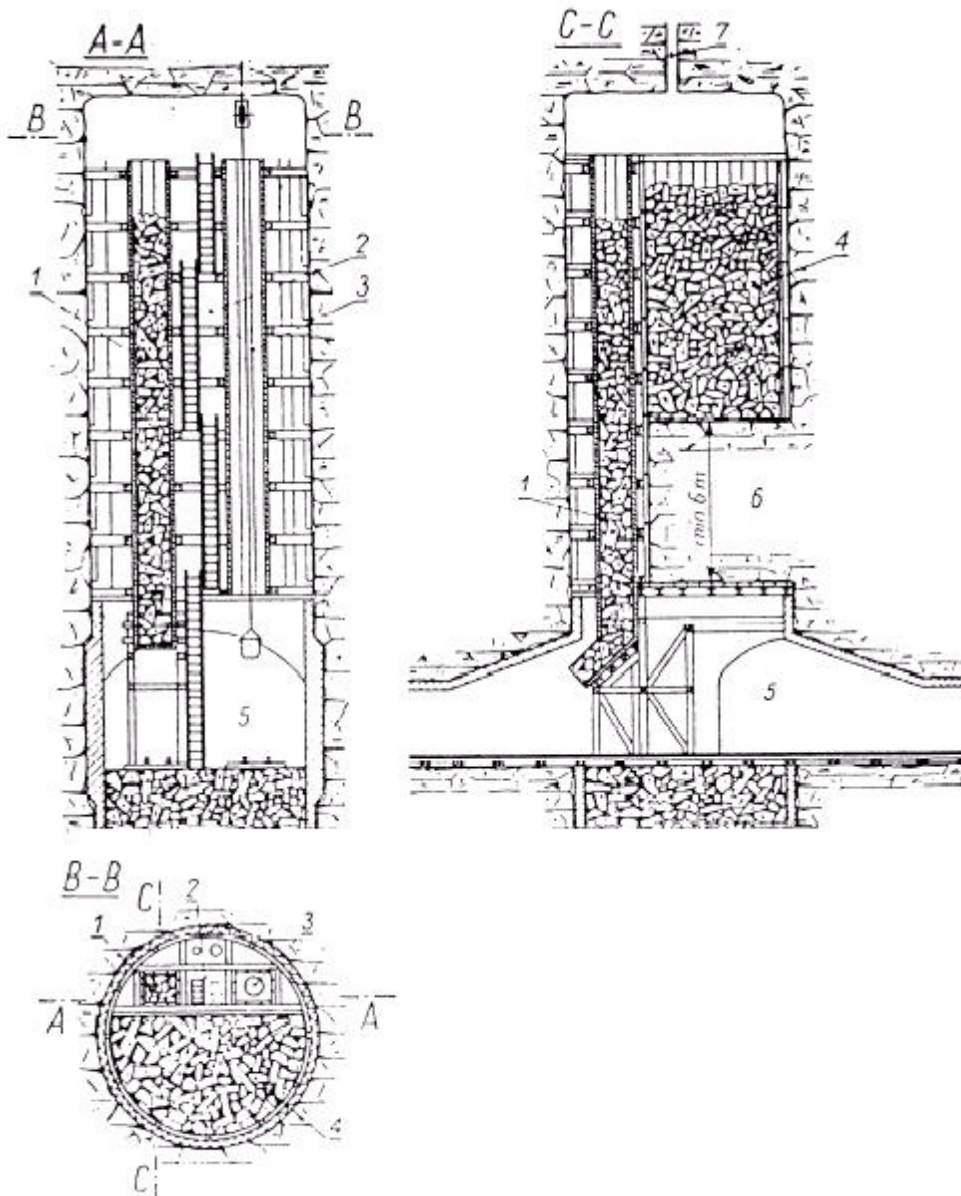
8.2. MÉTODO DE HONIGMANN

Deriva del antiguo King Chaudron, en desuso y que utilizaba grandes trépanos de percusión. En el Honigmann el trépano es rotativo y los residuos se extraen por circulación de lodos, bajando por el pozo y saliendo por el varillaje, inyectando aire comprimido.

El pozo se mantiene siempre lleno de agua y lodo, y se parece un rotary grande. Terminada la profundización se introduce un revestimiento cilíndrico de chapa que se empalma por secciones y se hunde poco a poco. Cuando llega al fondo se cementa el hueco entre el revestimiento y el terreno eliminando el lodo con agua limpia lo que a veces da lugar a presiones y hundimientos. El método es bueno para terrenos blandos y profundidades medias.



8.3. MÉTODO DE CEMENTACIÓN

Consiste en inyectar una lechada de cemento a presión a través de una corona de sondeos. La cementación cierra las grietas y poros impermeabilizando el terreno. Las grietas deben tener más de 0,1 mm de ancho para admitir la lechada. En las arenas solo puede aplicarse cuando son lo suficientemente permeables para no comportarse como un filtro y detener el cemento rápidamente. Este método sirve también para galerías cimentaciones etc. Al secar el macizo se profundiza por el método ordinario y es de excelente aplicación en rocas firmes con grietas no demasiado grandes y sin arcilla ya que esta es un veneno que impide el fraguado del cemento. La cementación se hace desde el fondo y solo en los tramos con grietas.



Perforación de pozos por el método ascendente a pleno diámetro

1. Compartimento de evacuación del escombros
2. Escala de paso de personal
3. compartimento del recipiente de evacuación
4. almacenamiento del escombros
5. nivel inferior del pozo
6. macizo de protección
7. sondeo de ventilación desde la caldera del pozo superior

 UPM	 ETSI	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 29

8.4. MÉTODO DE HINCA

En este método el revestimiento se clava en el terreno a medida que se completa su construcción por la parte superior y se extraen las tierras interiores. Para ello el revestimiento apoya sobre un anillo o rodete cortante de acero pudiendo ser el resto de hormigón o de anillos de fundición. Cuando su propio peso no basta se ayuda a hincar el revestimiento con gatos hidráulicos, inyectando aire comprimido, lubricante con tubos por detrás del revestimiento, etc. Este método solo se aplica en terrenos blandos o sueltos con agua y hasta 30 m de profundidad. Se trabaja a nivel lleno por lo que para sacar las tierras se emplean cucharas y buzos si es preciso.

8.5. MÉTODO DE TABLESTACAS

Se trabaja como en el avance de galerías en terrenos inconsistentes y acuíferos en los que la fortificación se clava avanzada sobre el arranque, para evitar que las tierras fluyan inundando el hueco abierto. Se llega hasta 25 m de profundidad. Las tablestacas se solapan entre sí impidiendo el paso de las tierras y se clavan a maza o con peso suspendido o martinete. Son de madera o metálicas y se apoyan en cuadros de madera o en anillos metálicos como en el avance de galerías





8.6. MÉTODO DE DESECACIÓN

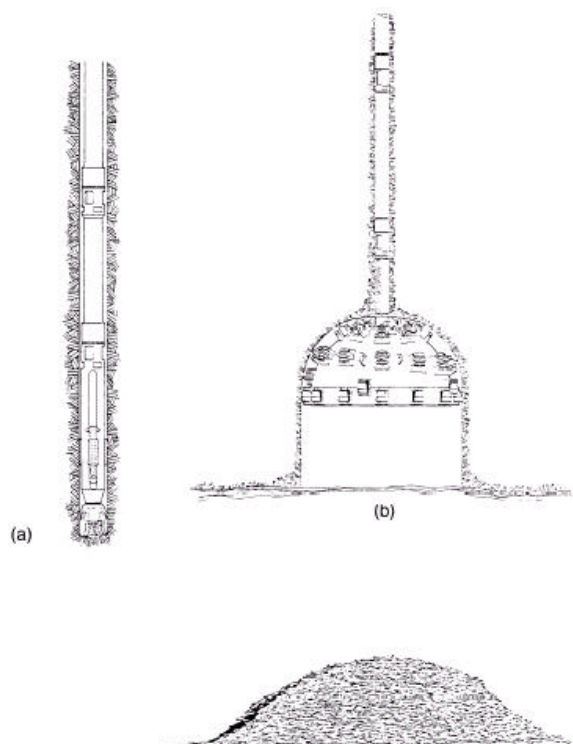
Consiste en bajar el nivel del acuífero mediante bombas introducidas en sondeos de diámetro elevado, alrededor del futuro pozo, para a continuación proceder como habitualmente.

8.7. MÉTODOS TURBO-ROTARY Y CON CORONA

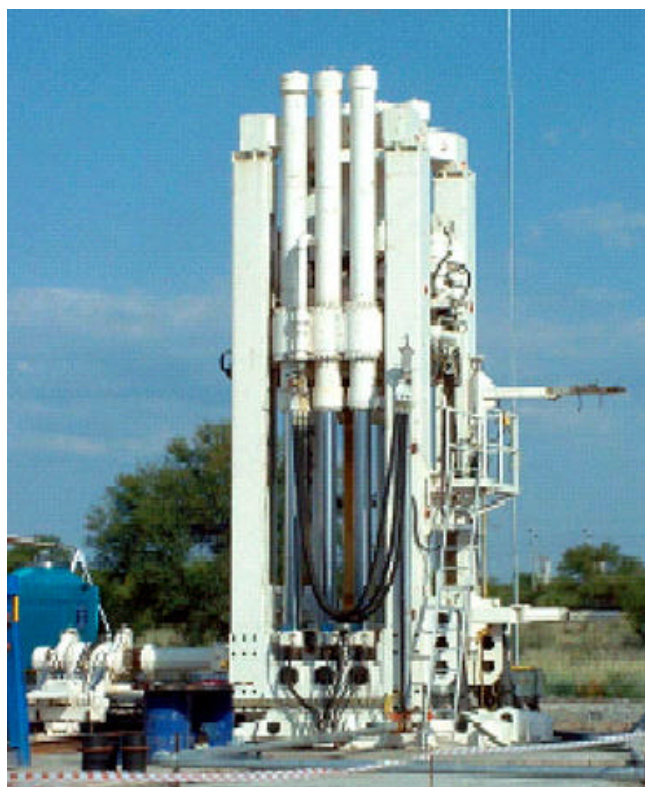
El turbo-rotary utiliza turbinas en el fondo junto a triconos transmitiéndose una gran potencia con motores. El de corona utiliza una corona de 3 a 4 m de diámetro con 12 triconos en su borde y saca un testigo central cada 5 m de profundización



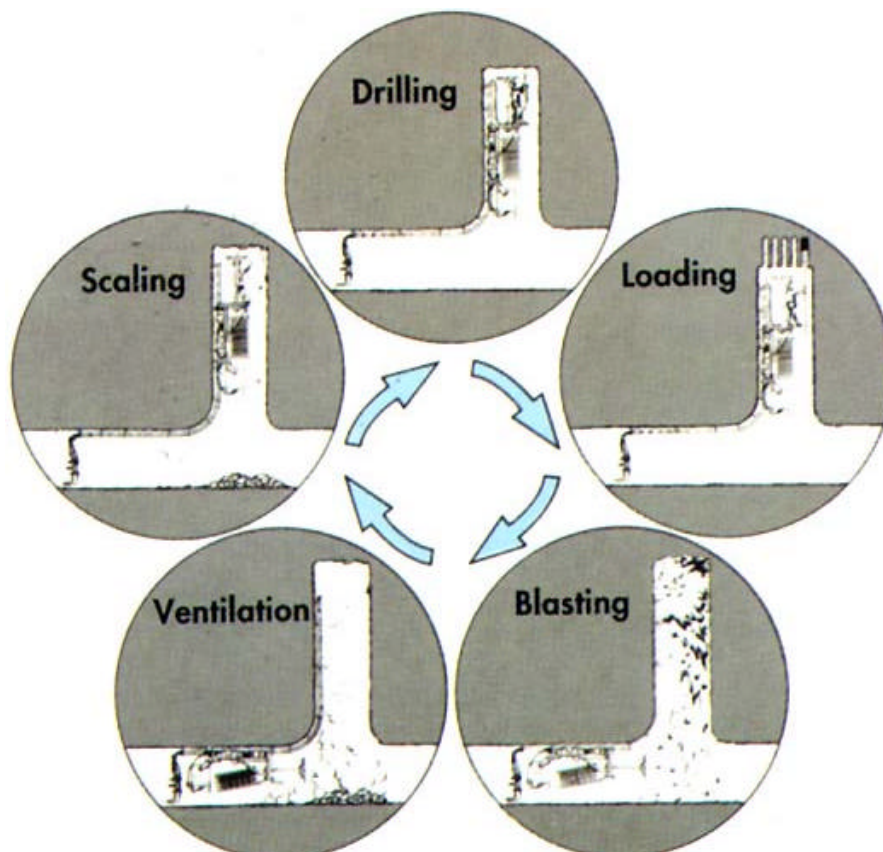
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 30





Perforación ascendente del pozo con el escariador ascendente de gran diámetro
(a) Perforación del sondeo piloto
(b) Ensanchamiento ascendente por escariado de gran diámetro



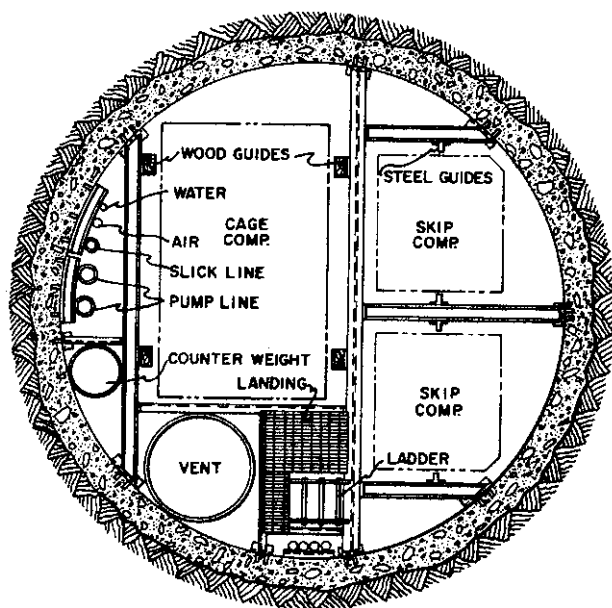
8.8. MÉTODOS ALIMAK



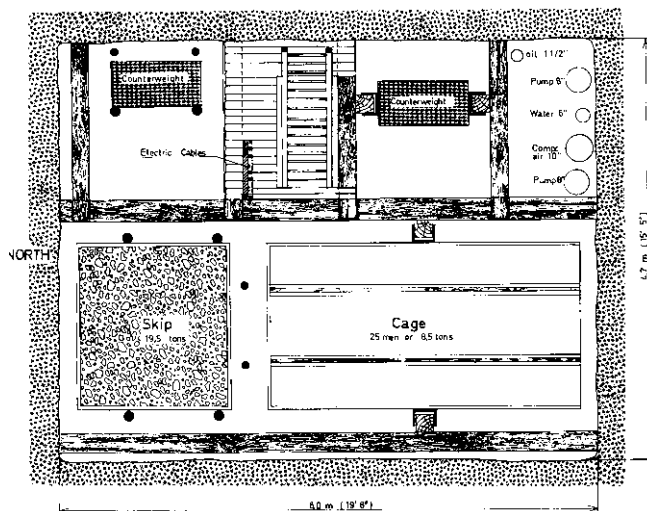
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 32	

9. DIVISIÓN DEL POZO EN COMPARTIMENTOS

Una vez perforado y revestido, se instalarán en el pozo los diferentes elementos necesarios para la operación. En primer lugar se instalan las traviesas y los guionajes. El pozo se divide en compartimentos y se instalan las jaulas y skips definitivos. Se dotará al pozo de la escala de escape y de la plataforma de salida. La tubería de ventilación estará en su compartimento así como la tubería de agua, aire comprimido, de evacuación del bombeo, de energía, de introducción de rellenos, y alguna conducción de respeto. En la siguiente figura se ve un esquema de la distribución de la sección de un pozo:



Sección de un pozo circular forrado de hormigón.
Posición de los diferentes compartimentos entradas





Pozo vertical de sección rectangular. El skip se guía con cables y la jaula con guionaje de madera.

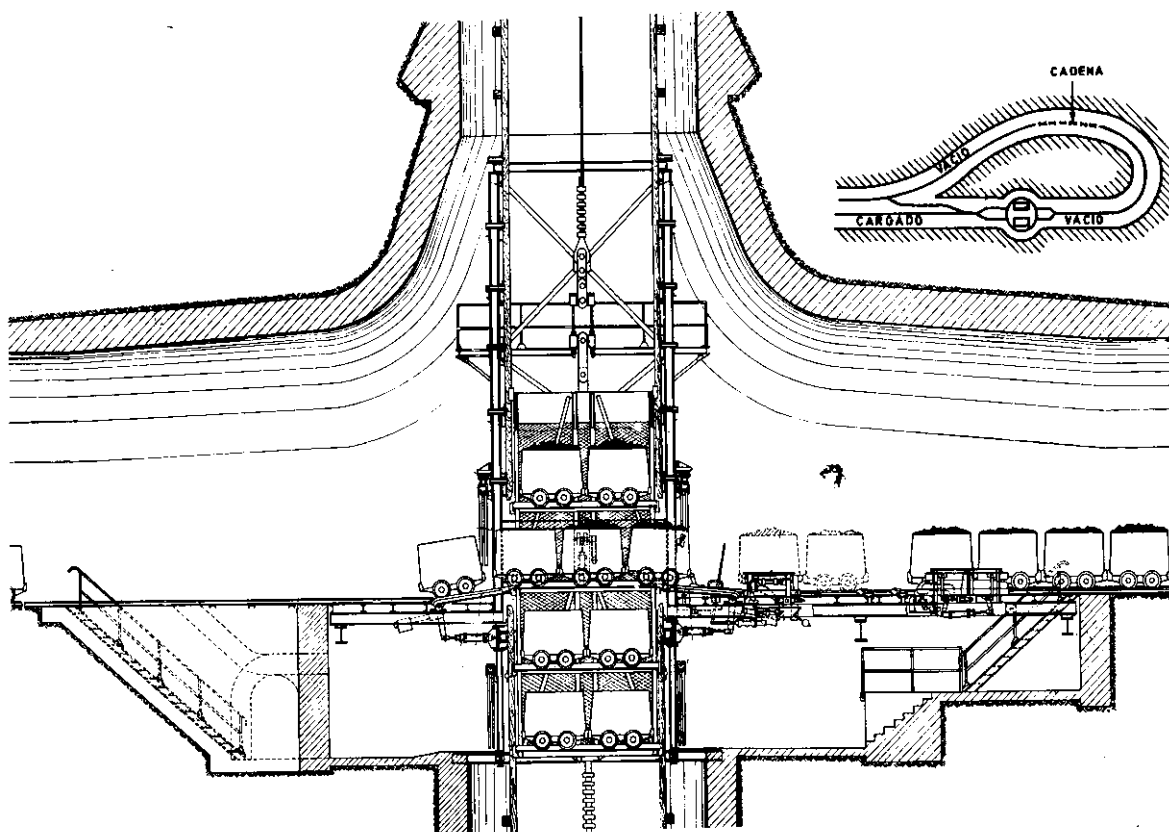
10. ENGANCHES

Se llaman así a las galerías que, en los niveles, enlazan el pozo con los transversales y sirven para las maniobras de carga y descarga. En los enganches de interior cuando se utilizan vagonetas, se realiza la recepción de los vagones cargados, desenganchado de los mismos, carga y descarga de las jaulas, reunión de vagones vacíos y formación de trenes, tanto vacíos como con material y para circulación de material. En el de superficie hay que cargar y descargar las jaulas, pero los vagones circulan sueltos en dirección a los basculadores o al almacén y vuelven vacíos o con material.



En cualquier caso se utiliza la gravedad para ayudar al movimiento de los vagones y además cables, cadenas rastreras, empujadores, o bien, frenos y topes.

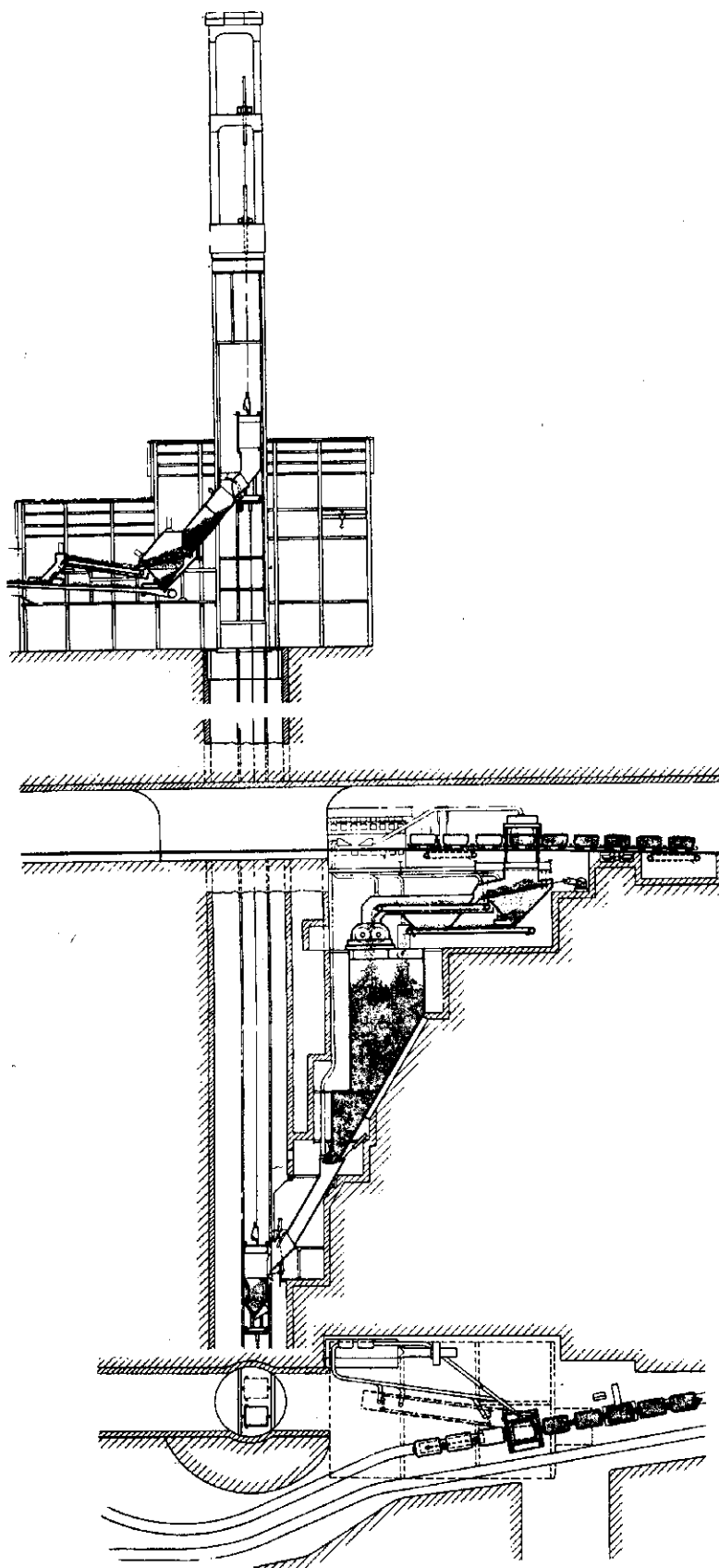
Los enganches para skips tienen ventajas sobre los de vagones. La capacidad de extracción es mayor, el coste de la instalación es menor, menos pérdidas de tiempo, automatismo más fácil y menos personal de operación. Sin embargo, desmenuzan más el mineral, las excavaciones son mayores para alojar tolvas, producen más polvo y vertidos a la caldera del pozo durante la carga de los skips.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI MM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	
			Pág.: 33



Enganche de un solo nivel con maniobra en jaula de varios pisos.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 2 DISEÑO DE POZOS VERTICALES DE EXTRACCIÓN	Pág.: 34



Enganche para skips

DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS





OBJETIVOS DEL TEMA

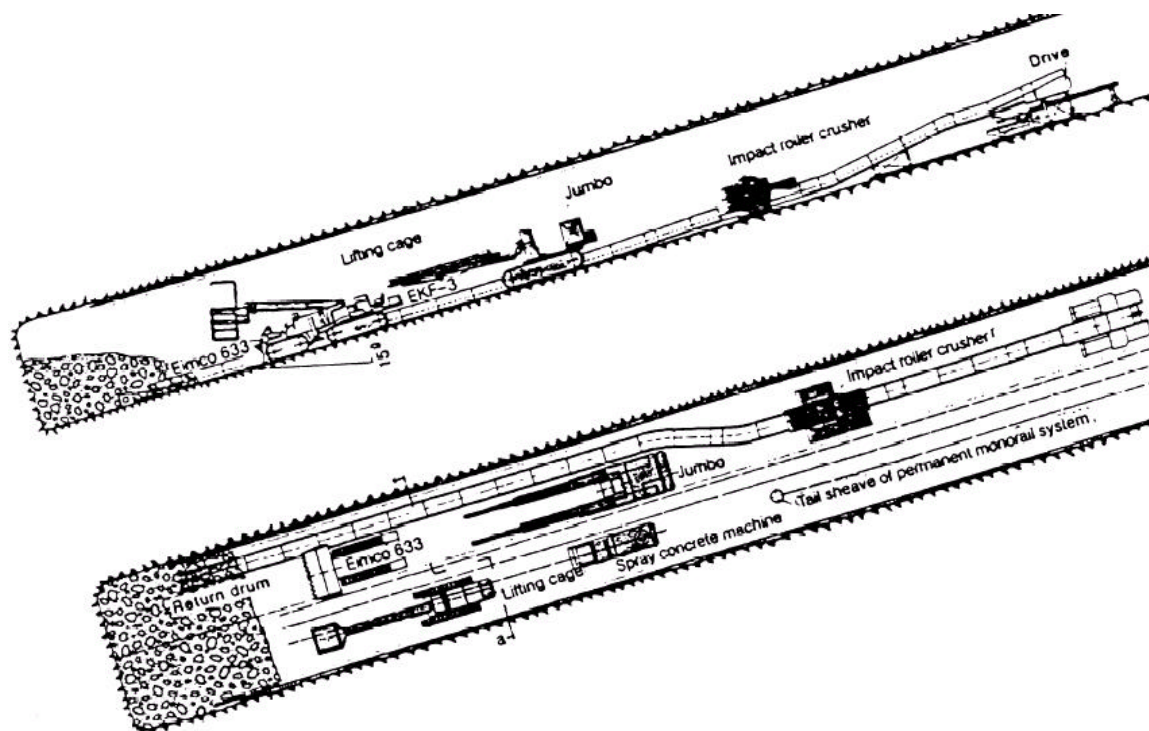
1. Conocer la función e importancia de los planos inclinados.
2. Conocer los criterios para definir la ingeniería asociada a un plano inclinado.
3. Entender las dificultades inherentes al diseño y construcción de un plano inclinado.

1. PLANTEAMIENTO GENERAL

Para yacimientos de poca profundidad que hayan de explotarse por minería subterránea, y para yacimientos de profundidad media (500 m), se prefiere realizar planos inclinados en vez de pozos para el acceso principal al yacimiento debido a su menor coste de inversión, menor tiempo de construcción y menores costes de mantenimiento y de seguridad. Una cinta transportadora admite un ángulo máximo de 15° de pendiente con la horizontal. Como se necesita un mínimo de dos accesos a las labores, el plano inclinado se utiliza como entrada de ventilación y se perfora un pozo de ventilación para el retorno del aire.

El plano inclinado servirá de entrada a todos los servicios de mina, por lo que su sección se diseñará de acuerdo con la sección de cada uno de los que se instalen, de forma similar a como se hizo para la

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 3 DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS	
		Pág.: 36	



Excavación de un plano inclinado mediante perforación y voladura



sección de los pozos de extracción, procurando que las tuberías y mangueras se pongan del lado de la cuneta para dar espacio a la cinta transportadora y a la circulación de las máquinas de mayor dimensión de la mina. En las curvas o en los cambios de dirección bruscos, se excavarán calderas para recoger las aguas que bajan por la cuneta y se instalará el sistema de bombeo correspondiente. El piso o muro del plano inclinado se realizará lo más plano posible y se hormigonará en caso necesario. Los tramos que atraviesen niveles de agua se impermeabilizarán y se fortificará con los medios adecuados los tramos sujetos a debilidad del techo o a deformación del perfil del plano inclinado.

La ejecución del plano inclinado es más rápida que la del pozo vertical y puede realizarse con el personal de la propia mina ya que se diferencia poco de la perforación de galerías. En rocas competentes se necesita poco sostenimiento y basta con un simple gunitado de hormigón. Aunque para llegar a la misma cota la longitud del plano es mayor que la de un pozo vertical, en grandes producciones los costes de operación del plano inclinado son sensiblemente menores que los del pozo por lo que el plano es a menudo la opción escogida.

La entrada al plano desde el exterior se eleva con respecto a la cota del terreno con el fin de evitar entradas de agua, y es ejecuta en hormigón con el fin de sujetar bien las tierras de ladera, si es el caso.

La ejecución de los planos inclinados puede hacerse con métodos mineros similares a los utilizados para la perforación de galerías, aunque ofrece alguna dificultad suplementaria debido a la pendiente del piso. En rocas cuya resistencia a compresión no excede de 110 MPa se pueden emplear minadores continuos para el arranque y carga de la roca debido a la alta velocidad de avance que dan a la obra. En rocas de mayor dureza se empleará el sistema tradicional de perforación y voladura. En planos de sección circular de gran diámetro llegan a utilizarse tuneladoras siempre que las distancias a perforar compensen el coste de instalación de tales ingenios.

En el caso del minador continuo se da al techo forma abovedada y se mantiene la dirección de arranque mediante un láser. El polvo se controla con ventilación y con aspersión de agua. El techo se sostiene con cuadro metálico o con bulones. El escombro se evacua mediante cinta transportadora que habitualmente se cuelga del techo para dejar espacio suficiente para los vehículos. Si el avance se hace por perforación y voladura se empleará un jumbo apropiado, una cargadora de roca dura, un transportador blindado con un molino rompedor incorporado para poder verter en cinta transportadora, una máquina elevadora de una celda de hombre para el saneo del techo y una máquina de gunitar para sostener los paramentos y evitar desprendimientos de piedras.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 3 DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS	Pág.: 37



DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN

OBJETIVOS DEL TEMA



1. Conocer los aspectos clave a definir en el diseño e ingeniería de una máquina de extracción. Comprender la importancia relativa de cada uno de ellos.
2. Conocer los criterios básicos para la determinación de las dimensiones, capacidad y tamaño de los componentes básicos de la máquina de extracción.
3. Conocer los aspectos generales que rigen el cálculo del ciclo de trabajo.
4. Conocer cómo hacer un cálculo preciso del tonelaje horario.
5. Conocer cómo calcular el peso máximo y la capacidad del skip.
6. Conocer el criterio de cálculo de los contrapesos.
7. Conocer cómo son y cómo se fabrican los distintos tipos de cables de extracción.
8. Conocer el criterio general para el cálculo de un cable.
9. Comprender la forma como se calcula el tamaño de un tambor de arrollamiento.
10. Conocer los distintos tipos de máquinas de extracción.
11. Conocer los distintos tipos de amarres, uniones de cable y guionaje.
12. Conocer la forma de calcular la potencia de la máquina de extracción.



1. INTRODUCCIÓN

Aunque no es posible exponer aquí el diseño detallado completo de la maquinaria de extracción, se intenta en lo que sigue que el lector pueda determinar el ciclo de trabajo y las necesidades eléctricas y de potencia consumidas.

Para determinar las dimensiones, capacidad y tamaño de los componentes mecánicos el diseñador debe tener en cuenta determinados criterios básicos. Son estos entre otros:

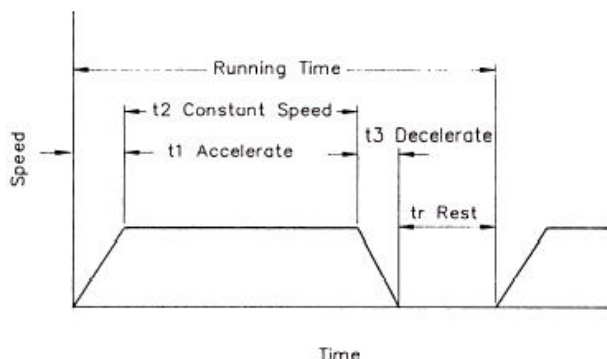
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	Pág.: 39

- Velocidad de elevación incluyendo la aceleración, desaceleración o frenado, y velocidad máxima
- Producción en t/h
- Peso máximo que debe ser elevado
- Peso de la carga y de los equipos de elevación
- Diámetro del cable de elevación

Con estos datos se puede determinar la potencia del motor eléctrico necesario para subir y bajar los pesos necesarios en los tiempos requeridos.

Los datos deben ser calculados o estimados en el orden siguiente:

- (1) tiempos de los ciclos de trabajo,
- (2) velocidad de elevación,
- (3) pesos de las cargas de mineral y de los medios de transporte,
- (4) dimensiones del cable de extracción,
- (5) dimensiones de los tambores,
- (6) potencia requerida del sistema motor de la máquina de extracción (Root Mean Square power equivalent, RMS kw).



2. CICLO DE TRABAJO

El ciclo de trabajo describe el tiempo total necesario para mover el elemento de transporte desde el punto de carga en la base del pozo de extracción hasta el punto de descarga en la cabeza o parte alta del pozo en el caso de doble tambor con dos skips ó jaulas y en el caso de un solo tambor con una sola jaula ó skip el ciclo comprende la subida y la bajada. Para que sea completo el ciclo debe comprender los períodos de tiempo de carga, marcha lenta inicial, aceleración, velocidad plena, desaceleración, marcha lenta de parada, descarga y parada. A menudo se representan estos tiempos mediante un gráfico de tiempos – velocidades.

Las relaciones entre la velocidad máxima, longitud de recorrido, y tiempo de trabajo son como sigue:

Tiempo de aceleración (s)

$$t_1 = \frac{V}{a}$$

Distancia de aceleración (m)

$$\frac{Vt_1}{2} = \frac{V^2}{2a}$$

Tiempo de frenado (s)

$$t_3 = \frac{V}{r}$$

Distancia de frenado (m)

$$\frac{Vt_3}{2} = \frac{V^2}{2r}$$

Tiempo a plena velocidad (s)

$$t_2 = \frac{L}{V} - \frac{V}{2} \times \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

Recorrido a plena velocidad (m)

$$L - \frac{V^2}{2} \times \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

Dónde a es la aceleración en m/s^2 , r es la desaceleración o frenado en m/s^2 , t_1 es el tiempo de aceleración, t_2 es el tiempo de a plena velocidad, t_3 es el tiempo de frenado, todos ellos en segundos, V es la máxima velocidad o velocidad plena en m/s , y L es el recorrido máximo asimilable a la profundidad del pozo en m . Si llamamos t_r al tiempo de reposo (carga y descarga) tenemos tiempo del ciclo (en s):



$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_r = \frac{L}{V} + \frac{V}{2a} + \frac{V}{2r} + t_r.$$

Por ejemplo, si $L = 400m$; $V = 10 m/s$; $a = r = 0,75 m/s^2$; $t_r = 20 s$; el ciclo en s es

$$t (\text{ciclo}) = 74 (s).$$

Las velocidades máximas a utilizar serán las siguientes en función del tipo de guionaje utilizado

Guionaje de madera	10 m/s
Guionaje de carril de acero	15 m/s
Guionaje de cable	20 m/s.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI-MM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 40	

Además el ingeniero ha de comprobar cual es la legislación al respecto en la comunidad autónoma, provincia, estado o país en el que ha de instalarse el pozo minero.

3. PRODUCCIÓN EN T/H

Debe definirse la producción horaria en t/h en función de las necesidades de producción anual de la empresa o mina en cuestión. Una vez definido el objetivo anual se analizará con extremo cuidado todas las condiciones necesarias para obtener la producción pretendida, tales como la inversión necesaria, la plantilla de personal, las horas de trabajo anuales, las productividades de cada máquina, etc. La humedad del mineral ha de ser tenida en cuenta para el cálculo de la producción horaria así como el factor de utilización que puede ser tan alto como 0,90 en minas muy bien organizadas, aunque lo normal es 0,70.

4. PESO MÁXIMO Y CAPACIDAD DEL SKIP

El peso máximo que ha de ser elevado en el pozo de extracción se compone del peso del cable y del peso del skip o peso muerto y del peso del mineral cargado en cada skip o peso útil.

La carga por skip se deduce de:

$$\text{Peso útil } p = \frac{\text{producción}(t/h) \times \text{ciclo}(s)}{3600(s/h)}$$

$$\text{nº de viajes} = \frac{3600(s/h)}{\text{ciclo}(s)}$$

A su vez, el peso del skip se aproxima con alguna de las relaciones siguientes:

peso skip = 0,5 peso del mineral + 680 (kg) ó bien 5/8 del peso del mineral en el skip.

De todas formas se consultará con los fabricantes de los equipos de extracción.

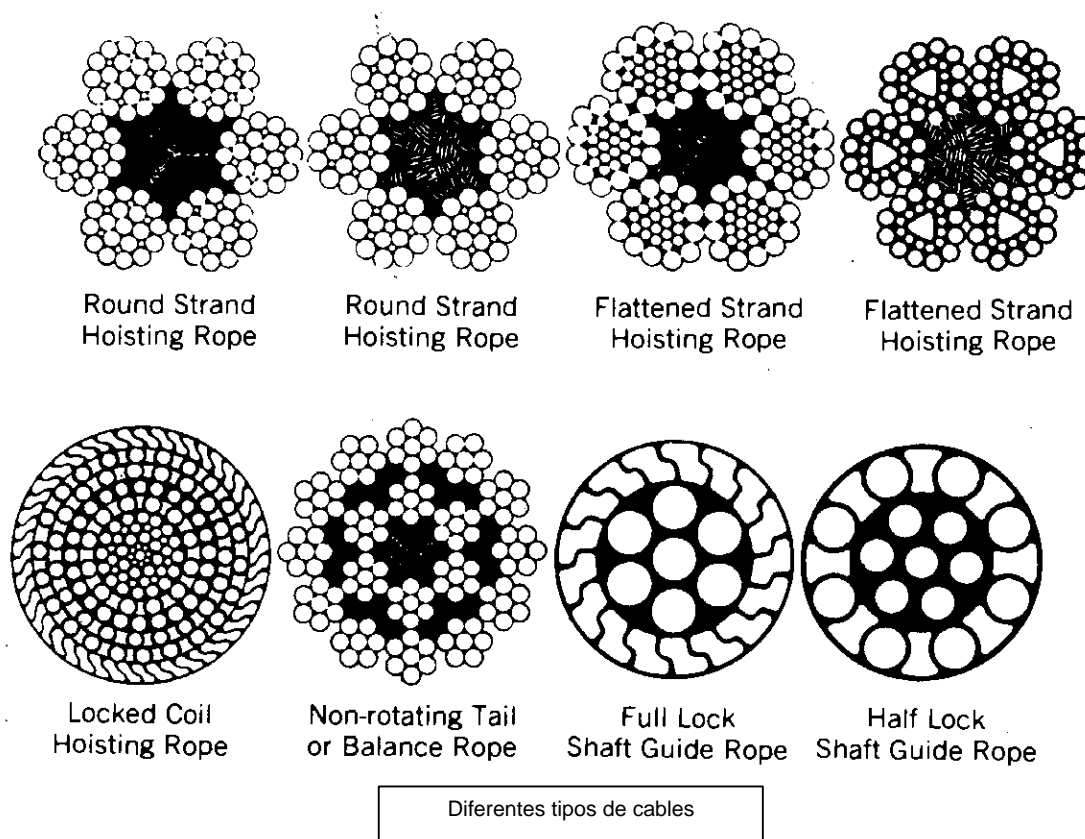
5. CONTRAPESOS

En determinadas circunstancias y en particular en máquinas de tambor simple se utiliza a veces una sola jaula o skip equilibrado mediante un contrapeso. El contrapeso se ha de calcular como la media de la suma del peso de la jaula o skip totalmente cargado y descargado. Con ello se obtiene el mejor compromiso para el contrapeso.

6. CABLES DE EXTRACCIÓN

Los factores que deben considerarse en el diseño de los cables de extracción son: 1) los hilos de acero, 2) los torones, 3) el alma, y 4) el trenzado.

1. Los hilos de acero: Los cables de extracción se construyen con hilos de acero de 1,5 a 3,5 mm de diámetro cuya resistencia a la ruptura llega a los 2500 Mpa. Los hilos pueden ser de sección circular, en **Z** y de doble garganta; estos dos últimos tipos de hilos se emplean en cables cerrados y semicerrados.
2. Los torones: se llama torón o cordón al cable más sencillo que puede obtenerse del hilo de acero y para formar el torón los trozos de alambre se unen con soldaduras que no deben coincidir y se disponen varios hilos en hélice adosados en una o varias capas. El torón se caracteriza por la naturaleza del alma, el número de capas, el sentido del trenzado y el paso de la hélice. Hay cuatro tipos de torones: redondos, triangulares, ovalados y planos. Los torones se designan por el número de hilos del alma y de las capas sucesivas.
3. El alma: el objeto del alma es absorber los esfuerzos internos de compresión que se producen principalmente por aplastamiento en los tambores de arrollamiento y en las poleas. Las fibras naturales como el cáñamo se utilizan normalmente aunque para aplicaciones anticorrosivas se utilizan fibras sintéticas tales como el nylon y el polipropileno.
4. El trenzado: Los cables redondos se forman enrollando en hélice, en una sola capa, 4 a 8 torones alrededor de un alma de cáñamo. El



trenzado más normal es a derechas, a menos que por alguna circunstancia especial haya de ser a izquierdas. Los trenzados pueden ser de varios tipos:

- Trenzado cruzado**: los torones se enrollan al contrario que los hilos para obtener cables más rígidos. Tienen buena resistencia a los golpes y no se desenrollan y aguantan bien los aplastamientos y distorsiones. Se usan para eslingas y para cables de equilibrio.
- Trenzado Lang**: los torones se enrollan en el mismo sentido que los hilos para cables más flexibles. Estos tipos de cables son los habituales en extracción. Estos cables tienen mayor resistencia a la abrasión y se alojan mejor en los tambores. Por su tendencia a destrenzarse no se emplearán si las cargas a elevar no van guiadas.
- Cables compuestos Nuflex**: se realizan con dos capas de torones de hilos de acero más finos. Son flexibles

y antigiratorios. Existen otros tipos de cables tales como los especiales formados por torones de sección triangular, aplastados en la última capa que se usan poco. Los cables cerrados están formados por series de capas de hilos circulares, de dos gargantas o en **Z**, siendo de estos últimos la superficial. Estos cables son anticorrosivos, antigiratorios y de fácil enrollamiento aunque más rígidos, además de ser sensiblemente más caros y propensos a destrenzarse.

Los cables planos están formados por 6 a 12 cables de 4 torones y alma de cáñamo, trenzado alternativamente e derechas e izquierdas, adosados paralelamente y cosidos. Se arrollan en bobinas sobre sí mismos. Son también antigiratorios y se usaban en Bélgica antes del cierre de la minería del carbón

un coeficiente de seguridad S :

$$R = S \cdot C_{\max}$$

7. CARACTERÍSTICAS DE LOS CABLES

Las características físicas más importantes de los cables son:

- la sección teórica: es la suma de las secciones de los hilos
- el diámetro teórico: es el círculo circunscrito a la sección teórica
- el diámetro práctico: es el del cable nuevo sin usar y es mayor en un 2 a 5 % al usado
- el peso por metro: figura en los catálogos en kilogramos.

Las características mecánicas principales son:

- la carga de rotura experimental que se determina sometiendo un trozo de cable a un ensayo de tracción en el laboratorio
- la resistencia totalizada experimental que se obtiene sumando las individuales de los hilos del cable obtenidas por separado
- la resistencia que se retendrá a efectos reglamentarios es la obtenida sobre el cable completo
- por un ensayo de rotura a tracción en un laboratorio homologado
- el alargamiento: el límite elástico llega al 0,75 de la carga de rotura. Hay un alargamiento de acomodación que llega al 3 % del largo del cable, y otro elástico que se recupera
- fatigas: el cable está sometido a fenómenos de giro, sacudidas diversas y fenómenos de resonancia.

8. CÁLCULO DE LOS CABLES

Los esfuerzos que soporta el cable son cargas estáticas, esfuerzos dinámicos, flexiones de enrollamiento, presiones diversa, torsiones, fenómenos de fatiga, roces, etc.

El cálculo detallado del cable es cuestión de especialistas, y en la práctica el Ingeniero de Minas necesitará calcular el esfuerzo estático o carga máxima que ha de soportar el cable y multiplicarla por

donde:

- R es la resistencia a la ruptura
- C_{\max} es la carga máxima
- La carga máxima C_{\max} se obtiene mediante la expresión siguiente.
- $C_{\max} = C_m + C_u + p_c \cdot L$ en dónde
- C_m = carga muerta (jaulas, skips, etc.)
- C_u = carga útil (la del mineral, personal, equipos)
- p_c = peso por m del cable. Se puede estimar sabiendo que el hilo de acero pesa $0,0095 \text{ kg/cm}^3$
- L = longitud del cable

Profundidad mts.	VALORES DE σ	
	Koepe	Otros tipos
0 – 500	7	7
500 – 1.000	6,9 a 6,5	5,9 a 5,5
1.000 – 1.500	6,4 a 6	5,4 a 5



El valor de $S = 8$ es el mínimo que debe tomarse en condiciones normales. En realidad un análisis detallado permitiría ajustar el valor S de acuerdo con la autoridad minera local, de modo que se establezca un protocolo completo para el control periódico del cable de extracción. Este procedimiento se establecerá por escrito y previa la autorización adecuada será seguido escrupulosamente.

Valores de S en función de la profundidad y del tipo de máquina de extracción.

Además, para evitar fatigas excesivas en el enrollamiento, se deben cumplir las siguientes condiciones: Si D es el diámetro del tambor de enrollamiento, d el del cable y d el del hilo, todos ellos en mm, se tiene:

$$D = \frac{1200}{2000} d; \quad d = \frac{d}{30} + 1; \quad D = 80 \text{ a } 110 \text{ d.}$$

A grandes profundidades, mayores de 1500 m, las fórmulas anteriores no pueden aplicarse y debe

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 43	

recurrirse a otros expedientes tales como aumentar el diámetro del cable, disminuir el coeficiente de seguridad (En la República de Sudáfrica $s = 5$), emplear contrapozos en serie, utilizar cables de sección decreciente, instalaciones multicables con cables paralelos.

EJEMPLO:

Un cable de 5 cm de diámetro pesa aproximadamente:

$$p_c(f_c = 5\text{cm}) = p \times \frac{5^2}{4} \times 0.0095 \times 100 = 18,65 \text{ kg/m}.$$

De todas formas se consultarán los catálogos de los fabricantes y se les pedirá las informaciones que se consideren necesarias.

9. TAMAÑO DEL TAMBOR DE ARROLLAMIENTO

Conocido el diámetro d del cable de extracción, se puede determinar la longitud G de la generatriz del cilindro del tambor de arrollamiento. El diámetro mínimo del tambor suele estar definido por la reglamentación minera al uso: así se hace $D > 60d$ para planos inclinados y $D > 80$ a $110d$ para cables de $d > 25\text{mm}$ ó $D > 60d$ para cables con $d < 25\text{mm}$ en pozos verticales. Si los cables son de tipo cerrado se tomará $D > 100d$.

Si llamamos

L = profundidad del pozo

D = diámetro del tambor

G = longitud de la generatriz del tambor

d = diámetro del cable

N = número de espiras enrolladas

Se tiene:

$$N = \frac{L}{pD} + 3 + 3 + 2$$

Ya que además de las espiras activas del enrollamiento, debe contarse 3 muertas adicionales, otras 3 para los cortes de inspección y dos más adicionales de respeto. Por otra parte:

$$N = \frac{G}{pD} - 2, \text{ debido a que dejamos al menos un espacio de } (2 \cdot d) \text{ a ambos lados del tambor}$$

De aquí:

$$\frac{L}{pD} + 8 = \frac{G}{d} - 2, \text{ operando se obtiene}$$

$$G = d \left(\frac{L}{pD} + 10 \right), \text{ y } L = \frac{pD}{d} (G - 10d)$$

En el caso de que se enrollen n capas de cable obtenemos de forma suficientemente aproximada

$$G = d \left(\frac{L}{pnD} + 10 \right), \text{ y } L = \frac{pnD}{d} (G - 10d)$$

EJEMPLO:

La profundidad del pozo es de 600 m y el diámetro del cable es de 4 cm. Calcular el diámetro y la longitud del tambor de enrollamiento, suponiendo que el cable se enrolla en una y en dos capas.

Solución:

$$D = 80 \cdot d = 80 \cdot 0,04 = 3,20 \text{ m}$$

En una capa

$$G = 0,04 \left(\frac{600}{p \cdot 3,20} + 10 \right) = 2,79 \text{ m} \quad \text{y} \quad L = \frac{p \cdot 3,20}{0,04} (2,79 - 10 \cdot 0,04) = 600 \text{ m que evidentemente es la profundidad del pozo}$$



En dos capas

$$G = 0,04 \left(\frac{600}{2p \cdot 3,20} + 10 \right) = 1,59 \text{ m} \quad \text{y} \quad L = \frac{2 \cdot p \cdot 3,20}{0,04} (1,59 - 10 \cdot 0,04) = 598 \approx 600 \text{ m}$$

Se procurará enrollar las menos capas posibles con el fin de que el cable dure el máximo tiempo posible compatible con la reglamentación vigente.

Supongamos ahora que queremos operar con un solo tambor y dos skips en equilibrio, o un skip y un contrapeso o dos jaulas, o jaula y contrapeso. El tambor está diseñado de tal manera que cuando el cable de un skip se desenrolla el del otro se enrolla el mismo número de vueltas.

Se quiere que la parte de cable de cada skip esté separada en el tambor por 5 vueltas y que se deje

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	Pág.: 44

además otras 3 vueltas muertas y 3 más para cortes.

El número total de vueltas en el tambor será:

$$N = \frac{L}{p \cdot D} + 8 + 5 + 6 = \frac{L}{p \cdot D} + 19.$$

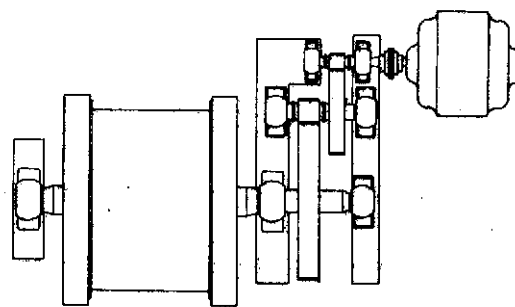
De este modo se ve como se incrementa el número de espiras o vueltas en el tambor cuando se opera con dos elementos en suspensión en vez de uno.

Se comprende que cuando uno de los skips desciende una determinada distancia el otro sube exactamente la misma por lo que la cantidad total de cable desenrollado es siempre la misma y en consecuencia con este sistema sólo se puede acceder a un solo nivel.

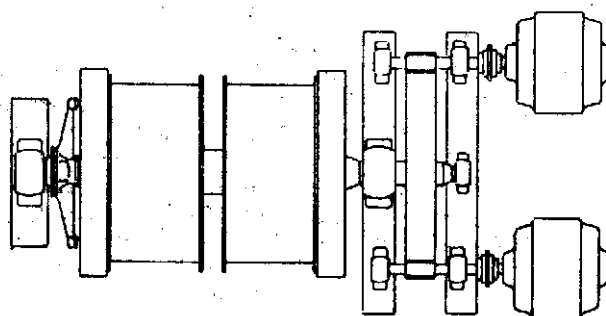
Para acceder a varios niveles con una máquina de extracción es necesario utilizar tambores dobles con embragues que permiten el giro independiente uno de otro.



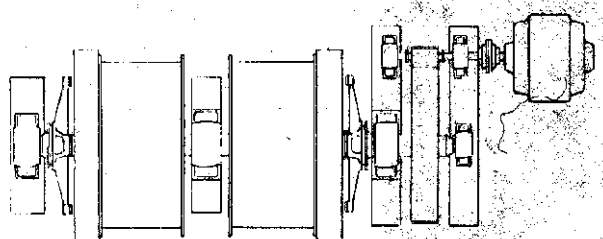
10. DIFERENTES TIPOS DE MÁQUINAS DE EXTRACCIÓN





Máquina de extracción de tambor único

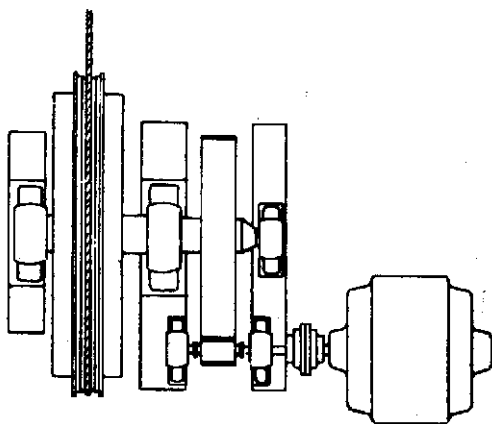


Máquina de extracción de doble tambor con 1 embrague



Máquina de extracción de doble tambor con doble embrague

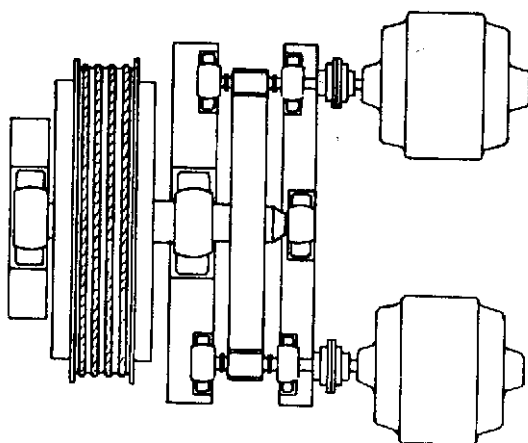
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 45	



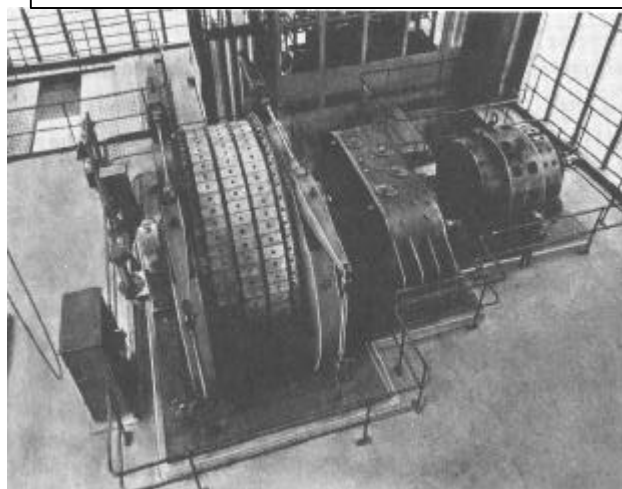
Polea Koepe simple



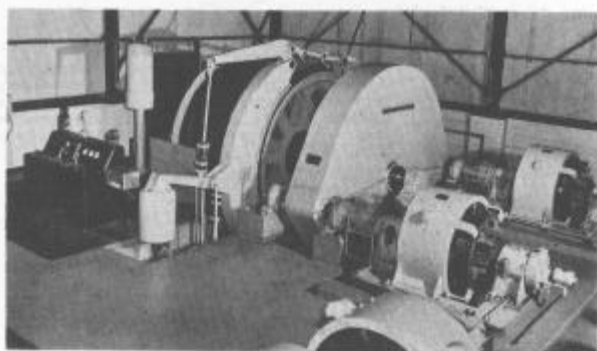
Polea de fricción. Las abrazaderas de roble acuñan el cable de extracción sobre la superficie de fricción





Polea múltiple de fricción



Sala de máquinas. Polea de fricción múltiple



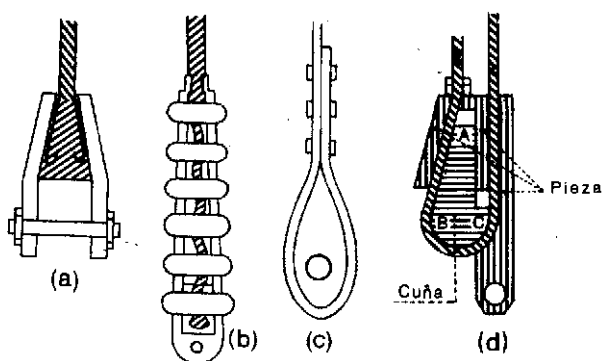
Sala de máquinas. Tambor único

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 46	

11. AMARRE, UNIÓN DEL CABLE Y GUIONAJE

Amarre del cable

El amarre del cable a la jaula puede hacerse:



- Con casquillo cónico (a), en el que se introducen las puntas del cable destrenzadas en el hueco troncocónico del casquillo en el que se cuela una aleación fundida.
- Amarre Davies (b). Dos piezas alojan el cable como mandíbulas. Se fijan con una envolvente y seis anillos.
- Reliance. Parecido, pero con las mandíbulas solidarias verticalmente con un juego de molduras.
- De pinzas, con juegos de cuñas y palancas.
- Amarre de guardacabos o anillo (c). La jaula enganchada en el anillo y la punta del cable se envuelve alrededor del mismo, fijándose después con unas grapas.
- De aprieto automático (d). La jaula cuelga de una pieza en la que encaja un guardacabos en forma de cuña al tensar el cable.
- Amarre del cable plano. Con anillos y grapas de eclises y tornillos.

La unión del cable

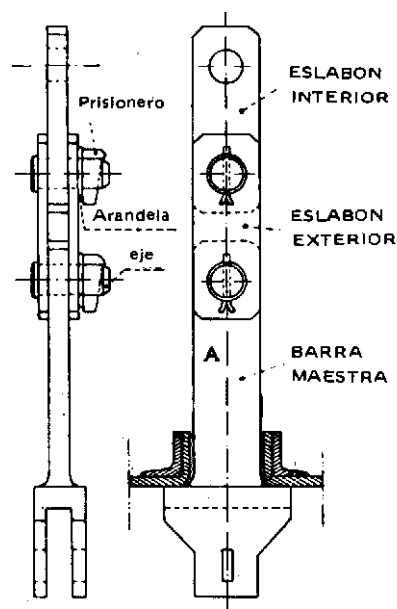
Esta unión del cable con la jaula se hace a través del guardacabos.

Los sistemas antiguos de cuatro cadenas o de cuatro patas de acero no se montan en la actualidad, salvo en pequeñas instalaciones.



La suspensión de barra maestra es la empleada actualmente. Consta de una barra unida directamente a la armadura del techo de la jaula y que acciona eventualmente el paracaídas. Varios eslabones la unen con el guardacabos.

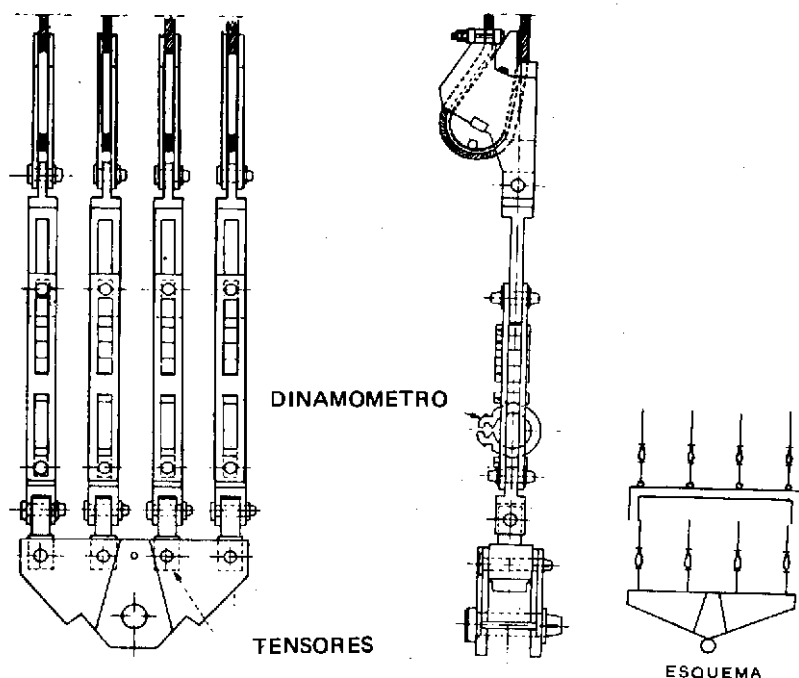
La regulación para compensar el alargamiento del cable puede hacerse con cadena tipo Galle, tensor de tornillo, cuñas, paso Nonius, etc., elementos que se unen a la barra.

Los cables de equilibrio se unen por sus extremos en los fondos de las dos jaulas. El amarre con guardacabos, análogo al anterior. Se guían en el fondo del pozo con uno o varios rollizos acodados entre los parámetros del mismo.



La suspensión multiplicable lleva unos dinamómetros que miden la tensión en cada cable. Reguladores de longitud de los 2 ó 4 cables. La compensación de las tensiones se consigue con balancines.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 47	



Guionaje

El guionaje sirve para conducir las jaulas o skips a lo largo del pozo. El guionaje rígido comprende las guideras, de madera o metálicas, y las traviesas de fijación de aquellas también de madera o metálicas.

Las guideras de madera suelen ser de roble o de maderas coloniales, resistentes al roce, humedad y choques.

La separación vertical entre traviesas es de 1,5 a 3 metros. La sección de las guideras es de 180 x 200 mm. Su longitud máxima es de seis metros en roble y de 10 metros en madera exótica.

Se empalman a media madera o con eclises atornillados sobre la guidera.

Las juntas pueden coincidir o no sobre la traviesa, al mismo nivel o alternados. Entre guideras se deja una holgura de 3 milímetros.

Las guideras metálicas pueden ser de perfiles laminados y de carril. Se emplean los segundos casi exclusivamente, con pesos de 32, 45 ó 62 kilogramos. Las juntas se colocan al mismo nivel o cruzadas. Es el sistema Briart.

Las traviesas son de madera o metálicas para las guideras de madera y metálicas para las de carril.

La guidera de madera se fija en traviesa de madera con tornillos de cabeza embutida o con piezas especiales. En estas piezas los agujeros de los tornillos son ovales para corregir desplazamiento. En traviesa metálica se enlaza lo mismo. Las guideras metálicas se fijan a las traviesas por medio de entalladuras en éstas o bridas atornilladas.



Las traviesas se fijan al revestimiento empotrándolas en agujeros previstos para ello.

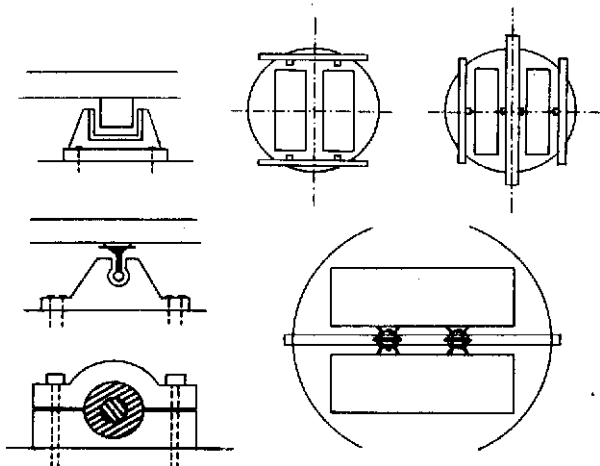
La disposición del guionaje puede ser frontal, Briart de traviesas centrales o laterales y bilateral.

El frontal lleva dos guideras por jaula en los lados menores de esta. Es racional para los esfuerzos, pero interrumpe el acceso en los enganches, por lo que hay que dotarlos de guionajes auxiliares de ángulo en las esquinas de las jaulas o cortar el guionaje en un trozo que puede plegarse.

El Briart de traviesa central lleva una sola traviesa diametral y dos guideras laterales para cada jaula. Los esfuerzos no son simétricos, y el desgaste, grande. El Briart de traviesas laterales se emplea poco.

El guionaje bilateral es más empleado en las minas metálicas; lleva dos filas de guideras o cuatro situadas en los lados mayores de las jaulas.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 48	



Las separaciones son mínimas para aprovechar la sección. Serán de 150 milímetros entre jaulas y entre éstas y el pozo.

Las guiaderas de madera son las más empleadas, y las de carril, menos. En España, sin embargo, ocurre lo contrario.

El guionaje por cable, muy empleado en Inglaterra, se compone de los cables guías, sobre los que deslizan las jaulas o skips, y los cables de seguridad, colocados entre las jaulas o skips, en la parte central del pozo, para frenar las oscilaciones y evitar choques.

Los cables serán cerrados, semicerrados o de torón único. Los cables se fijan en un extremo y se tensan en el otro, con tensor a veces y casi siempre con contrapeso.

Para calcular el contrapeso se cuenta una tonelada métrica por cada 100 metros de profundidad. (± 25 por cien según profundidad).

Las abrazaderas, zapatas o deslizaderas son normalmente rígidas y tienen forma de U, dentro de la cual desliza la guiadera. Pueden ser simples o reforzadas.

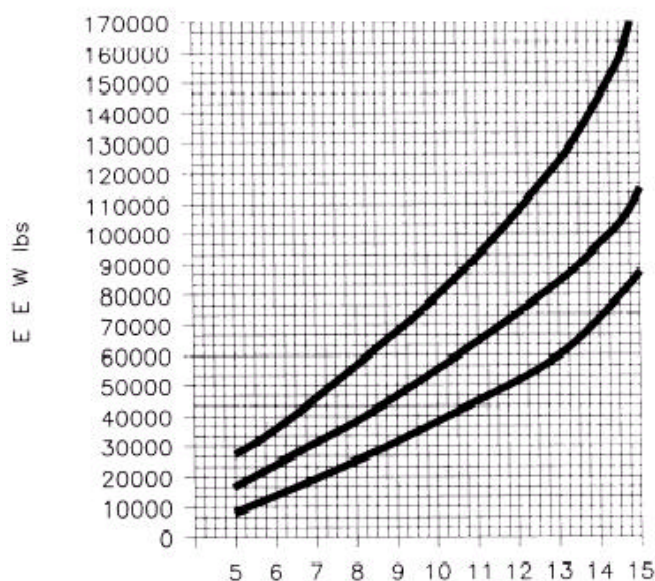
En el guionaje Briart se agarran al carril y tienen su forma.

En los cables son cerrados y con camisa de desgaste. Las deslizaderas elásticas pueden ser un juego de ruedas de goma o neumáticos o tener tacos de goma que amortiguan los choques.

La holgura entre abrazadera y guionaje es de 10 milímetros.

Se colocan abrazaderas en cada piso de jaula o arriba y abajo sólo.

12. POTENCIA DE LA MÁQUINA DE EXTRACCIÓN (MÉTODO DE HARMON)





r es el diámetro del tambor de arrollamiento en pies (feet, ft)

$Wr^2 = EEW \times r^2$, donde Wr^2 es el momento de inercia, EEW es la masa efectiva equivalente, r es el diámetro del tambor de arrollamiento del cable de extracción. (Harmon, 1973). 1 ft = 0,3048 m; 1 lb = 0,4536 kg.

La curva de arriba corresponde al doble tambor de arrollamiento, la siguiente a un solo tambor y la de abajo a la polea de fricción ó polea Koepe

Después del dimensionamiento del cable y de la especificación del ciclo de trabajo, el cálculo de la potencia del motor de la máquina de extracción es el criterio más importante a tener en cuenta en el diseño del sistema de extracción. Existen dos conjuntos básicos diferentes de máquinas de extracción: el sistema de tambores y el sistema de polea de fricción o polea Koepe.

Las figuras a) y b) ilustran la diferencia de las curvas de potencia versus tiempo de los dos sistemas. La diferencia refleja el hecho de que con un tambor de arrollamiento del cable el par motor decrece constantemente porque el cable está siendo arrollado

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	Pág.: 49

en el tambor durante la subida del skip y en consecuencia disminuye la potencia demandada. En un sistema de polea de fricción con cable de contrapeso, el par motor permanece constante y por lo tanto también la potencia instantánea. La potencia entre los puntos B y C decrece en función del tiempo en el caso de máquina de tambor y permanece constante en el caso de la polea de fricción ya que el cable no se arrolla en la polea.

El método de cálculo de la potencia del motor en ambos casos es como sigue:

A. MÁQUINA DE TAMBOR DE ARROLLAMIENTO.

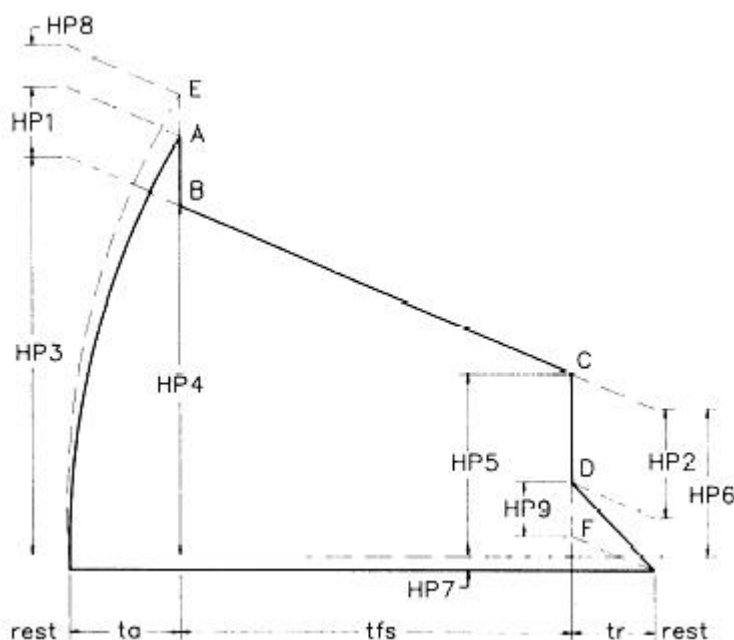


Fig. a), Ciclo de potencia en función del tiempo para un tambor único con dos skips. (Harmon, 1973)

Las ecuaciones necesarias para calcular la potencia necesaria en todos los puntos de A a F de las curvas de potencia/ tiempo son las siguientes:

Potencia requerida para acelerar el sistema (la inercia del motor no incluida):

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a} \text{ (kw) en donde}$$

TSL es la masa total suspendida y la masa de las

partes en rotación que son aceleradas

$$TSL = EEW + SL + 2SW + 2R$$

Donde:

EEW (Equivalent Effective Weight) = peso o masa efectivo equivalente de los elementos giratorios

$Wr^2 = EEW \cdot r^2$; en donde Wr^2 es el momento de inercia de las partes mecánicas que giran excluido el motor, r es el radio del tambor.

SL(skip load) = peso o masa cargada en el skip (kg)

SW(skip weight) = Peso o masa del skip(kg)

R(rope weight) = peso o masa del cable (kg)

V = velocidad del cable en m/s

T_a = tiempo total de aceleración (se compone del tiempo de marcha lenta mas el tiempo de aceleración para alcanzar la velocidad máxima de extracción)

Potencia o energía recuperada por la red debido a la desaceleración o frenado del sistema (se computa como una energía negativa):

$$HP_2 = \frac{-TSL \cdot V^2}{T_R} \text{ (kw);}$$

Donde T_R es el tiempo de frenado incluida la marcha lenta.



Potencia de funcionamiento en el fondo del pozo sin aceleración, esto es la potencia necesaria para elevar una carga del skip lleno en el fondo del pozo que se mueve a velocidad máxima en ese punto particular del pozo

$$HP_3 = (SL + R) \cdot V \cdot g$$

No se considera SW porque se compensa con el otro skip o el contrapeso, y no es $2R$ porque el otro skip está arriba y su parte de cable enrollado.

g es la aceleración de la gravedad.

Potencia de funcionamiento al final del periodo de aceleración al alcanzar la plena velocidad

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 50	

$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g$ en dónde

SLB es la carga total suspendida en el fondo del pozo al final de la aceleración

P_C = peso por metro de cable

$$SLB = (SL + R - \frac{1}{2} V \cdot T_a \cdot P_C) - (\frac{1}{2} V \cdot T_a \cdot P_C) = (SL + R) - (V \cdot T_a \cdot P_C)$$

Potencia de funcionamiento al final de la carrera a plena o máxima velocidad justo en el inicio del frenado o desaceleración

$$HP_5 = SLT \cdot V \cdot g,$$

en dónde SLT es el peso total suspendido arriba al final de la carrera pero antes del inicio del frenado

$$SLT = (SL - R + \frac{1}{2} V \cdot T_R \cdot P_C) + (\frac{1}{2} V \cdot T_R \cdot P_C) = (SL - R) + (V \cdot T_R \cdot P_C)$$

Potencia de funcionamiento al final de la desaceleración

$$HP_6 = (SL - R) \cdot V \cdot g$$

Factor de corrección de potencia por ser la eficiencia del motor y de la transmisión menor que 100%. Se toma una eficiencia del 85%. La corrección es entonces de $\frac{100-85}{85} = 0,176$

$$HP_7 = SL \cdot V \cdot g \cdot 0,176$$

A. Pico de potencia durante la aceleración

$$A = HP_1 + HP_7 + \frac{HP_4 + 2HP_3}{3}$$

B. Potencia a plena velocidad al final del periodo de aceleración

$$B = HP_4 + HP_7$$

C. Potencia en el inicio del frenado

$$C = HP_5 + HP_7$$

D. Potencia para la desaceleración ó frenado

$$D = HP_2 + HP_7 + \frac{HP_5 + 2HP_6}{3}$$

Potencia requerida para acelerar el rotor del motor

$$HP_8 = \frac{0,6A \cdot 1,2}{T_a}$$

Potencia requerida para frenar el rotor del motor

$$HP_9 = \frac{-0,6A \cdot 1,2}{T_R}$$

E. Potencia total para acelerar el sistema de extracción y el rotor del motor

$$E = A + HP_8$$

F. Potencia total para desacelerar el sistema de extracción y el rotor del motor

$$F = D + HP_9$$

Finalmente las ecuaciones para calcular la potencia RMS (Root Mean Square Power Equivalent) del motor eléctrico de la máquina de extracción son:

a) motor de corriente continua

$$RMS (kw) = \sqrt{\frac{E^2 \cdot T_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \cdot T_{FS} + F^2 \cdot T_R}{0,75T_a + T_{FS} + 0,75T_R + 0,5T_P}}$$

b) motor de corriente alterna

$$RMS (kw) = \sqrt{\frac{E^2 \cdot T_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \cdot T_{FS} + F^2 \cdot T_R}{0,5T_a + T_{FS} + 0,5T_R + 0,25T_P}}$$

En dónde

T_{FS} es el tiempo a plena velocidad (Full Speed)

T_P es el tiempo de parada.



La bondad de los cálculos se comprueba mediante la expresión

$$\frac{A}{2} \cdot T_a + \frac{B+C}{2} T_{FS} + \frac{D}{2} T_R = \frac{SL \cdot profundidadPozo}{0,85}$$

g

La anterior igualdad debe verificarse al 1 ó 2 % . Esta prueba es simplemente una aproximación del área bajo la curva potencia-tiempo de los diagramas mostrados y representa el trabajo realizado que es el peso suspendido multiplicado por la profundidad del pozo con un factor de eficiencia de 0,85.

Cuando solamente hay un skip y no existe contrapeso

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 51	

sólo hay que modificar el peso total suspendido TSL.
En este caso TSL = EEW + SL + 1SW + 1R.

EJEMPLO

Determinar la potencia en kw (RMS) de una máquina de extracción con motor de corriente continua con dos skips de 9,076 t de capacidad (SL) en un pozo de 304,8m de profundidad. La velocidad V del cable es de 6,096m/s, la relación del peso del skip (SW) al peso de la carga (SL) es de 0,75, la aceleración es de 0,61m/s², la desaceleración es de 0,61m/s², el tiempo de parada T_P es de 10s.

El cable tiene un diámetro d de 38,1 mm y pesa 5,625 kg/m. La máquina de extracción se compone de un solo tambor de 4,572 m de diámetro D. El ciclo de funcionamiento en segundos (s) es el siguiente:

Tiempo de aceleración hasta velocidad lenta: 1.0 s

Tiempo de velocidad lenta hasta llegar a 0,61m/s²: 2.0 s

Tiempo de aceleración hasta plena velocidad: 9,0 s

Tiempo a velocidad máxima : 39,4 s

Tiempo de frenado hasta velocidad lenta : 9,0 s

Tiempo desde 0,61m/s² hasta velocidad lenta: 4,0 s
frenado hasta reposo : 10,0 s

Entonces:

$$T_a = 10 \text{ s}; (1 + 9)$$

$$T_R = 10 \text{ s}; (9 + 1)$$

$$T_{FS} = 39,4 \text{ s}$$

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a}$$

$$TSL = EEW + SL + 2 \cdot SW + 2 \cdot R$$

EEW obtenido del gráfico es (para un solo tambor) 49896,00 kg

$$SL = 9072 \text{ kg}$$

$$2 \cdot SW = 2 \cdot 0,75 \cdot 9072 = 13608 \text{ kg}$$

$$R = 1714,5 \text{ kg}$$

$$2 \cdot R = 2 \cdot 1714,5 = 3429 \text{ kg}$$

$$TSL = 76005 \text{ kg}$$

$$HP_1 = \frac{76005 \cdot 37,16}{10} = 282 \text{ kw}$$

$$HP_2 = \frac{-76005 \cdot 37,16}{10} = -282 \text{ kw}$$

$$HP_3 = (9072 + 1714,5) 6,096 \cdot 9,81 = 645 \text{ kw}$$

$$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g$$

$$SLB = (9072 + 1714,5) - (6,096 \cdot 10 \cdot 5,625) = 10443,6 \text{ kg}$$

$$HP_4 = 10443,6 \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 624,55 \text{ kw}$$

$$HP_5 = SLT \cdot V \cdot g$$

$$SLT = (9072 - 1714,5) + (6,096 \cdot 10 \cdot 5,625) = 7700,4 \text{ kg}$$

$$HP_5 = 7700,4 \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 460,5 \text{ kw}$$

$$HP_6 = (SL - R) \cdot V \cdot g$$

$$HP_6 = (9072 - 1714,5) \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 440 \text{ kw}$$

$$HP_7 = 9072 \cdot 6,096 \cdot 9,81 \cdot 0,176 = 95,5 \text{ kw}$$

$$A = 282 + 95,5 + \frac{624,5 + 2 \cdot 645}{3} = 1015,68 \text{ kw}$$

$$B = 624,55 + 95,5 = 728 \text{ kw}$$

$$C = 460,5 + 95,5 = 556 \text{ kw}$$

$$D = -282 + 95,5 + \frac{460,5 + 2 \cdot 440}{3} = 260,3 \text{ kw}$$

$$HP_8 = \frac{0,6 \cdot 1015,68 \cdot 1,2}{10} = 73,12 \text{ kw}$$

$$HP_9 = \frac{-0,6 \cdot 1015,68 \cdot 1,2}{10} = -73,12 \text{ kw}$$

$$E = 1015,68 + 73,12 = 1088,8 \text{ kw}$$

$$F = 260,3 - 73,12 = 187,18 \text{ kw}$$

Prueba:

$$\frac{1015,68}{2} \cdot 10 + \frac{720 + 556}{2} \cdot 39,4 + \frac{260,3}{2} \cdot 10 = \frac{9,072 \cdot 304,8 \cdot 9,81}{0,85}$$

Se obtiene: 31517,1 frente a 31913. La diferencia es del 1,2% < 2% y por lo tanto el cálculo es correcto dentro de un margen de error del 2%.



La potencia del motor de corriente continua será:

$$RMS \quad \quad \quad kw \quad \quad \quad =$$

$$\sqrt{\frac{1088,8^2 \cdot 10 + \frac{720^2 + 556^2 + 720 \cdot 556}{3} \cdot 39,4 + 187,18^2 \cdot 10}{0,5 \cdot 10 + 39,4 + 0,5 \cdot 10 + 0,25 \cdot 10}}$$

$$738,8 \text{ kw}$$

De esta forma, un motor de corriente continua de 750 kw es suficiente para las condiciones de extracción

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 52	

propuestas.

B. MÁQUINA DE POLEA DE FRICCIÓN Ó POLEA KOEPE.

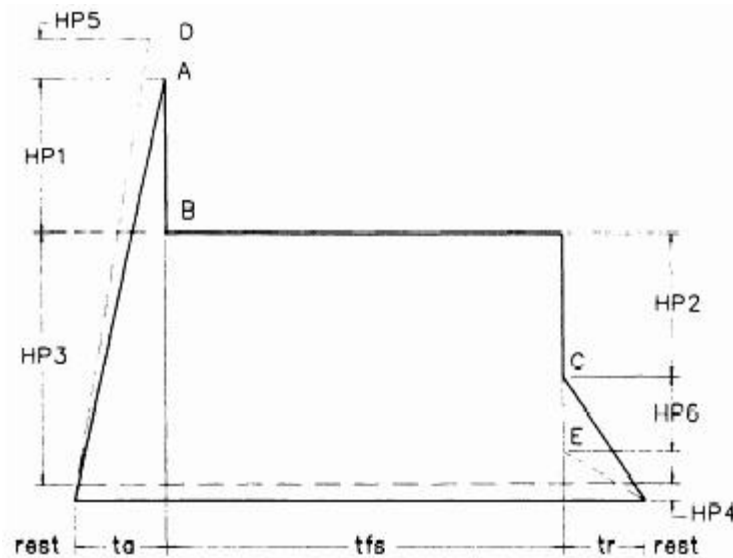


Fig.b). Ciclo de potencia en función del tiempo para la polea Koepe. (Harmon, 1973)

Los cálculos a realizar en este caso son similares a los realizados para las máquinas de tambor aunque más simples. Esto es debido a que la potencia de funcionamiento no cambia después de la aceleración inicial como resultado del peso constante del cable (suma del cable de extracción y del cable de equilibrio) a lo largo de todo el recorrido. Ver diagrama de potencia – tiempo para la polea Koepe.

Potencia de aceleración

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a} \text{ (kw) } \text{ dónde}$$

$$TSL = EEW + SL + 2 \cdot SW + R \text{ (kw)}$$

$$R = (\text{Profundidad del pozo}) \cdot (\text{peso en kg por m del cable}) \cdot 2 \cdot (n^\circ \text{ de cables}) = L \cdot P_C \cdot 2 \cdot n$$

Potencia recuperada

$$HP_2 = \frac{-TSL \cdot V^2}{T_R} \text{ (kw)}$$

Potencia de funcionamiento en el fondo del pozo

$$HP_3 = SL \cdot V \cdot g \text{ (kw)}$$

Potencia de funcionamiento al final de la aceleración

$HP_4 = SL \cdot V \cdot g \cdot 0,111 \text{ (kw)}$. Se ha supuesto que en este caso la eficiencia del motor y de la transmisión es mayor que en el caso anterior. Se toma una eficiencia

$$E \text{ del } 90\%: \frac{100 - E}{E} = 0,111.$$

A (el pico de aceleración) = $HP_3 + HP_4 + HP_1$

B (potencia a plena velocidad) = $HP_3 + HP_4$

C (potencia de frenado total) = $HP_3 + HP_4 + HP_2$

Potencia de funcionamiento al final de la carrera a plena velocidad:

$$HP_5 (\text{para acelerar el rotor del motor y los demás equipos}) = \frac{0,75A \cdot 1,2}{T_a}$$

$$HP_6 (\text{para desacelerar el rotor del motor y los demás equipos}) = \frac{-0,75A \cdot 1,2}{T_R}$$

D (potencia total para acelerar los equipos y el rotor-motor) = $A + HP_5$

E (potencia total para frenar los equipos y el rotor-motor) = $C + HP_6$

Motor de corriente continua: potencia en kw (RMS kw)

$$\text{RMS kw} = \sqrt{\frac{D^2 \cdot T_a + B^2 \cdot T_{FS} + E^2 \cdot T_R}{0,75T_a + T_{FS} + 0,75T_R + 0,5T_P}}$$

Motor de corriente alterna: potencia en kw (RMS kw)

$$\text{RMS kw} = \sqrt{\frac{D^2 \cdot T_a + B^2 \cdot T_{FS} + E^2 \cdot T_R}{0,5T_a + T_{FS} + 0,5T_R + 0,25T_P}}$$

La prueba a realizar para ver si los cálculos han sido correctos es:



$$\frac{A}{2} \cdot T_a + B \cdot T_{FS} + \frac{C}{2} \cdot T_R = \frac{SL \cdot \text{profundidad POZO}}{0,90} \cdot g$$

La igualdad debe cumplirse con un margen de error del 2%.

EJEMPLO:

Determinar la potencia en kw de un motor de c.a. para una polea Koepe con dos skips de 4,536 t de capacidad cada uno equilibrados en un pozo de 304,8 m de profundidad. Se tiene la siguiente información adicional:

- La máquina es de 4 cables de 2,54 cm de diámetro cada uno y 2,6786 kg/m

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 4 DISEÑO DE LA MAQUINARIA DE EXTRACCIÓN	
		Pág.: 53	

- Velocidad del cable $V = 6,096 \text{ m/s}$
- Diámetro de la polea $D = 3,048 \text{ m}$
- Peso skip/ peso carga = 1,2
- Ciclo de trabajo: $T_a = 10 \text{ s}$
 - $T_{FS} = 39,75 \text{ s}$
 - $T_R = 8 \text{ s}$
 - $T_P = 10 \text{ s}$

La potencia del motor de corriente alterna será:

RMS kw =

$$\sqrt{\frac{485,53^2 \cdot 10 + 302,44^2 \cdot 39,75 + 72,33^2 \cdot 8}{0,5 \cdot 10 + 39,75 + 0,5 \cdot 8 + 0,25 \cdot 10}} = 343,16 \text{ kw.}$$

El cálculo es el siguiente:

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a}$$

$$TSL = EEW + SL + 2SW + R = 16783 + 4536 + 4536 \cdot 1,2 \cdot 2 + 304,8 \text{ m} \cdot 2,6786 \text{ kg/m} \cdot 2 \cdot 4 \text{ cables} = 38737 \text{ kg}$$

$$HP_1 = \frac{38,737 \cdot 6,096^2}{10} = 144 \text{ kw}$$

$$HP_2 = \frac{-38,737 \cdot 6,096^2}{8} = -180 \text{ kw}$$

$$HP_3 = 4,536 \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 271,3 \text{ kw}$$

$$HP_4 = 271,3 \cdot 0,111 = 30,14 \text{ kw}$$

$$A = HP_3 + HP_4 + HP_1 = 271,3 + 30,14 + 144 = 445,44 \text{ kw}$$

$$B = HP_3 + HP_4 = 271,3 + 30,14 = 302,44 \text{ kw}$$

$$C = HP_3 + HP_4 + HP_2 = 302,44 + (-180) = 122,44 \text{ kw}$$

$$HP_5 = \frac{0,75A \cdot 1,2}{T_a} = \frac{0,75 \cdot 445,44 \cdot 1,2}{10} = 40,09 \text{ kw}$$

$$HP_6 = \frac{-0,75 \cdot 445,44 \cdot 1,2}{8} = -50,11 \text{ kw}$$

$$D = A + HP_5 = 445,44 + 40,09 = 485,53 \text{ kw}$$

$$E = C + HP_6 = 122,44 + (-50,11) = 72,33 \text{ kw}$$

Prueba:

$$\frac{445,44}{2} \cdot 10 + 302,44 \cdot 39,75 + \frac{122,44}{2} \cdot 8 = \frac{4,536 \cdot 304,8 \cdot 9,81}{0,90}$$

y se obtiene 14739 y 15070, es decir una diferencia del 2% aproximadamente.

DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES



OBJETIVOS DEL TEMA

- Comprender los pasos básicos a seguir en el diseño de la infraestructura.
- Comprender la influencia en el diseño de la garantía de seguridad.
- Entender como se distribuyen en el diseño los elementos de infraestructura.
- Comprender como se enfoca el criterio general de avance en la construcción de infraestructura.
- Conocer los métodos convencionales de perforación de labores verticales.
- Conocer el sistema Alimak.
- Conocer el sistema Raise Boring.
- Conocer los criterios de cálculo.



1. LABORES HORIZONTALES (GALERÍAS, TRANSVERSALES, GUÍAS Y OTRAS LABORES HORIZONTALES)

El diseño de la infraestructura se inicia determinando la sección de la galería, transversal, rampa o plano inclinado. Los hastiales estarán distanciados lo mínimo necesario para el paso seguro de los equipos de mayor tamaño, previendo espacio suficiente o adicional para las vías y el balasto, la cuneta, las conducciones eléctricas, de agua, de aire comprimido y la tubería de ventilación. Además debe haber espacio suficiente para el paso de los trabajadores. Muchas de estas dimensiones se especifican en la Reglamentación vigente del lugar. Recientemente la sección de estas labores de infraestructura se ha ido incrementando debido al cada vez mayor tamaño de los equipos utilizados. En grandes minas se nota una tendencia a sustituir los camiones de interior articulados de descarga horizontal (tipo Wagner) y de velocidad lenta por camiones volquete de tipo estándar de exterior para carretera reforzados y de alta velocidad, así como las LHD por palas cargadoras frontales con gran éxito. Al cabo de 2 ó 3 años estos equipos se venden en el mercado secundario y se renuevan para la mina. El coste de inversión resulta

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 5 DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES	Pág.: 55

muy inferior.

La tubería de ventilación y los conductos de insumos se llevan por el lado de la cuneta, para ahorrar espacio y librarlos de golpes y choques.

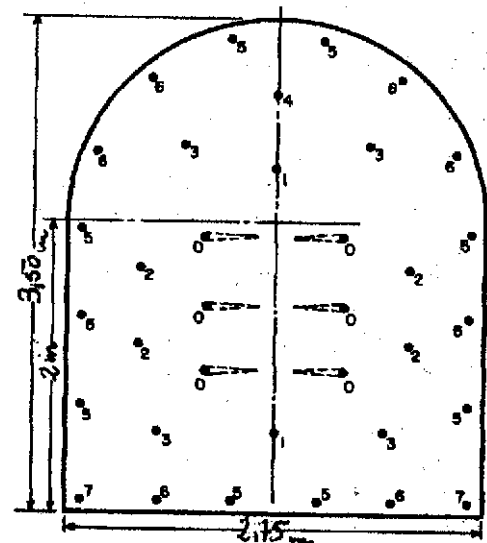
Se utilizan dos sistemas para la realización de estas labores: 1) perforación y voladura, y 2) sistemas mecánicos mediante minadores continuos y tuneladoras (Tunnel Boring Machine, TBM). El método de perforación y voladura es el más común, se puede realizar con personal propio, es mucho flexible y es poco sensible a los cambios de litología. La sección de una labor se puede cambiar en la siguiente perforación o gradualmente de acuerdo con las necesidades de intersecciones y cruces de galerías y el explosivo sigue siendo el instrumento de excavación más eficiente desde el punto de vista del coste y de la utilización eficiente de la energía. La ventaja de las tuneladoras y de los minadores continuos es que dejan los paramentos de las galerías y en particular el techo en mucho mejores condiciones que el explosivo. Sin embargo en cuencas carboníferas las tuneladoras pueden propiciar incendios en las capas de carbón que atraviesan debido al intenso calor que generan en el frente de corte. El método de perforación y voladura se realiza con los equipos habituales de la mina y en cambio la instalación de una tuneladora es muy costosa y difícil de operar.

Ahora bien, cuando se trata de hacer la preparación de una mina nueva que exige la realización de muchas labores en estéril y al mismo tiempo labores preparatorias en mineral, es habitual contratar las labores en estéril con contratistas especializados, y realizar las labores en mineral con personal propio ya que se trata de labores productivas, que además coge la experiencia adecuada al tipo específico de yacimiento en cuestión.

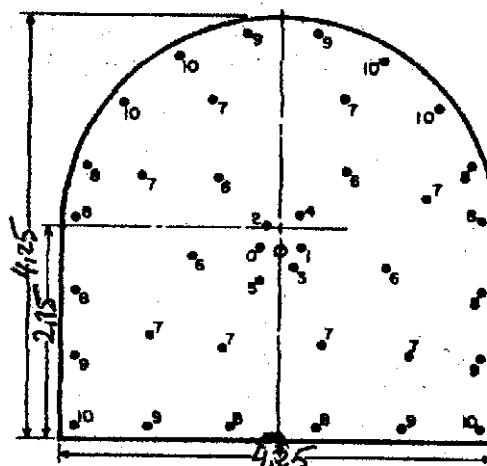
Las galerías pueden dividirse en tres tipos de acuerdo con J.D. Jacobs según su tamaño:

1. Pequeñas: menores de 9 m^2 de sección. Las menores no pueden ser inferiores a 2 m de ancho y 2,5 m de alto; si fuesen menores la circulación de personas y equipos se hace difícil, y no se pueden usar equipos mecánicos.
2. Medias: entre 9 y 24 m^2 de sección. Este rango de tamaño cubre las necesidades de la mayor parte de las minas de interior.
3. Grandes: entre 24 y 40 m^2 de sección. Estas secciones se requieren cuando el transporte

de interior se realiza por ferrocarril de ancho de vía de superficie o con grandes camiones de neumáticos.

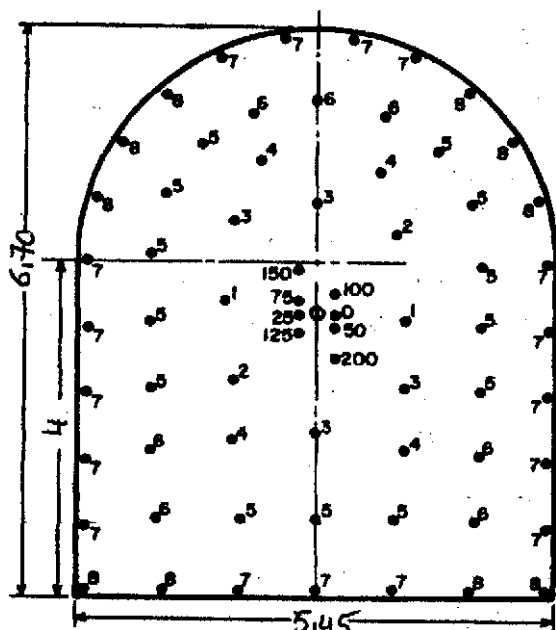


Esquema de perforación para galerías de pequeña sección: $8,40 \text{ m}^2$



Esquema de perforación para galerías de sección media: $16,06 \text{ m}^2$

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 5 DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES	
		Pág.: 56	



Esquema de perforación para galerías de sección grande: 33,25 m²

La perforación y voladura se hacen con los medios habituales que se explican en otra parte del laboreo de minas. A título de ejemplo se muestra a continuación tres esquemas de perforación para cada una de las categorías definidas:

El desescombro (mucking) después de la voladura se realiza con medios mecánicos. La pala de mano solo se emplea en pequeñas operaciones tales como desescombro de cunetas o en situaciones en las que no es posible el acceso de medios mecánicos. En el diseño y planificación de una excavación subterránea es importante escoger la pala adecuada, siempre la mayor posible, que pueda trabajar en un área determinada con el espacio suficiente. El camión de transporte debe ser el adecuado a la cargadora en dimensiones y en capacidad de carga. Si la cargadora usada fuese una LHD cumplirá también la función de transporte. Para evitar el polvo se riega con agua y se lleva la tubería de ventilación al frente.

A medida que la galería va desarrollándose se fortifica en los tramos en que sea necesario mediante los sistemas habituales: bulonado, cuadros metálicos, gunitado, cementado, etc.

Asimismo se estimarán los costes de ejecución.

2. LABORES VERTICALES (CHIMENEAS, PIQUERAS Y DEMÁS LABORES VERTICALES)



2.1. MÉTODOS CONVENCIONALES

El uso de métodos convencionales para la realización de labores verticales ha descendido en los últimos años pero todavía se usan profusamente en minería subterránea, sobre todo en chimeneas cortas, menores de 25 a 30 m. Para alturas superiores la tendencia es a utilizar sondeos de gran diámetro. Las labores verticales se emplean para el paso de hombres, de equipos y suministros, para la bajada de mineral o de estériles y rellenos y para ventilación.

En el método convencional, el tipo de andamiaje o sostenimiento utilizado depende de la sección y pendiente de la chimenea. Si la pendiente es menor de 40° se necesita poca madera para la protección de las personas aunque el uso de mampostas horizontales ayuda a desplazarse y a apoyar las columnas de los martillos perforadores. En chimeneas verticales o muy pendientes se requiere un andamiaje adecuado incluso cuando la roca se sostiene muy bien. Las mampostas se cortan a la distancia entre hastiales y se calzan con cuñas, mediante el hacho o maza.

La forma más simple de poner la madera es en una fila en cada extremo de los hastiales. El forro de tabla horizontal sirve de plataforma para apoyar la columna del martillo perforador y se mueve después de cada disparo. Un método similar consiste, en vez de utilizar mampostas, en perforar sendos barrenos cortos en los extremos opuestos de los dos hastiales, introduciendo en los cuatro barrenos un trozo de barrena gastada previamente cortada y se ponen dos tubos de tubería metálica encajados en los trozos de barrena; las tablas de la plataforma se colocan sobre ellos.

La chimenea de dos compartimentos se sube con andamiaje de mampostas o fortificación del compartimento de la escala. Las mampostas se colocan a pares a intervalos de 1 m o más, una en un hastial de la chimenea y la otra hacia el medio. El hueco entre mampostas se forra con tabla para separar el paso de hombre del hueco de paso de escombro. Se dejan plataformas y la escala se pone alternada por mayor seguridad. Se hacen recortes o nichos en el paso de hombre para almacenar suministros. El hueco de paso de escombro está lleno y solo se extrae por la parte inferior lo necesario para dejar espacio arriba suficiente para trabajar. En este

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI MM	CAPÍTULO 5 DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES	
		Pág.: 57	

sentido funciona como el método de cámaras almacén.

La figura siguiente muestra una chimenea con el compartimento de personal fortificado, en el que se coloca un techo de tabla en el paso de hombre para el disparo de la pega. Este tipo de chimenea se realiza cuando el terreno necesita sostenimiento y hay que mantener expedita la comunicación entre labores. Después de ventilar los humos del disparo, los mineros suben y van quitando tabla por tabla del techo del compartimento de subida echando el escombro volado de cada tabla al compartimento del escombro y a continuación se prepara la siguiente perforación.

Este tipo de labor vertical puede extenderse a tres compartimentos de modo que el central es para paso de hombre y los laterales para desescombro.

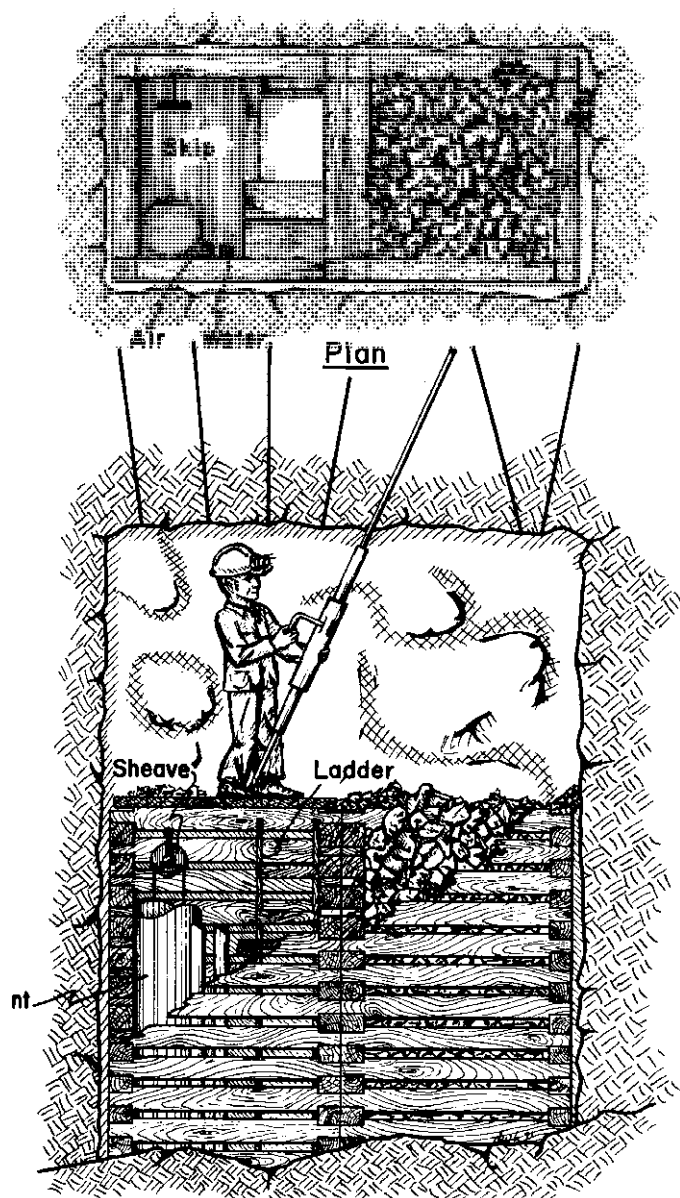
2.2. SISTEMA ALIMAK

El sistema Alimak es un método semi-mecanizado de ascensión de chimeneas que ha tenido éxito para roca dura y chimeneas largas. La inversión en equipos es elevada aunque pueden ser reutilizados numerosas veces. La figura siguiente muestra un sistema Alimak.



Alimak en operación

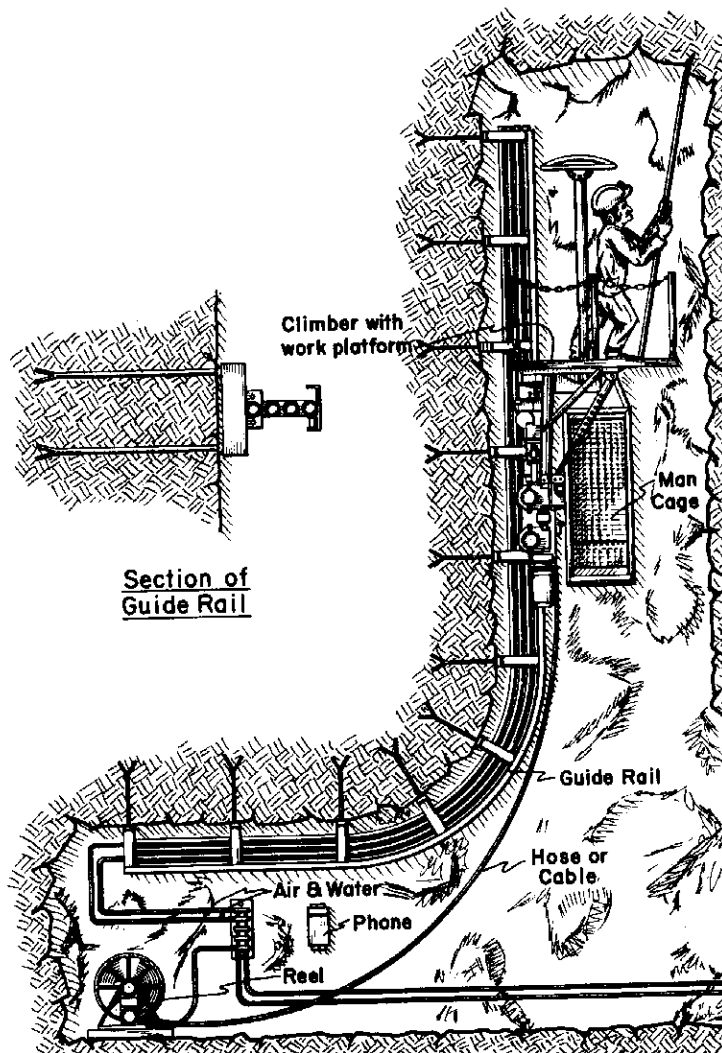
2.3. MÉTODO MECANIZADO POR “RAISE BORING”



Los sistemas más modernos para desarrollar labores verticales utilizan técnicas de sondeo. La sonda deja secciones circulares con buenos paramentos muy aptas para la eficiencia del paso del escombro y para la ventilación por su baja resistencia. Las labores realizadas por este método pueden tener pendientes de hasta 30° con la vertical, diámetros de hasta 2m y longitudes de casi 300m. La máquina realiza en primer lugar un sondeo de 225 a 250 mm de diámetro y a continuación se realiza la sección definitiva en ascendente. Con grandes máquinas de este tipo se realizan pozos de extracción.

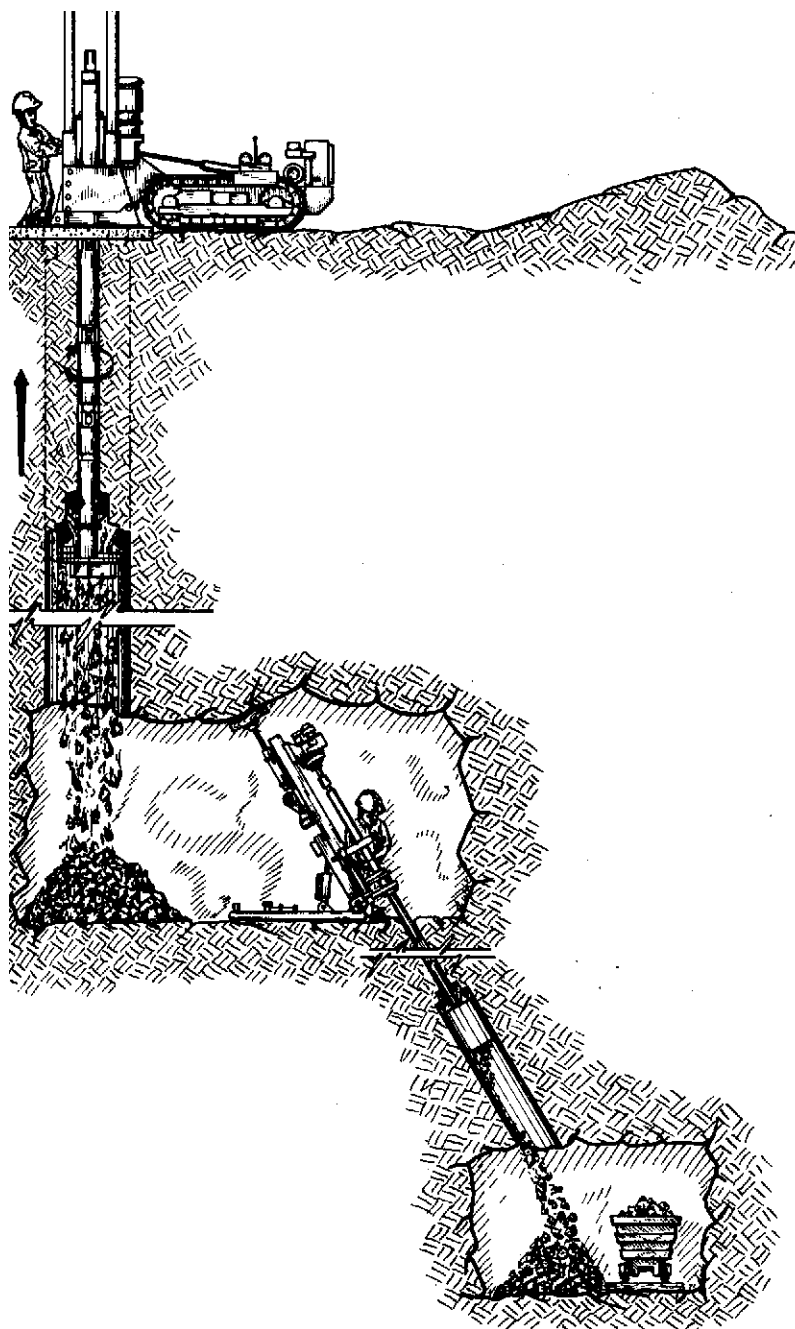


Chimenea de dos compartimentos en ejecución

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 5 DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES	Pág.: 58



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 5 DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES	Pág.: 59





Realización de chimeneas por sondeos

Las labores para paso de mineral pueden ser verticales, aunque muchos operadores mineros las prefieren de 70° o más aunque no del todo verticales. Las chimeneas verticales trabajan llenas de escombro a modo de cámara almacén y las inclinadas a 55° trabajan vacías. Por debajo de 50° el mineral no correrá adecuadamente.

La razón de la disparidad de criterio radica en el tipo de cuelgues que se producen en los conductos verticales. Los minerales con pocos finos y trozos gruesos tienden a producir cuelgues porque los

bloques encajan entre ellos produciendo un efecto arco mientras que minerales con muchos finos forman cuelgues por cohesión de los finos. Los cuelgues de gruesos se producen en pendientes mayores de 60° , mientras que los de finos se evitan en pendientes casi verticales. Un buen compromiso es acudir a pendientes de unos 70° para evitar ambos tipos de cuelgues.

La sección de los conductos verticales de mineral se suele definir basándose en la experiencia de la mina. En un nuevo proyecto se acude a lo que hacen otras

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 5 DISEÑO DE LABORES HORIZONTALES Y VERTICALES	Pág.: 60

minas similares si existen o a métodos empíricos.

Un método empírico es el checoslovaco:

La dimensión de la chimenea de paso de mineral se obtiene con las siguientes fórmulas

Sección cuadrada de lado L:

$$L = 4,6\sqrt{d^2 k}$$

Sección rectangular de lado mayor W:

$$W = 4,6\sqrt{d^2 k}$$

Sección circular de diámetro D:

$$D = 5,2\sqrt{d^2 k}$$

dónde

d = mayor dimensión del tamaño máximo en el conducto

k = una constante de un ábaco que para voladuras típicas de rocas en minas toma los siguientes valores:

k = 0,6 para un contenido de finos igual a 0%

k = 1,0 para un contenido de finos igual a 5%

k = 1,4 para un contenido de finos igual a 10%

Se consideran finos todos aquellos materiales menores de 200 mallas.

Ejemplo:

Hallar la sección de una chimenea para el mineral que pasa por una rejilla con paso de 400 x 450 mm y con un contenido en finos del 2,5%.

Solución:

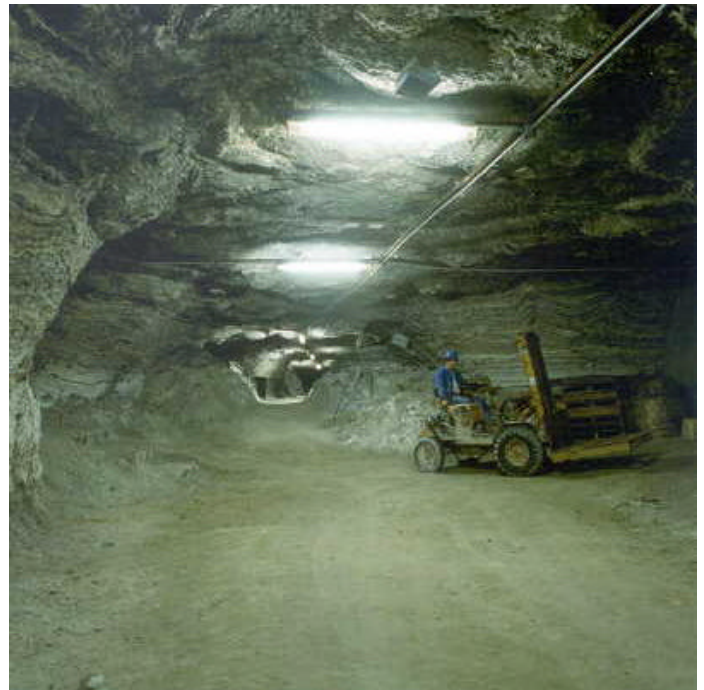
$$L = 4,6\sqrt{0,450^2 \cdot 0,8} = 1,85 \text{ m}$$

En este caso valdrá una chimenea de 1,80 x 1,80 m.

DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES



OBJETIVOS DEL TEMA

- Conocer el concepto de método de cámaras y pilares.
- Comprender como se enfocan una explotaciones u otras en función de las sustancias a explotar y las características de la roca.
- Comprender como se enfoca la explotación de cámaras en el caso de roca dura.
- Conocer cómo se enfoca la explotación cuando se trata de minería de roca blanda.
- Conocer los criterios de diseño cuando las cámaras son horizontales.
- Conocer los criterios de diseño cuando el piso de la cámara es inclinado.
- Comprender los criterios de diseño cuando se debe acudir a pisos escalonados.
- Conocer los criterios para el diseño de los pilares.
- Conocer cómo determinar la carga de un pilar.
- Conocer la secuencia de diseño.
- Conocer cómo se diseñan los pilares barrera.



1. MINERALES DUROS

La minería de cámaras y pilares se realiza en secciones, paneles ó cuarteles que habitualmente son rectangulares y regulares en plano. Es importante diferenciar entre la minería en carbón y en minerales duros. En la minería de minerales duros de yacimientos horizontales este método es similar al de cámaras y pilares irregulares. En estos casos la distribución de leyes en el cuerpo mineralizado es el principal requisito de diseño de la explotación, y el control del terreno y la ventilación son criterios secundarios. Esto conduce a una distribución adecuada de los pilares con dimensión irregular que se adaptan y sitúan en las zonas marginales ó estériles.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	
		Pág.: 62	



En las minas de carbón la ventilación y el control del terreno son factores principales de diseño y por lo tanto se requiere un diseño cuidadoso de los cuarteles a explotar por cámaras y pilares, aislándolos del resto de la mina y con un adecuado diseño de la ventilación. También puede requerirse planes para la explotación en retirada de los pilares por hundimiento.



La minería de cámaras y pilares en rocas y minerales duros es pues un método de explotación de apertura de cámaras con un ángulo pequeño con respecto a la horizontal que excava huecos y deja pilares distribuidos aleatoriamente en los yacimientos en los que la ley es variable. En los que la ley es constante o varía poco, la disposición y sección de los pilares es regular y uniforme.

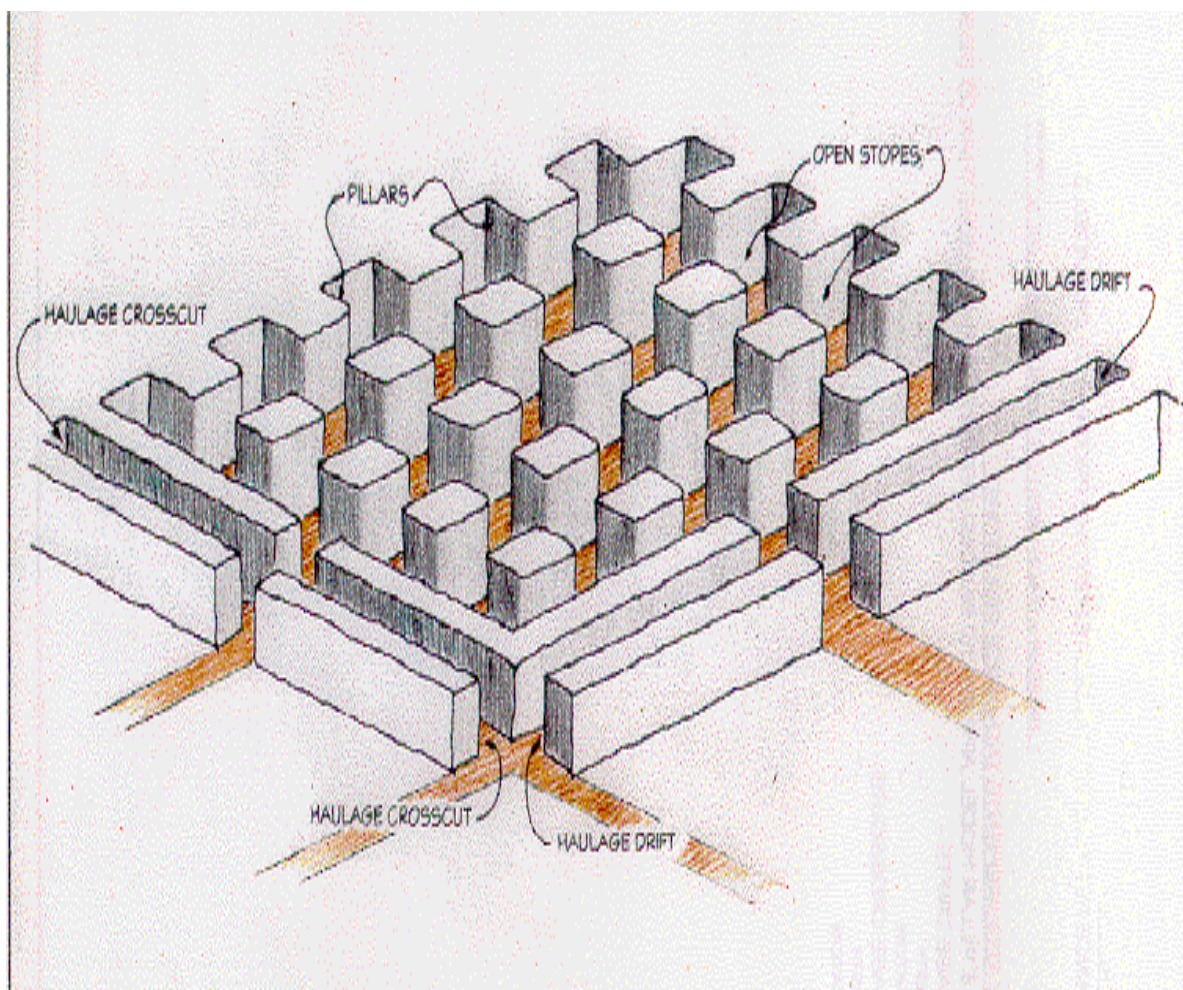
Este método difiere de los demás en que la utilización de la gravedad en el flujo del mineral es muy limitada, y el mineral debe ser cargado en la excavación en la que ha sido arrancado y transportado desde ese punto. En las grandes operaciones esto incluye el uso de cargadoras, camiones, LHD (Load-Haul-Dump), aunque también puede usarse raspas o Scrapers.

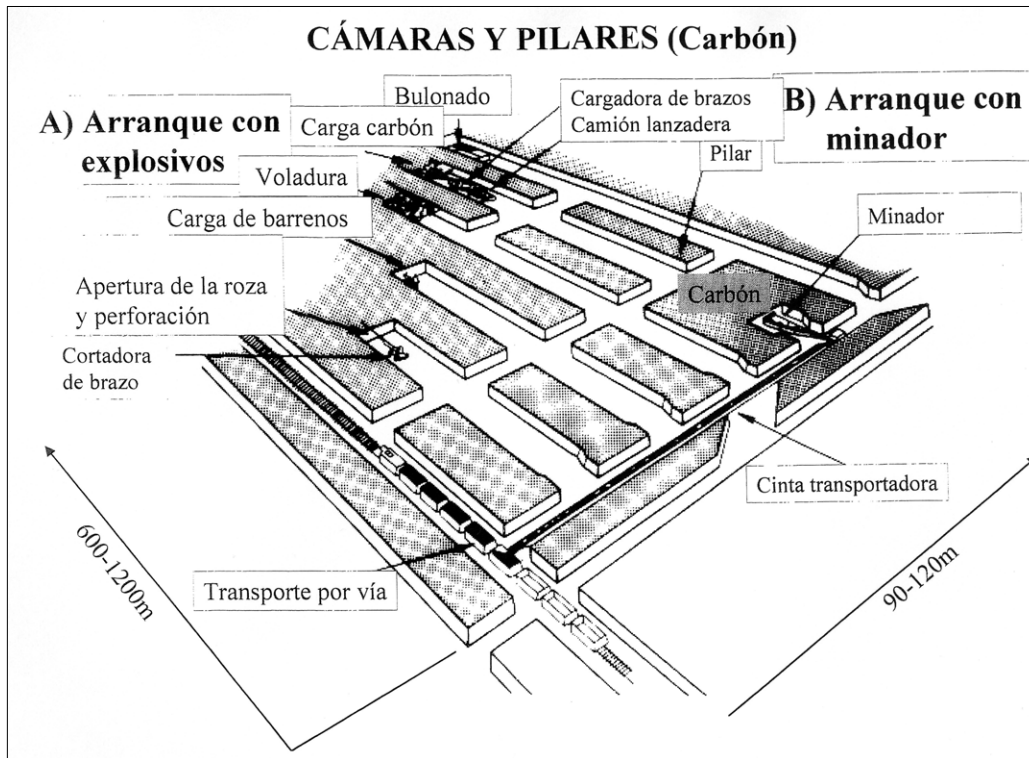
2. MINERALES BLANDOS

La unidad básica en la minería por cámaras y pilares en minerales blandos (carbón, potasa y sales sódicas) es el panel ó cuartel que define el área de la mina que debe ser minada y ventilada. Una vez preparado el cuartel par obtener una ventilación eficaz mediante las guías perimetrales necesarias se realiza el arranque en avance de las cámaras dejando pilares regulares previamente diseñados. Terminada la explotación de las cámaras pueden explotarse en retirada los pilares si las condiciones lo permiten. La explotación de las cámaras y de los pilares pueden combinarse e incluso simultanearse de diferentes maneras dando lugar a variantes del método.

Cualquiera que sea el sistema habrá de cuidarse en extremo la ventilación instalando drenajes de gas en las labores hundidas mientras sus proximidades no sean abandonadas definitivamente. Para el arranque de estos minerales cuando existe grisú (carbón, potasa), se utilizan minadores continuos ya que el arranque con explosivos, en este caso, puede ser extremadamente peligroso.

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	Pág.: 63



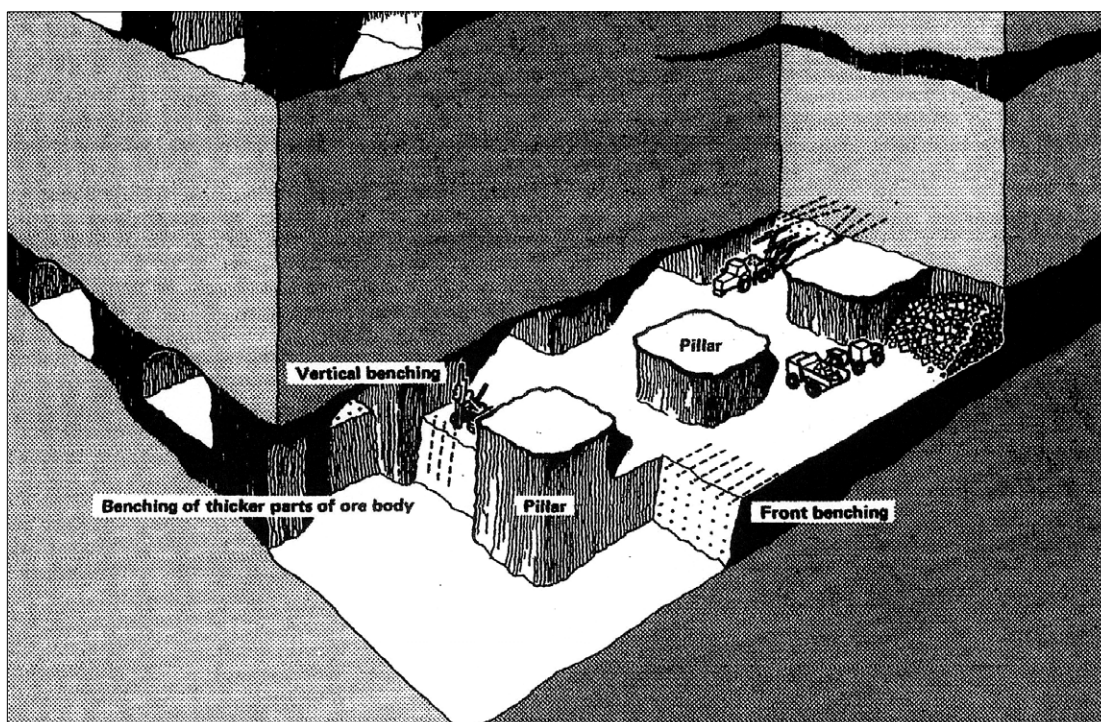


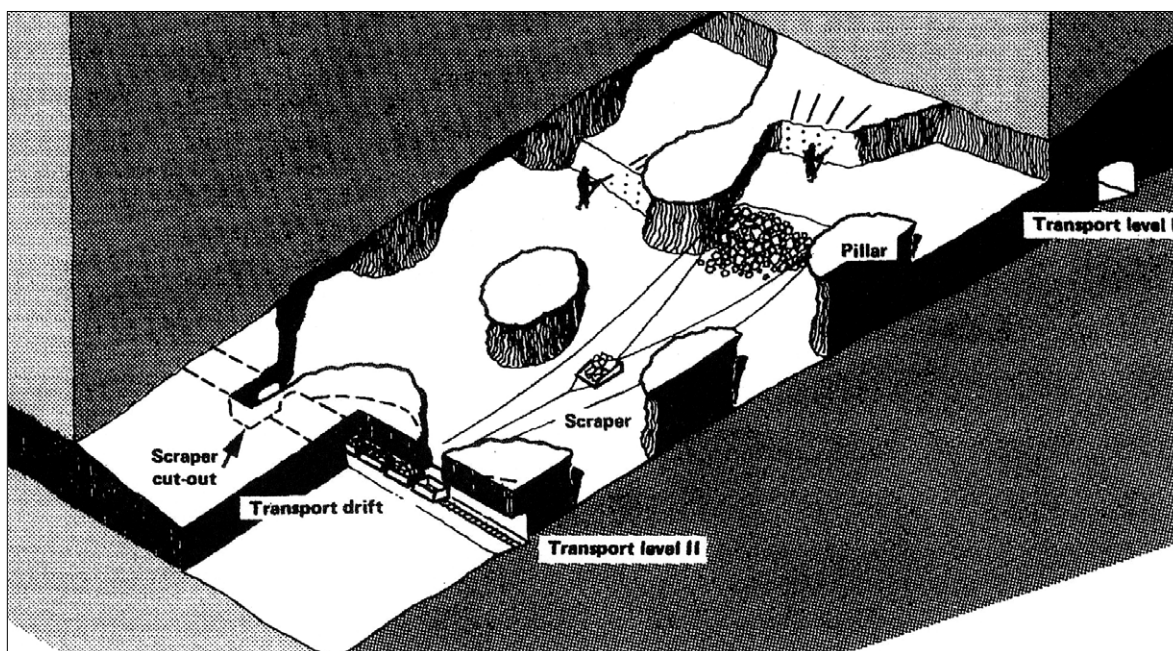
2.1. CÁMARAS Y PILARES (PISO HORIZONTAL)

- Tajos ya explotados sirven como vías de transporte
- Perforación con jumbo o jumbo y carro
- Carga y transporte con LHD o LHD y camión

2.2. CÁMARAS Y PILARES (PISO INCLINADO)

- Difícil Mecanización
- Perforación Manual (martillo de mano y columna neumática)
- Carga y Arrastre con scraper o raspa (cuchara de arrastre)

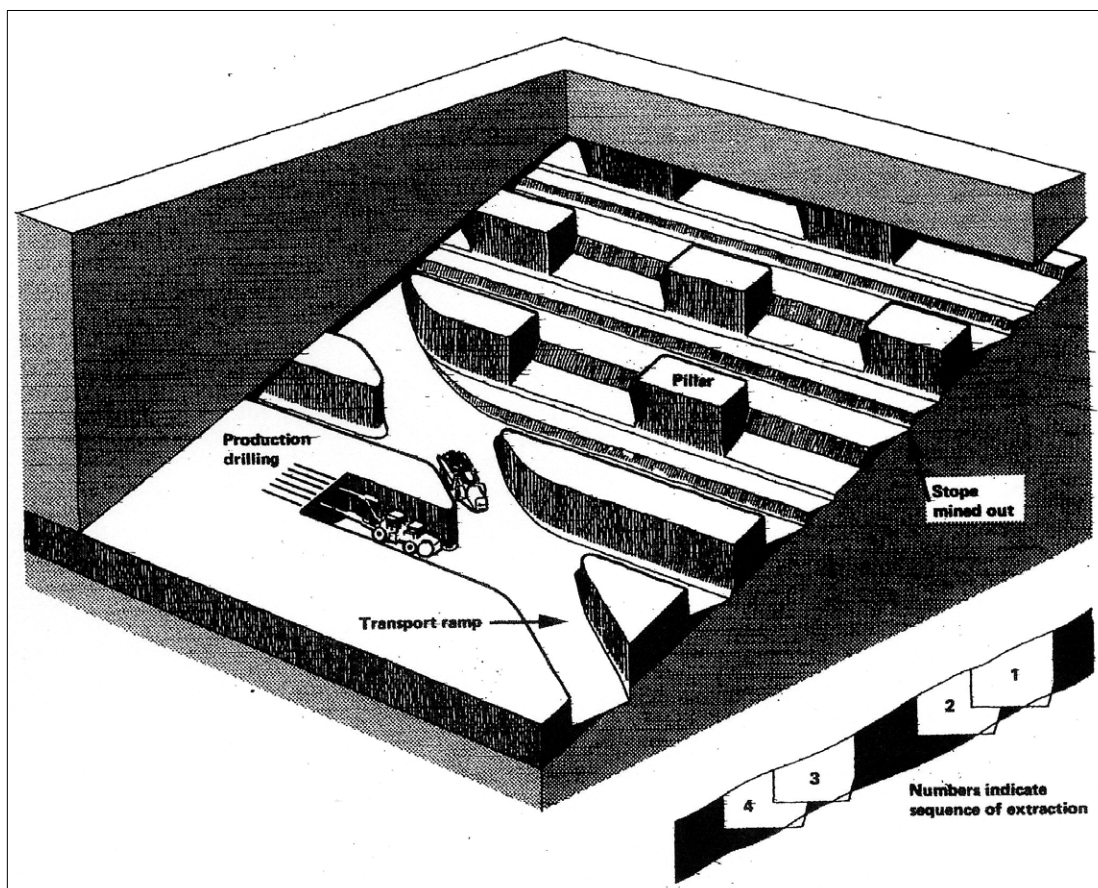






- Transporte sobre vía por galería inferior de transporte.

2.3. CÁMARAS Y PILARES (PISO ESCALONADO PARA DEPÓSITOS INCLINADOS)

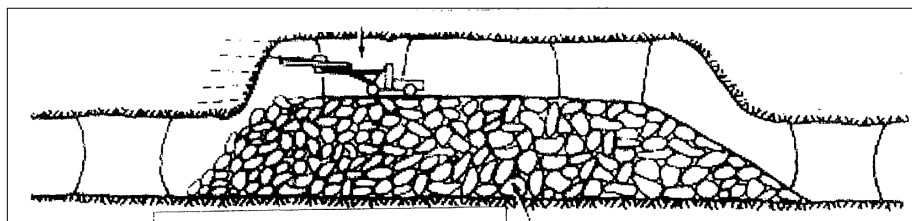
- Galerías de acceso orientadas según pendientes asequibles a los equipos sobre



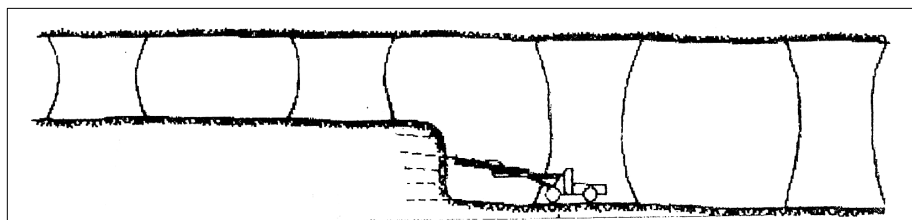
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	
		Pág.: 66	

neumáticos

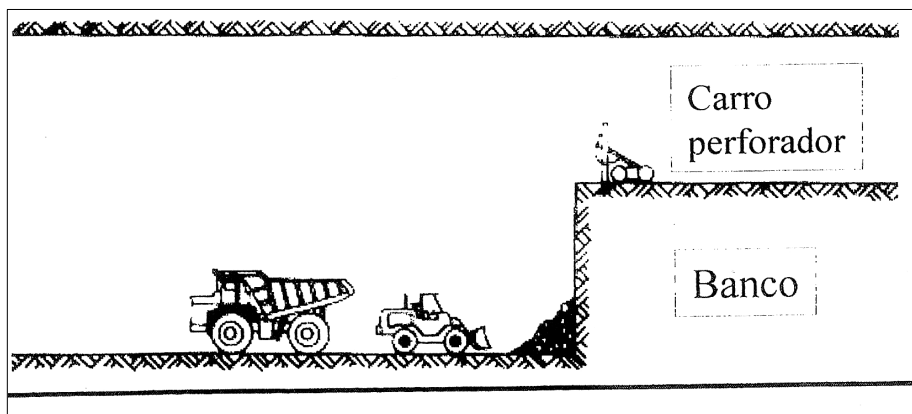
- Perforación con jumbo
- Carga y transporte con LHD o LHD y camión



Apertura a muro (realce horizontal). Jumbo sobre ruedas o perforación manual.



Apertura a techo. Banqueo horizontal. Jumbo sobre ruedas.





Apertura a techo. Banqueo horizontal. Jumbo sobre ruedas.

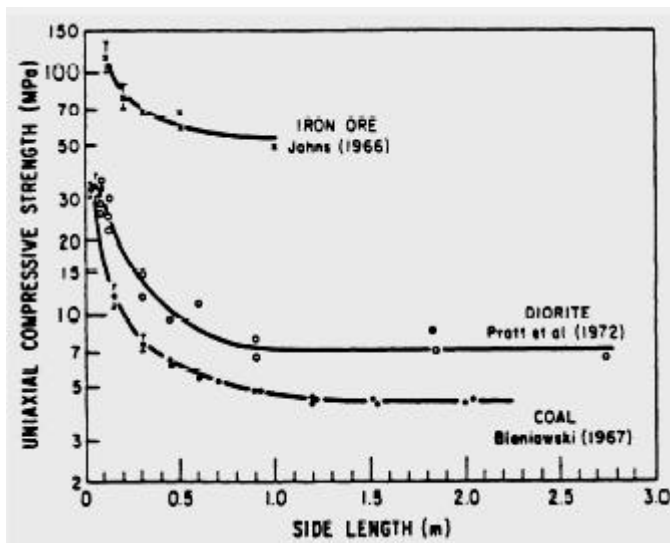
3. CRITERIOS DE DISEÑO DE LOS PILARES

Como estos métodos se caracterizan por la necesidad de dejar pilares que sostienen el techo, el objeto principal del diseño es, en estos casos, el cálculo de las dimensiones de los pilares para tener un determinado coeficiente de seguridad, y comprobar la tasa de recuperación del yacimiento en las condiciones establecidas.

Los resultados experimentales de ensayos de compresión uniaxiales realizados en rocas y carbones muestran que existe un efecto de reducción de la tensión de rotura cuando se incrementa el tamaño de la probeta. Bieniawski introdujo en 1968 el concepto de tensión del tamaño crítico. Se define éste como aquel tamaño de probeta en el que un incremento continuado del ancho de la probeta o del pilar no produce una disminución significativa de la tensión en el pilar. La inmediata conclusión del concepto de tamaño crítico es que el valor de la tensión del tamaño crítico es directamente aplicable al tamaño real de los pilares. Para carbón, Bieniawski halló en 1968 que el tamaño crítico es 1,5 m en pilares cúbicos de sección cuadrada y Pariseau y Hustrulid han

demostrado que a efectos de diseño de los pilares puede tomarse 0,9144 m (36 in x 0,0254 m/in) como tamaño crítico. Ver la figura siguiente para diferentes materiales.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	
		Pág.: 67	



El efecto tamaño caracteriza la diferencia entre la tensión de la probeta de laboratorio de pequeño tamaño y el tamaño de los pilares reales de la mina.

El problema que se plantea habitualmente es el de calcular la tensión de rotura S_p de los pilares y sus dimensiones conociendo solamente la resistencia a la rotura por compresión S_c de las probetas de laboratorio hechas con el mismo material que el de los pilares

Si llamamos S_1 a la tensión uniaxial vertical de un pilar cúbico de altura h se tiene de acuerdo con las experiencias realizadas (Hustrulid, 1976):

$$S_1 = \frac{k}{\sqrt{h}} \quad \text{si } h < 0,9441 \text{ m} \quad \text{y}$$

$$S_1 = \frac{k}{\sqrt{0,9144}} \quad \text{si}$$

$h > 0,9441 \text{ m}$ para pilares cúbicos.

La constante k se determina en función del material del pilar y se obtiene de acuerdo con la igualdad:

$k = S_c \sqrt{D}$, donde S_c es el esfuerzo de rotura a compresión uniaxial de la probeta de diámetro o con el lado del cubo D en mm



ensayada en el laboratorio. Debe notarse que aunque existe una diferencia en los resultados de laboratorio entre las probetas cilíndricas y cúbicas, no son significativas para la práctica del diseño de los pilares siempre que D esté comprendido entre 50 y 100 mm.

A partir de resultados experimentales se han establecido diversas fórmulas que relacionan la resistencia de los pilares S_p con el ancho w y la altura h del pilar en función de S_1 (que es la tensión de un pilar de tamaño crítico o superior) aunque la que aquí usaremos es la de Bieniowski:

$$S_p = S_1 \left(0,64 + 0,36 \frac{w}{h} \right)$$

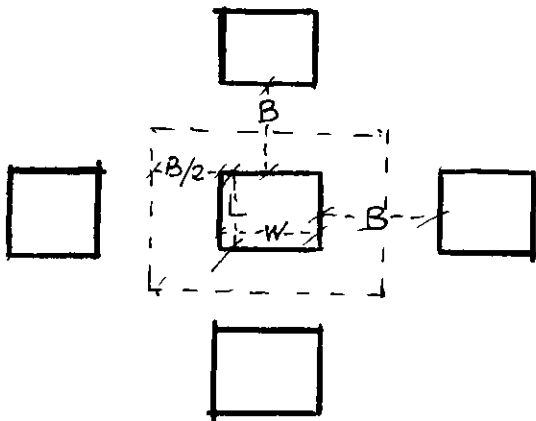
Esta fórmula es realista hasta valores de $w/h = 10$, y a partir de ahí proporciona valores demasiado conservadores. Como esta fórmula es aplicable a cualquier pilar con un valor de S_1 que caracterice la tensión in situ de la roca se toma un factor de seguridad F de 2 para el diseño de los pilares si estos han de permanecer un largo plazo y 1,5 para pilares de corto plazo. Estas recomendaciones se tomarán con cautela y en todo caso se tendrá en cuenta la experiencia previa de la mina en cuestión.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	
		Pág.: 68	

4. DETERMINACIÓN DE LA CARGA DEL PILAR

Para determinar la carga que ha de soportar un pilar la aproximación mas simple es la del área atribuida que incluye un importante número de simplificaciones. En esta teoría se supone que el pilar aguanta un peso igual al de la columna de la sección del pilar hasta la superficie más la columna del hueco atribuible al pilar.



Sean:

S_p : la tensión del pilar (kPa)
 H : profundidad (m) de la capa de mineral
 W : ancho del pilar (m)
 L : longitud del pilar (m)
 B : ancho del hueco (m)

La carga del pilar se puede calcular mediante la expresión:

$$S_p = g \cdot H \cdot \frac{(w + B)(L + B)}{w \cdot L}, \text{ donde}$$

g es la densidad de la roca de cobertera hasta la superficie
 g es la aceleración de la gravedad $9,81 \text{ m/s}^2$.

Si consideramos que la densidad media de las rocas de cobertera es 2,5 tenemos

$$S_p = 24,525 \cdot H \cdot \frac{(w + B)(L + B)}{w \cdot L} \text{ (kPa)}$$

Para pilares de sección cuadrada, cuando $w = L$

$$S_p = 24,525 \cdot H \cdot \frac{(w + B)^2}{w^2}$$

Si llamamos e al factor de recuperación del mineral la parte minada es

$$2\left(\frac{B}{2} + w + \frac{B}{2}\right) \frac{B}{2} + 2 \frac{B}{2} L = B^2 + B \cdot L + B \cdot w$$

La superficie total atribuida es

$$\left(\frac{B}{2} + w + \frac{B}{2}\right) \left(\frac{B}{2} + L + \frac{B}{2}\right) = (B + w)(B + L)$$

y entonces tenemos para e

$$e = \frac{B^2 + BL + Bw}{(B + L)(B + w)} = \frac{B^2 + BL + Bw + wL - wL}{(B + L)(B + w)} = \frac{(B + L)(B + w) - wL}{(B + L)(B + w)}$$

$$e = 1 - \frac{wL}{(B + L)(B + w)} \text{ de donde si } g = 2,5 \text{ se tiene}$$

$$S_p = 24,525 \frac{H}{1 - e} \text{ (kPa)}$$

5. SECUENCIA DE DISEÑO



Se trata de calcular el factor de seguridad F de los pilares en función de los parámetros geométricos de las cámaras y de los pilares y ver si los valores obtenidos están entre 1,5 y 2 como se ha indicado anteriormente.

$$F = \frac{S_p}{S_c} = 1,5 \text{ a } 2$$

Se siguen los siguientes pasos:

1. Se tabula el esfuerzo de compresión uniaxial S_c en función del diámetro D de la probeta ó del lado del cubo-probeta (se suelen tomar probetas de 50 mm de lado).

2. Se determina el valor de k para los pilares en cuestión

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	Pág.: 69

$$k = s_c \sqrt{D}$$

3. Se calcula s_p mediante la fórmula de Bieniawski

$$s_p = s_1 \left(0,64 + 0,36 \frac{w}{h} \right), \text{ donde}$$

$$s_1 = \frac{k}{\sqrt{0,9144}} \text{ y } h \text{ es conocido por ser la potencia de la capa}$$

4. Se selecciona el ancho B de cámara

5. Se calcula la carga S_p del pilar

$$S_p = 24,525 H \frac{(w+B)(L+B)}{wL}, \text{ donde } S_p \text{ es la}$$

tensión del pilar en kPa, H es la profundidad por debajo de la superficie en m, w es el ancho de los pilares en m, L es el largo de los pilares en m,

6. Se selecciona el factor de seguridad, entre 1,5 y 2, se hace $s_p/F = S_p$ y se resuelve para el ancho w del pilar, suponiendo que L/w varía entre 1 y 1,5.

7. Por cuestiones económicas y de recuperación se comprueba la tasa de extracción e para ver si da un valor aceptable

$$e = 1 - \left(\frac{w}{w+B} \right) \left(\frac{L}{L+B} \right)$$

8. Si la tasa e de extracción no es aceptable (menor del 50%) y se necesita incrementarla disminuyendo el ancho w de los pilares, se selecciona en el paso 7 un nuevo ancho w y un nuevo largo L que den una tasa e de extracción aceptable y se calcula si estos valores son aceptables desde el punto de vista de la estabilidad de la mina. Para ello se calcula el factor de seguridad,

$$F = \frac{s_p}{S_p},$$

Dónde s_p es la tensión del pilar del paso 3 y S_p es la carga del pilar del paso 5. El factor de seguridad estará entre 1,5 para los pilares de corta duración y 2 para pilares de larga duración o que hallan de ser recuperados.

9. Se harán las consideraciones ingenieriles adecuadas mediante la aplicación de los conocimientos mineros y geológicos necesarios para establecer una adecuada planificación minera.

EJEMPLO 1

Comprobar una operación minera de carbón existente y mejorar su tasa de recuperación. 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	L/w = 1,33

De los ensayos de laboratorio con probetas de 54 mm de diámetro se ha hallado

$$s_c = 26352 \text{ (kPa)}$$

Solución: Hallamos en primer lugar $k = s_c \sqrt{D} = 26352 \cdot \sqrt{0,054} = 6124$.

$$\text{A partir de } k \text{ hallamos } s_1 = \frac{k}{\sqrt{0,9144}} = \frac{6124}{\sqrt{0,9144}} =$$

6404 kPa

A continuación hallamos

$$s_p = s_1 \left(0,64 + 0,36 \frac{w}{h} \right) = 6404 \left(0,64 + 0,36 \frac{18,3}{2,1} \right) =$$

24189 kPa

A su vez

$$S_p = 24,525 H \frac{(w+B)(L+B)}{wL} = 24,525 \cdot 152 \cdot \frac{(18,3+5,5)(24,4+5,5)}{18,3 \cdot 24,5} = 5917 \text{ kPa}$$

Ahora determinamos el factor de seguridad

$$F = \frac{s_p}{S_p} = \frac{24189}{5917} = 4, \text{ se ve que este factor de}$$



seguridad es muy elevado (mayor de 2) y en consecuencia la operación no es muy eficiente desde el punto de vista de la recuperación de las reservas. Además $w/h = 8,7$ lo cual parece excesivo como se hace evidente al calcular el factor de recuperación que es claramente insuficiente:

$$e = 1 - \frac{18,3 \cdot 24,4}{23,8 \cdot 29,9} = 0,3725 = 37,25 \%$$

Para mejorar el diseño de la explotación, se hallará el tamaño mínimo de los pilares introduciendo un factor de seguridad de 1,5 a 2 y teniendo en cuenta la relación L/w = 1,33.

Se despejan los valores de w y L de las ecuaciones

$$F = 1,5 = \frac{6404 \left(0,64 + 0,36 \frac{w}{2,1} \right)}{24,525 \cdot 152 \frac{(w+5,5)(L+5,5)}{wL}}$$

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	
		Pág.: 70	

$$\frac{L}{w} = 1,33$$

Los valores obtenidos de w y L serán menores que los de partida (8,8 y 11,7 m respectivamente) y en consecuencia la recuperación e del yacimiento será mejor con un factor de seguridad de 1,5).

EJEMPLO 2

En una mina de carbón, del mismo yacimiento que el del ejemplo anterior, se explota la capa a 152m de profundidad por cámaras y pilares estables de sección cuadrada. Se planifica la explotación de la capa a 305 m de profundidad. Calcular el ancho de los pilares de sección cuadrada que son necesarios a esta profundidad.

Datos:

$$H = 152 \text{ m}$$

$$h = 3 \text{ m}$$

$$w = 12,2 \text{ m}$$

$$B = 5,5 \text{ m}$$

$$S_c = 26352 \text{ kPa}$$

Solución:

a). Se calcula en primer lugar el factor de seguridad que está resultando satisfactorio en la explotación actual:

$$F = \frac{S_p}{S_p}$$

$$S_1 = 6404 \text{ kPa, igual al ejemplo anterior.}$$

$$S_p = 6404(0,64 + 0,36 \frac{w}{h}) = 6404(0,64 + 0,36 \frac{12,2}{3}) = 13320 \text{ kPa}$$

$$S_p = 24,525 \cdot H \cdot \frac{(w+B)(L+B)}{wL} = 24,525 \cdot 152 \cdot \frac{(12,2+5,5)^2}{12,2^2} = 7846 \text{ kPa}$$

$$F = \frac{S_p}{S_p} = \frac{13320}{7846} = 1,69.$$

b). Se comprueba el tanto por ciento e de recuperación del yacimiento:

$$e = 1 - \left(\frac{w}{w+B} \right) \left(\frac{L}{L+B} \right) = 1 - \frac{12,2^2}{(12,2+5,5)^2} = 0,52 ; (52\%)$$

c). Con el factor de seguridad calculado igual a 1,69, y que se quiere mantener a 305 m de profundidad se calcula el ancho de los nuevos pilares sabiendo que son de sección cuadrada:

$$S_p = 6404(0,64 + 0,36 \frac{w}{3})$$

$$S_p = 24,525 \cdot 305 \frac{(w+5,5)^2}{w^2}$$



$$F = 1,69 = \frac{S_p}{S_p}$$

Se resuelven estas ecuaciones para hallar w y se obtiene w = 19,4 m, con una recuperación que evidentemente será menor que la anteriormente obtenida:

$$E = 1 - \frac{19,4^2}{(19,4+5,5)^2} = 0,39 ; (39\% \text{ de recuperación de la capa de carbón}).$$

6. DISEÑO DE LOS PILARES BARRERA

Las cámaras y pilares se desarrollan habitualmente mediante una serie de cuarteles o paneles rectangulares separados por pilares barrera. No hay un método específico de diseño de estos pilares pero cobran gran importancia cuando no se busca el hundimiento del techo y cuando se dejan los pilares de las cámaras. La tensión en los pilares no está distribuida uniformemente y cuando el techo y el muro son más resistentes que el material de los pilares, los esfuerzos tienden a concentrarse en los apoyos o empotramientos, por efecto puente o viga, y puede provocarse el colapso de los pilares porque estos no resisten. Los pilares barrera pueden controlar estos fenómenos. Hudson y col. han demostrado en una serie de ensayos en el mármol, que pueden repetirse en carbón, que un pilar se comporta de forma flexible en vez de rígidamente si la razón de la altura al ancho es menor de 1/3, indicando que el pilar se deformará antes de romper, evitando un rápido colapso. En consecuencia, un pilar barrera debe de tener una anchura 3 a 4 veces mayor que la altura del hueco, y se comportará de forma flexible antes de romperse.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 6 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS Y PILARES	Pág.: 71



Capítulo 7

DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES



OBJETIVOS DEL TEMA

- Comprender la concepción y operatividad de este método.
- Explicar las características diferenciadoras y singularidades de este método.
- Comprender como se realiza la explotación en este caso.
- Conocer la geometría del método.
- Conocer cuando se utilizan barrenos paralelos y cuando se utilizan en abanico.
- Conocer como se hace el banqueo.
- Conocer el sistema de grandes barrenos con voladura en cráter.
- Conocer los criterios de dimensionamiento.



7. DISEÑO DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING)

El método de arranque desde subniveles normalmente se emplea sólo en criaderos muy regulares, en los que el mineral y la roca de los hastiales son resistentes. El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Se aplica a criaderos de pendiente alta, en los que el mineral cae por gravedad en el hueco abierto y que permiten la perforación de barrenos largos de banqueo o en abanico. Estos métodos necesitan una preparación larga y se requiere en general que el criadero sea potente.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	
		Pág.: 73	

A este método pertenecen las variantes de barrenos en abanico y verticales y voladuras por cráter. Es un método de cámaras abiertas, grandes producciones para yacimientos regulares con minerales y rocas encajantes competentes que no requieren entibación o sostenimiento.

Es una alternativa al método de hundimiento por subniveles cuando se quiere disminuir la dilución del mineral. Este método es muy intensivo en labores preparatorias, aunque se compensa porque gran parte de ellas han de realizarse en mineral.

El método queda limitado a unos yacimientos verticales o de fuerte buzamiento en los que tanto el mineral como la roca encajante son muy competentes y el mineral fluye fácilmente bajo la acción de la gravedad. En ocasiones puede utilizarse con pendientes menores pero entonces el mineral debe moverse con Scrapers. Los grandes y altamente mecanizados equipos de perforación que se requieren exigen una potencia mínima del yacimiento para la implantación del método y los altos costes de preparación asociados requieren el mantenimiento de altos ritmos productivos. El empleo eficaz de grandes voladuras hace del método de cámaras por subniveles uno de los métodos de menor coste por tonelada en minería subterránea.

El yacimiento típico para garantizar el éxito con este método debe ser regular, ancho, competente y no necesitar sostenimiento.

La resistencia de la roca puede variar considerablemente pero deberá ser al menos de 55 Mpa.

El buzamiento del muro será mayor que el ángulo de reposo del mineral volado de modo que este fluya por gravedad por los coladeros y cargaderos.

La potencia del yacimiento debe ser al menos de 6 m y se usa en potencias mucho mayores.

La distancia óptima entre subniveles depende de dos parámetros: el costo y la dilución, y entre los que se buscará una solución de compromiso. Los costos, en general, disminuyen al aumentar la altura (tendencia actual) pero aumentan con ello la dilución y algún costo particular, sobre todo al recuperar los macizos de protección y pilares. Las cámaras longitudinales, al descubrir una superficie mayor de hastiales, son peores para la dilución que las transversales. Pero estas últimas necesitan unos pilares que representan normalmente el 50 por ciento del mineral del criadero, mientras en las longitudinales es mucho menor.

Actualmente la distancia entre niveles oscila entre 100 y 130 m para toda la cámara y los subniveles se sitúan cada 30 m de altura.

Excepcionalmente se ha utilizado este método en criaderos de poca pendiente, pero su eficacia es mucho menor. Se puede emplear en criaderos verticales de poca potencia, hasta un mínimo de 7 m, con subniveles paralelos a los hastiales. En criaderos potentes pueden trazarse las cámaras en dirección perpendicular a los hastiales, como "labores de través". En general, el método básico se adapta a las condiciones de cada criadero.

Por la amplia preparación previa que necesita se precisa disponer de medios para realizar una fuerte inversión, pero en compensación es uno de los de menor costo y de mayor garantía de seguridad. Hay que tener en cuenta estas condiciones al elegir el método, que, por otra parte, es de los mejores en condiciones adecuadas del macizo rocoso.

Es deseable una configuración regular del criadero, ya que la perforación y voladura con barrenos largos, que es la tendencia moderna, es poco compatible con el seguimiento de contornos irregulares



Es importante seleccionar correctamente la altura del nivel en la preparación de la mina, ya que esto influye en el tamaño óptimo de las cámaras. Esta altura oscila en este método entre 60 m y 130 m.

Puesto que en este método se crean grandes huecos, que quedan sin rellenar ni sostener y que están sometidos a los choques sísmicos causados por las grandes voladuras, el macizo rocoso debe ser estructuralmente estable.

Esto requiere una alta resistencia de la roca a la compresión, unido a unas características estructurales favorables, sin juntas, fallas o planos de estratificación excesivos.

El desplome o desprendimiento de roca de un hastial puede comprometer la explotación, o al menos causar dilución en el mineral que se va a extraer. Un derrumbe de mineral a gran escala ocasiona pérdidas de subniveles y bloqueo de coladeros y cargaderos, lo que necesita un taqueo considerable. Cuando menos, se pueden cortar barrenos de voladura ya preparados, dificultando su empleo o perdiendo las cargas ya realizadas.

Es importante que se establezca bien la estructura geológica del criadero, pues de ello depende fundamentalmente la altura de pisos y el tamaño de las cámaras.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	
		Pág.: 74	

Características descriptivas:

- Explotación: En sentido ascendente.
- Cámaras de longitud variable(< 150m), anchura variable (<50m) y 40-120m alto, separadas por pilares verticales, un pilar corona de protección del nivel superior y otro de base con el sistema de extracción.
- Posible recuperación de pilares verticales rellenando las cámaras contiguas.
- Talud invertido, vertical o natural.

Preparación:

- Niveles de transporte con galerías en estéril a muro 5-10 m por debajo de la cota inferior de la cámara, con uno o varios subniveles intermedios.
- Una o varias galerías en mineral por cada subnivel, según anchura de la cámara para barrenos en abanico.
- Franqueo en toda la anchura de la cámara para barrenos verticales
- Corte completo o socavación en la parte inferior del tajo.
- Transversales de carga cada 5-15m.
- Sistema de carga- evacuación mediante pozos tolva o pozo de evacuación corrido.
- Chimenea y roza entre niveles para apertura del tajo.

Sistema:

PERFORACIÓN + VOLADURA + CARGA +
TRANSPORTE
Barrenos largos por gravedad
- Tren
($\Phi > 51\text{mm}$)
LHD - Camión

Variantes:

- Barrenos en abanico.
- Barrenos paralelos: Voladuras en banco o en cráter (VCR)

Aplicaciones:

*Yacimientos verticales / semiverticales (buzamiento > ángulo de reposo)
De media / gran potencia (> 6m).
Mineral competente. Hastiales regulares y estables (dilución <20%)
Método seguro pero poco selectivo.
Aprox. 75% de recuperación (90% recuperando pilares)*

8. GEOMETRÍA DEL MÉTODO.

La disposición de las cámaras con relación al criadero puede ser de dos tipos: longitudinal o transversal con respecto a la dirección del mismo. La primera se aplica en criaderos cuya potencia no sobrepase la anchura posible de la cámara, o sea, alrededor de 20 m según la calidad del terreno. Cuando la potencia sobrepasa las dimensiones convenientes para la estabilidad de la cámara se pasa a la disposición de Cámaras Transversales.



Para evitar el desplome de la corona de la cámara, cuando el techo no es muy firme, antes de la recuperación de los pilares y para proteger sus labores y huecos de los pisos superiores de la misma, puede ser buena regla dejar un macizo de corona de la misma altura que la potencia del criadero (anchura de la cámara).

Con esta orientación longitudinal de las cámaras su longitud en dirección depende de la posibilidad de auto-sostenimiento de los hastiales. Con 100 m de altura de cámara se suele fijar de forma empírica, como primera aproximación» en 50 m.

En la disposición transversal, las cámaras se orientan de techo a muro, normalmente a la dirección del criadero, y su longitud será igual a la potencia de éste. Generalmente se limita a unos 80 m.

Si la potencia es mayor se puede introducir un pilar longitudinal, que acorta la cámara y refuerza los pilares entre cámaras.

Se toma 20 m de anchura tanto para las cámaras transversales como para las longitudinales. El dimensionado de los pilares entre cámaras se realiza siguiendo el mismo método que en el caso de las explotaciones por cámaras y pilares, si bien, aquí hay que tener en cuenta las labores realizadas en el interior del pilar, que disminuyen su resistencia.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	Pág.: 75

En lo que se refiere al dimensionado de las cámaras, es decir, a la distancia entre pilares, son también válidas las consideraciones que se hicieron al hablar de las explotaciones por cámaras y pilares.

En todo caso, las condiciones locales del terreno son de influencia decisiva y sus indicaciones deben tenerse en cuenta, extremando la prudencia en las dimensiones proyectadas.

Las labores se inician con una galería de cabeza y otra de base seguidas de subniveles a intervalos en toda la altura de la cámara. En el extremo previsto de la mina se abre una chimenea, y desde ella, una roza a todo lo ancho y alto de la masa mineral que ocupará la futura cámara, y con unos 4 m de espesor. Simultáneamente, se preparan las labores inferiores desde la galería de base, que forman los cargaderos.

El arranque se realiza desde los subniveles con voladuras adecuadas, que desprenden rebanadas verticales del frente de la cámara, con salida inicial hacia la roza previamente preparada, desplomándose el mineral sobre las tolvas o embudos del fondo.

La disposición de los barrenos para esta voladura caracteriza dos variantes del método:

A) ARRANQUE DE BANQUEO CON BARRENOS PARALELOS.

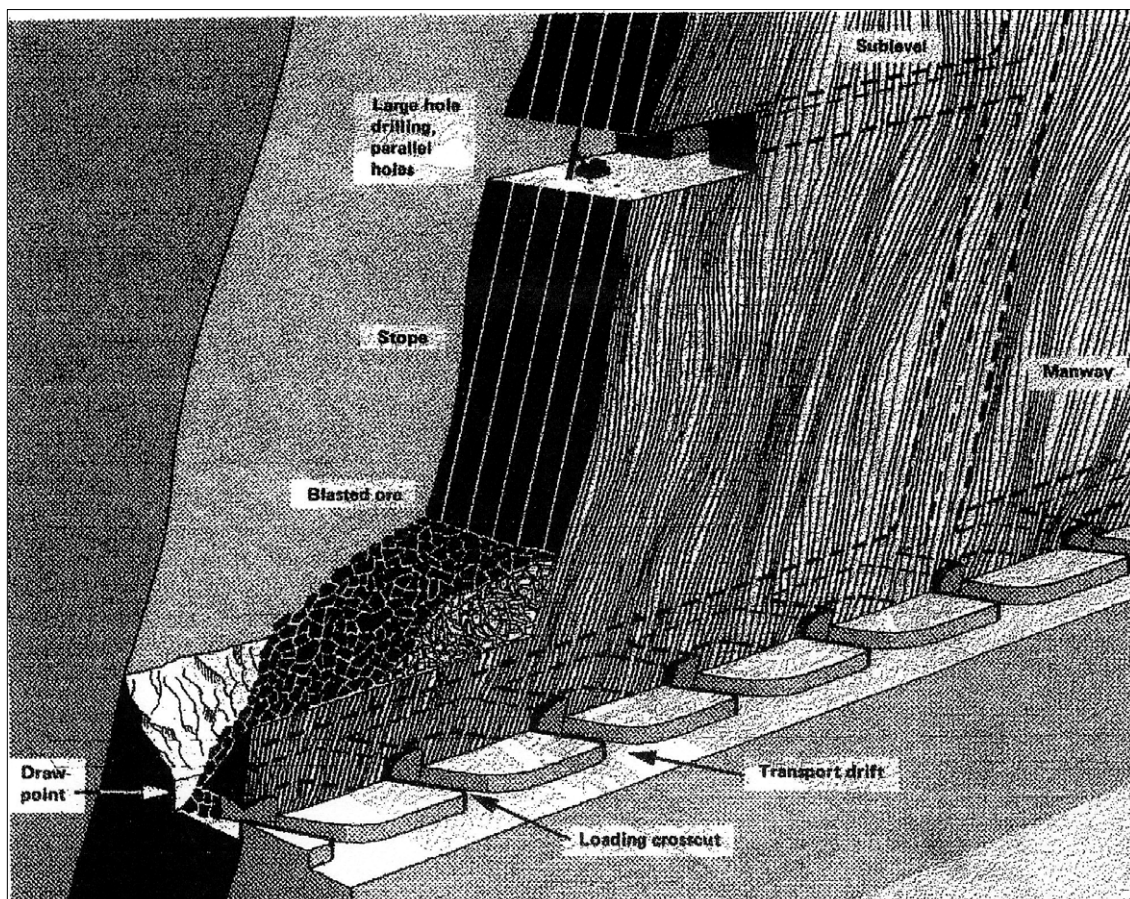
En criaderos verticales este sistema tiene la ventaja de poder dar un espaciado uniforme a los barrenos con unas condiciones ideales de distribución de energía y de rotura.



CAMARAS POR SUBNIVELES (Banqueo Vertical)

- Ensanche del subnivel hasta la anchura de la cámara
- Barrenos paralelos de hasta 165 mm. Φ con martillo en fondo
- Cargas espaciadas y secuenciadas para reducir vibraciones

La cámara en su conjunto se prepara como se ha expuesto anteriormente. Una vez abierta la roza frontal, para iniciar el arranque, y comenzando por el subnivel más bajo, se prepara una cornisa en cada subnivel y a todo lo ancho del frente de arranque, como se ve en la figura anterior.

Desde estas cornisas se perfora con barrenos paralelos descendentes, que después se vuelan. La

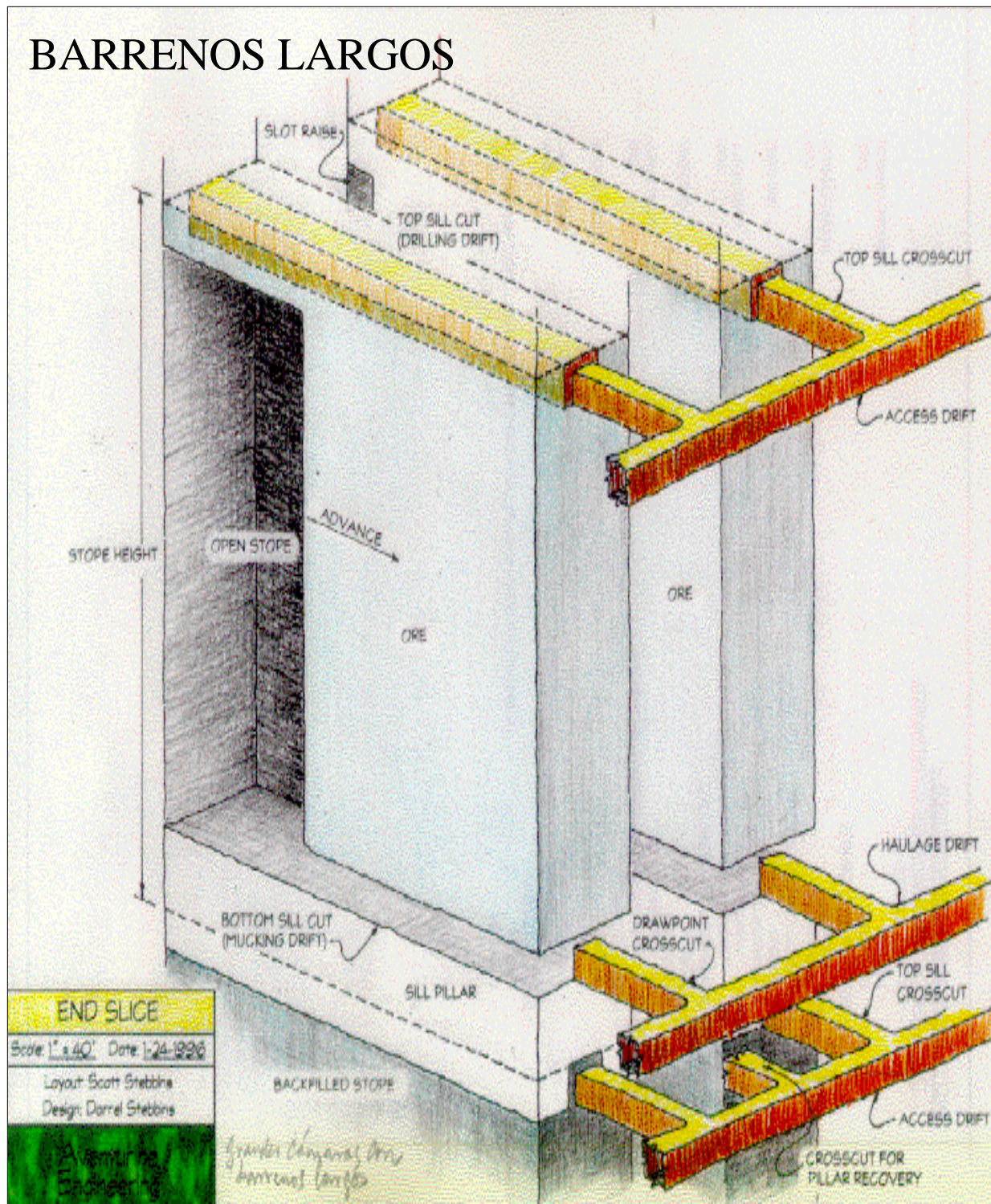




		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	Pág.: 76

voladura se comienza por abajo y se hace en orden ascendente subnivel a subnivel. La distancia entre subniveles varía entre 6 m y 20 m y el personal ha de trabajar con cinturones de seguridad.

En la actualidad este método ha sido sustituido con ventaja por el de "Banqueo con grandes barrenos" y por ello se emplea cada vez menos y sólo en casos muy especiales.

BARRENOS LARGOS



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	Pág.: 77

B) ARRANQUE CON BARRENOS EN ABANICO.

CAMARAS POR SUBNIVELES (Barrenos en abanico)

- Barrenos de 51-102 mm.Φ (2-4 pulgadas) perforados con martillo en cabeza
- Carga neumática mecanizada del explosivo

En este sistema se pueden perforar los barrenos, según el esquema de abanico, con la seguridad que da el perforarlo dentro de la galería del nivel. Así puede llevarse la perforación tan adelantada como se quiera, limitada sólo por el riesgo de perder barrenos por los desplomes de roca al avanzar la labor.

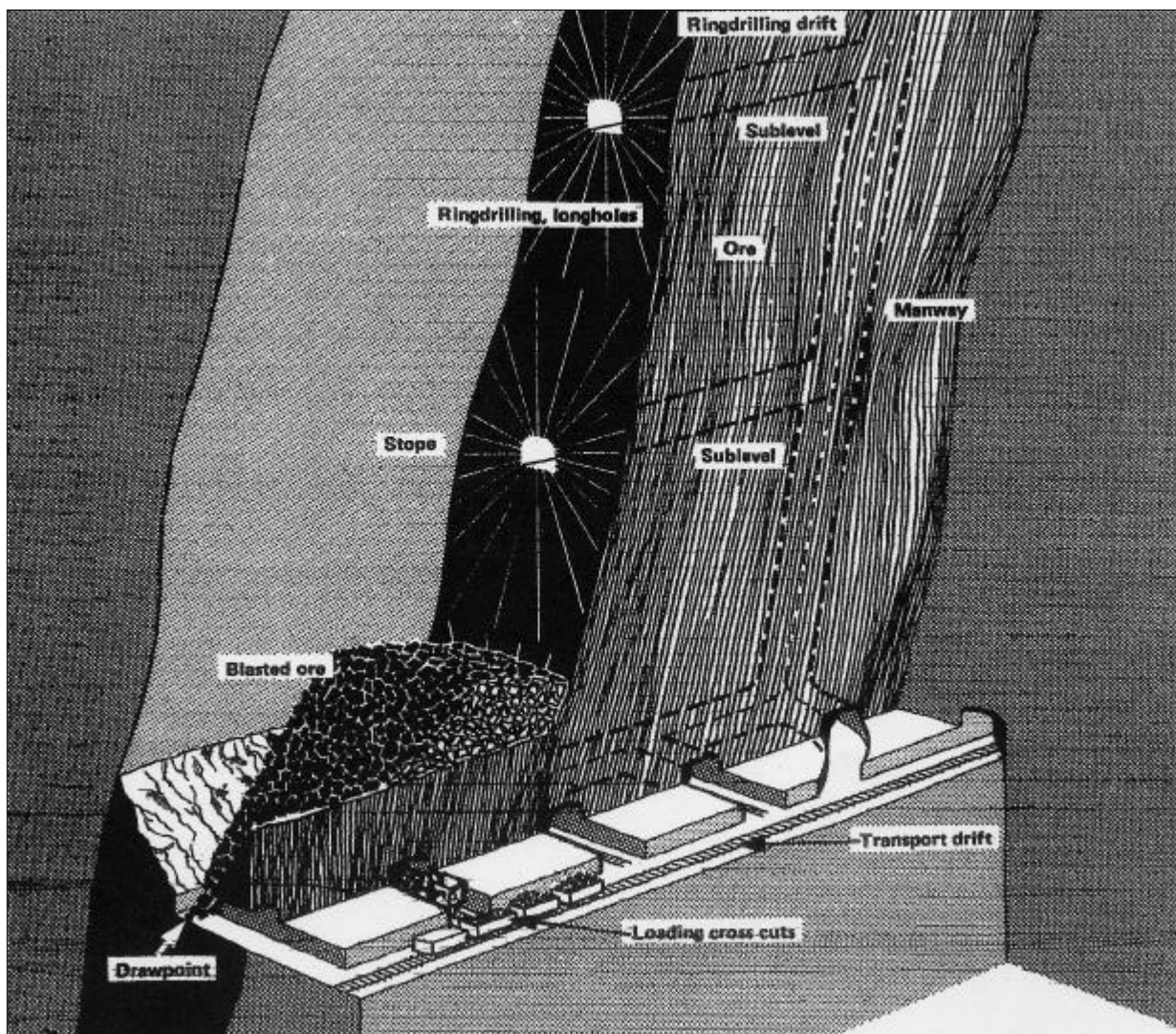
La distancia entre subniveles depende, entre otros factores, de la posibilidad de controlar la dirección de



los barrenos para asegurar un "espaciado" y "piedra" correctos en los fondos extremos de los mismos. Esta tecnología progresa constantemente.

Normalmente se comienza la voladura por los subniveles más bajos, pero preparando la perforación y carga de todos los barrenos antes de iniciar la voladura. Se suelen perforar hasta seis abanicos en cada subnivel, volándose sólo los tres primeros de una vez; algunas veces se vuelan de uno en uno, para examinar su efecto.

El diseño del abanico es de gran importancia para conseguir buena fragmentación y un máximo de recuperación. Los parámetros que hay que tener en cuenta son:

- Longitud de perforación óptima: de 20 m a 24 m , pasados los cuales se hace más difícil el control de la desviación de los barrenos.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI MM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	
		Pág.: 78	

- Fragmentación: puede lograrse reduciendo la "piedra" o el "espaciado" de los barrenos.

La primera varía entre 1,6 m. y 3,3 m y lo mismo el "espaciado" de los fondos de los barrenos. Una buena fragmentación evita el taqueo. Se suelen volar varios abanicos, que se separan de 3 a 5 m según la calidad del mineral y el diámetro de los barrenos, empleando micro retardos.

- La distancia entre niveles y el ancho de la cámara influyen en la disposición del abanico y en el número de barrenos. Aunque también la influencia puede ser inversa, pues la magnitud de los barrenos puede determinar la distancia entre niveles y el número de los mismos.
- También los barrenos largos de cada abanico pueden entrecruzarse con los del siguiente, para mejorar la fragmentación.
- La presencia de estratos, juntas y fallas, puede ayudar ó estorbar y debe tenerse en cuenta.
- Es indispensable el empleo de detonadores de retardo en la voladura, empezando en el abanico por el barreno vertical; en cámara estrecha se consume más explosivo por tonelada para la misma fragmentación.
- Terminado el arranque del macizo de la cámara, se perforan los macizos y pilares de entrepisos y entrecámaras con barrenos profundos y se vuelan para recuperarlos.

- La conservación es mínima.
- Toda la maquinaria se recupera -al terminar cada cámara.

Los inconvenientes más señalados son:

- No es posible la explotación selectiva. La ley media necesaria hay que mantenerla combinando el arranque de varias cámaras.
- Es necesario un servicio de mantenimiento de equipos riguroso y por ello caro. El servicio de mantenimiento es más caro que el de producción.

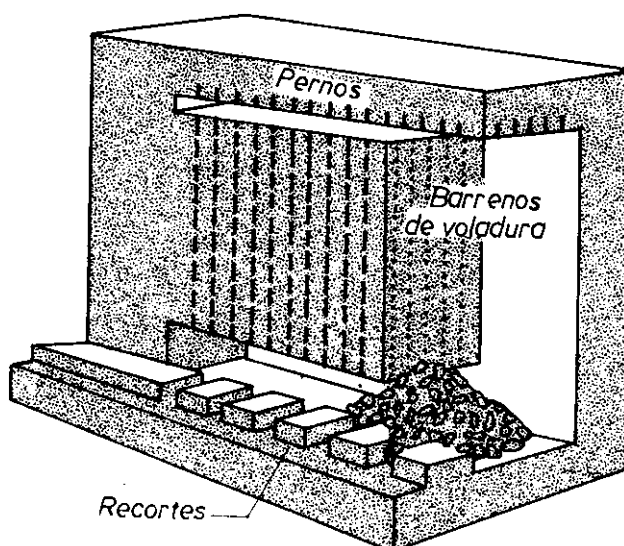
9. CÁMARAS POR TIROS O BARRENOS LARGOS PARALELOS DE BANQUEO



En esta variante se suprimen los subniveles, y las cámaras se preparan a partir de las dos galerías de cabeza y base de explotación, entre las que se perfora una chimenea de comunicación en la pared frontal prevista en la cámara. En estas galerías de cabeza y base se practica un realce de unos 4 m y se ensanchan hasta la dimensión que se haya previsto para la cámara. A continuación se inician las voladuras alrededor de la chimenea, empleada como cuele, para dejar preparado el frente de arranque de la cámara. Queda así individualizado el bloque de mineral de la cámara, limitado por dos rozas o espacios abiertos, en cabeza y base, de 4 m de alta y,

VENTAJAS E INCONVENIENTES:

Las ventajas de este método, sobre todo en su primera variante, son:

- El trabajo es continuo, sin interrupción para rellenar.
- El costo por tonelada es bajo y exige poca mano de obra.
- La relación de la producción a la preparación es alta.
- Hay gran seguridad para el personal (no tiene que entrar en la cámara).
- La ventilación es buena.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	
		Pág.: 79	

el largo y ancho que se dimensione para la cámara, y por el frente con una roza vertical con un espesor de 2 m a 3 m, el ancho de cámara y la altura del nivel. Así queda el frente en forma de banco, cuya altura depende de las dimensiones de la cámara y de las posibilidades de perforación de los barrenos. En el estado actual de la tecnología se consideran los 60 m como la altura máxima óptima.

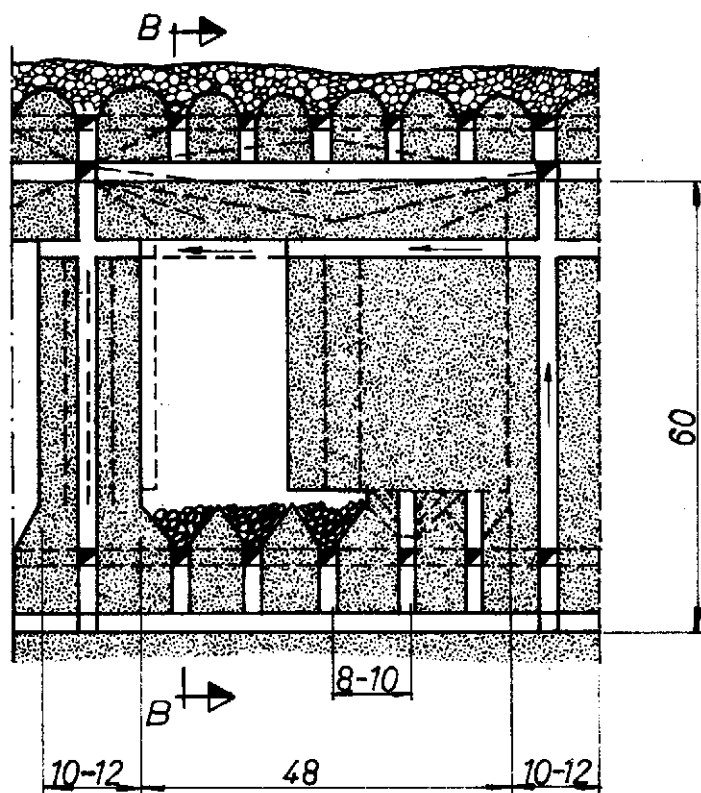
Una vez preparado el banco, se perforan los barrenos con diámetros de 115 mm a 200 mm, y longitud entre 50 m y 90 m, aunque el óptimo máximo es de 60 m. La voladura comienza alrededor de la chimenea inicial, empleada como cuele; después se sigue hasta completar la roza que sirve de salida a los tiros de banqueo.

En relación con el proceso de fragmentación, el estudio de la voladura debe perseguir dos objetivos: reducir el costo de producción y minimizar los daños producidos por la voladura.

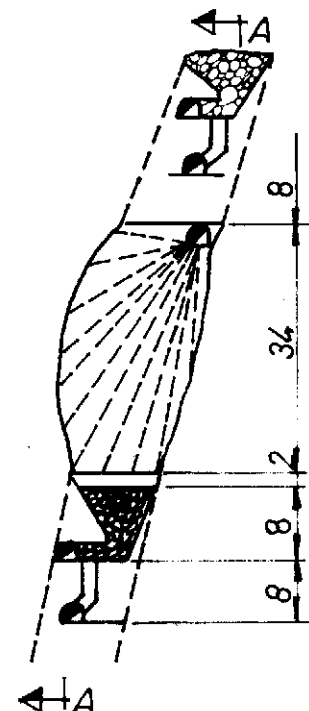
El proceso de carga, quebrantado y transporte puede seguirse de dos maneras. En una se utiliza una máquina grande L.H.D., que carga, transporta el

mineral a la estación de quebrantado y descarga en ella. Otra variante consiste en cargar con pala pequeña y descargar en un transportador en la misma cámara. Este lleva el mineral bruto al quebrantador.

Una variante de este método cuando no es conveniente ni posible delimitar bloques prismáticos de mineral consiste en aplicar los tiros largos en abanico, como se ve en la figura siguiente, siendo, por lo demás el diseño similar al de los tiros largos paralelos. Como se ha dicho, la ventaja principal de estos métodos es la supresión de los subniveles.

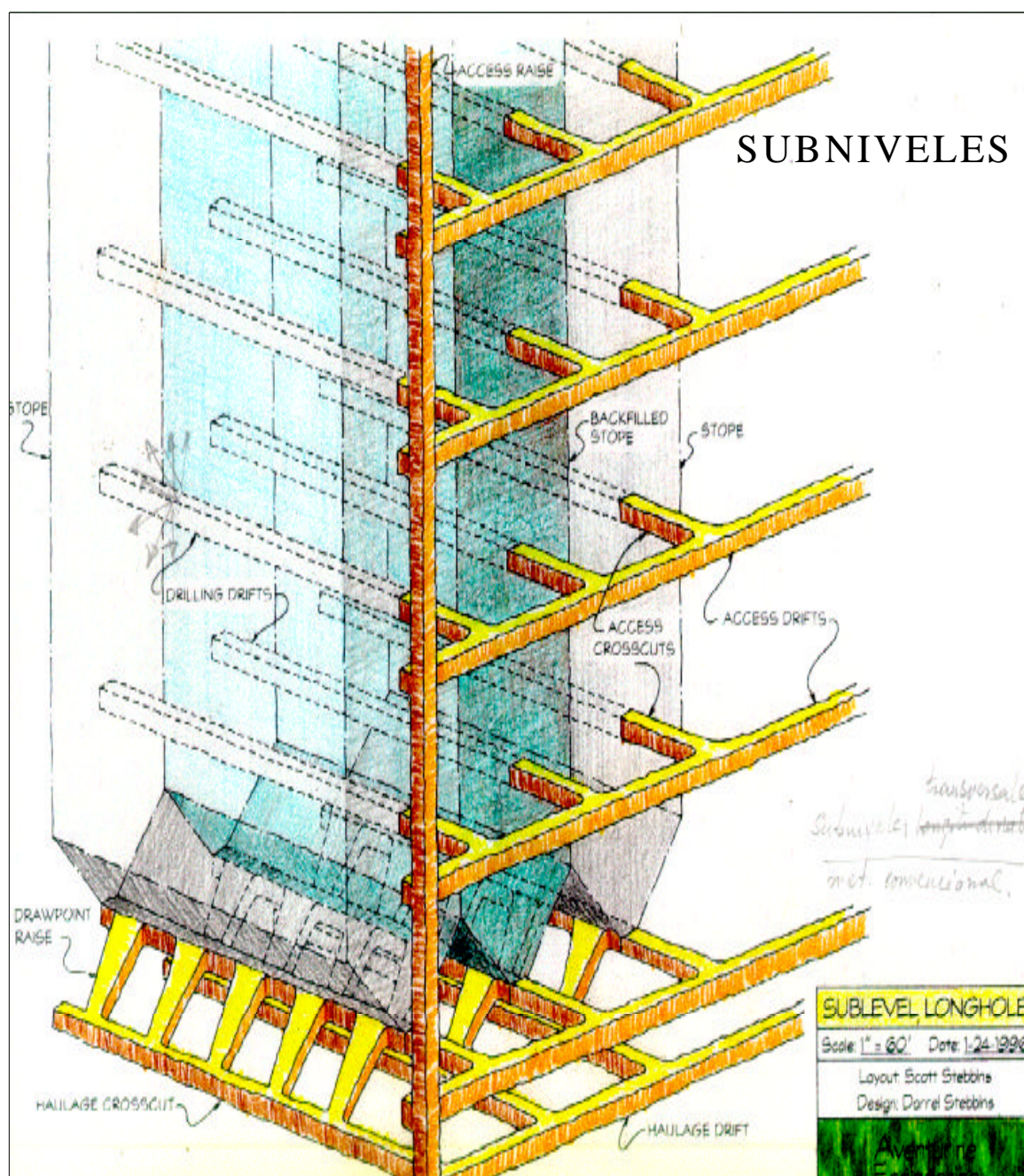




Sección A-A



Sección B-B

Tiros largos en abanico



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	Pág.: 81

10. GRANDES BARRENOS EN CRÁTER (VERTICAL CRATER RETREAT, VCR)

Esta variante es conocida como método de cámaras V.C.R., que puede traducirse por "Cámaras con Voladuras Cráter en retirada ascendente".

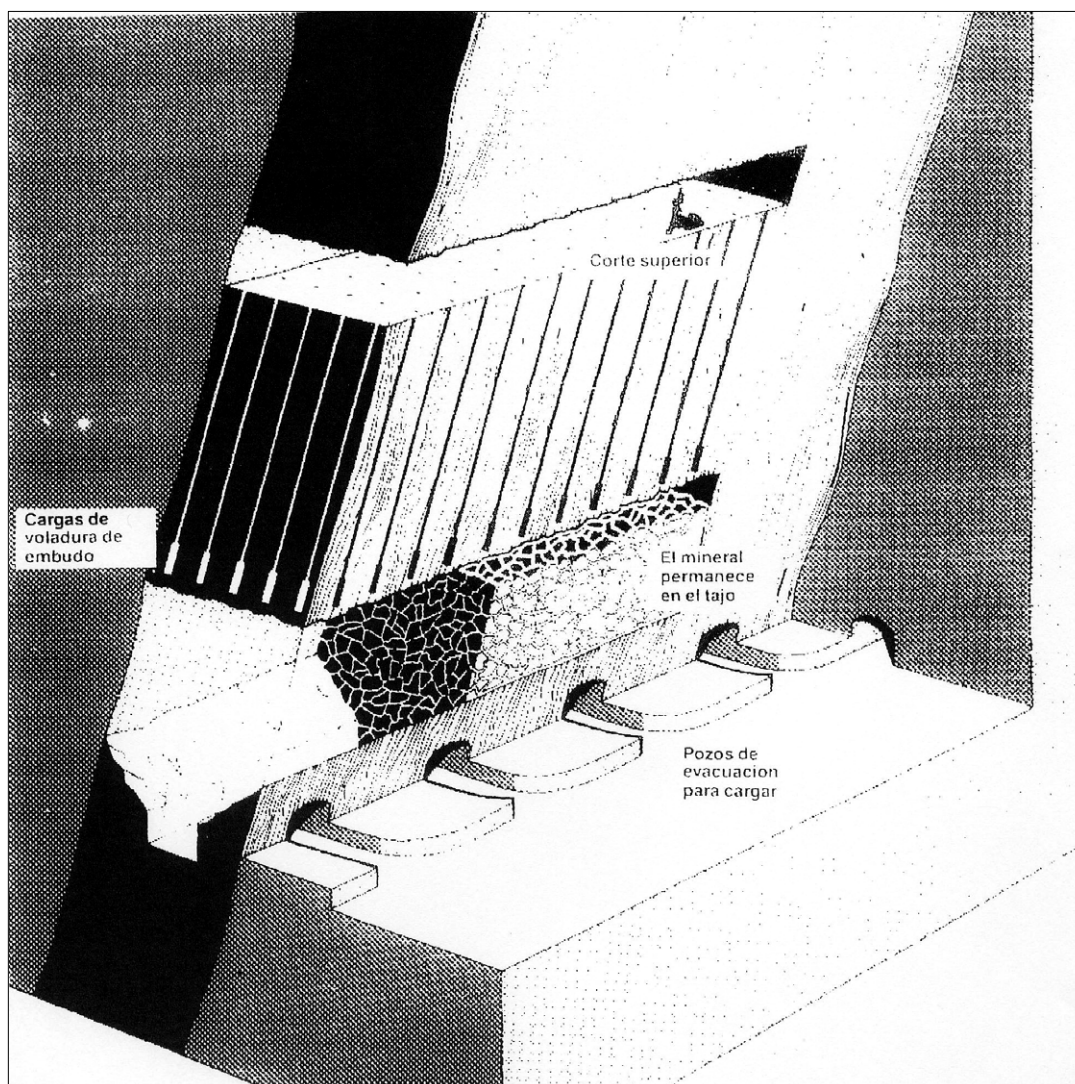
La geometría del método es igual al caso anterior sin subniveles, y se empieza por delimitar un bloque del criadero entre dos galerías de base y cabeza que se realzan a 4 m y se ensanchan hasta completar el ancho de la cámara (normalmente la potencia del criadero).

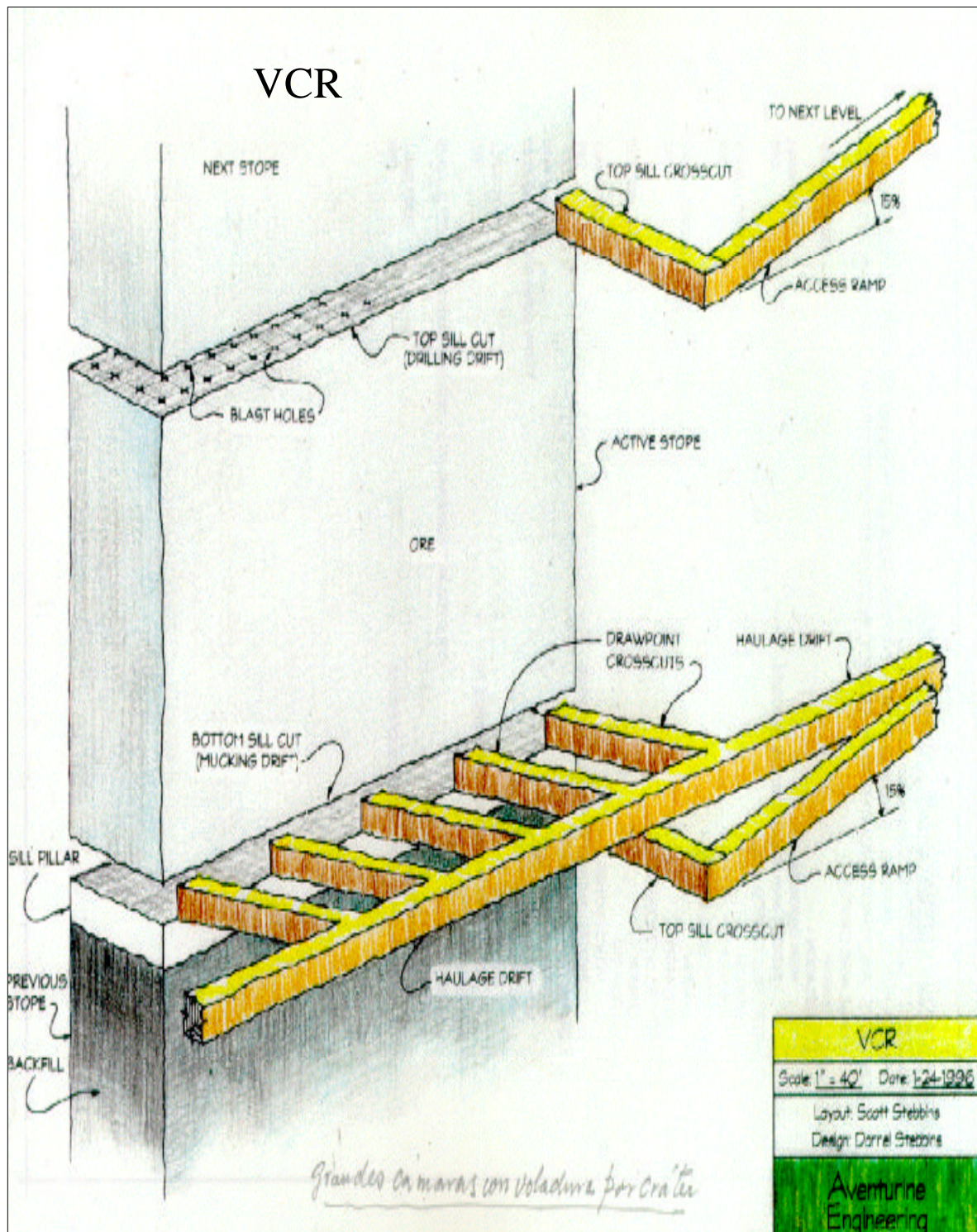
Estas galerías se enlazan con la estructura general de la mina, y permiten por su altura el paso de las grandes perforadoras y cargadoras.

Desde el hueco de cabeza se perfora una malla de barrenos a través del bloque de mineral; las mallas están dispuestas en muchos casos en cuadrados de 2,4 m a 3 m de lado, con diámetros de 165 mm.(6,5 in), hasta comunicar con la roza de base. La longitud de los barrenos, igual a la altura del bloque, oscila entre 40 m y 52 m y depende de la posibilidad de perforar sin que los barrenos se desvíen sensiblemente.

Para la voladura se aplica la técnica de las cargas de explosivo esféricas que, teóricamente, son las que producen el cráter más eficaz; en la práctica se ha demostrado que equivalen estas cargas a las cilíndricas con una relación 1/6 entre diámetro y altura de carga.

Normalmente las cámaras tienen una sección de 60 m x 10 m (aunque pueden llegar a 150 m x 30 m) y la altura, antes indicada, entre 48 y 60 m.






En cada voladura se arranca una rebanada horizontal del bloque mineral, de unos 4 m de espesor, a partir del cielo o corona del hueco inferior. El mineral arrancado cae al fondo de la cámara, desde la que se carga con máquinas L.H.D. por recortes que enlazan con las galerías de transporte.

Para la carga de los barrenos se opera del modo siguiente:

- Se perfora la voladura con barrenos de 100-165mmØ, perforados con martillo en fondo.
- Voladuras en cráter. Cargas esféricas ($L / D < 6$).

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	Pág.: 83

- Se mide la profundidad del barreno desde arriba.
- Se tapona el fondo con cuñas y se sella con tierra impermeable.
- Se carga el explosivo de hidrogel, con un cebo apropiado unido a un cordón detonante. El centro de gravedad de la carga debe estar a 1,80 m aproximadamente del fondo del barreno, dependiendo del diámetro.
- Se retaca con 2 m de arena y grava.
- Se coloca el retardo cero en el centro, y los demás siguiendo el esquema hasta los hastiales y fondos.
- Se da la pega.
- El mineral almacenado sujeta las paredes de la cámara

El cálculo y la disposición de la perforación de voladura debe ser extremadamente cuidadoso y medido.

Para el cálculo de la voladura por cráter se emplea la fórmula de Ash:

$$B = K_b \cdot D_e \text{ (m)}$$

$$K_b \approx 30 \text{ (varía entre 14 y 40)}$$

$$B = \text{piedra (m)}$$

$$D = \text{diámetro del barreno (m)}$$

El valor de B se ajusta en función del tipo de roca y del tipo de explosivo

$$B = K_b \cdot \left(\frac{d_s}{d_R}\right)^{1/3} \cdot \left(\frac{g_E \cdot V_E^2}{g_s \cdot V_s^2}\right)^{1/3} \cdot D_e \text{ donde:}$$

d_s = densidad de la roca estándar = 2,5

d_R = densidad real de la roca

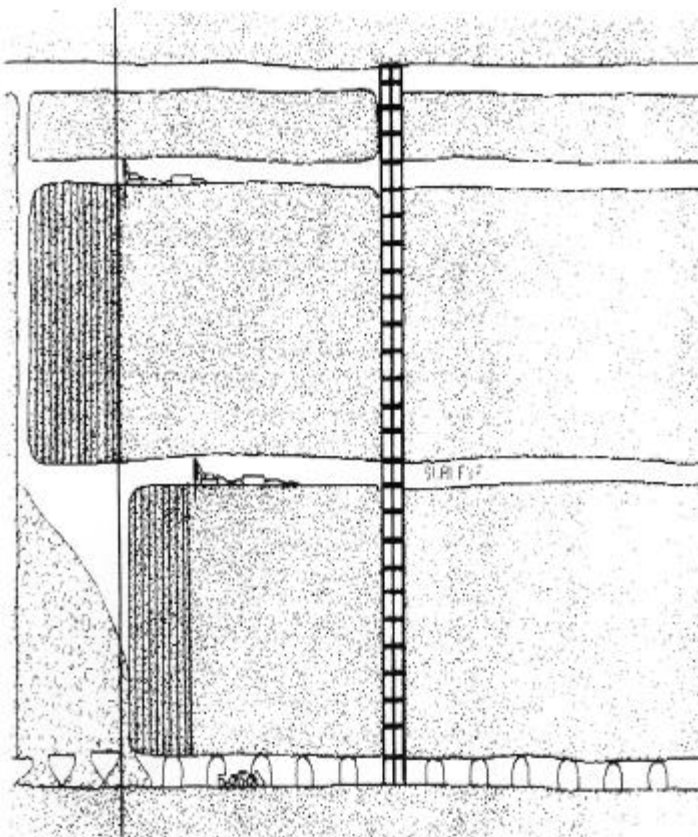
g_s = densidad del explosivo estándar

g_E = densidad del explosivo real

VARIANTES DE CÁMARAS POR SUBNIVELES

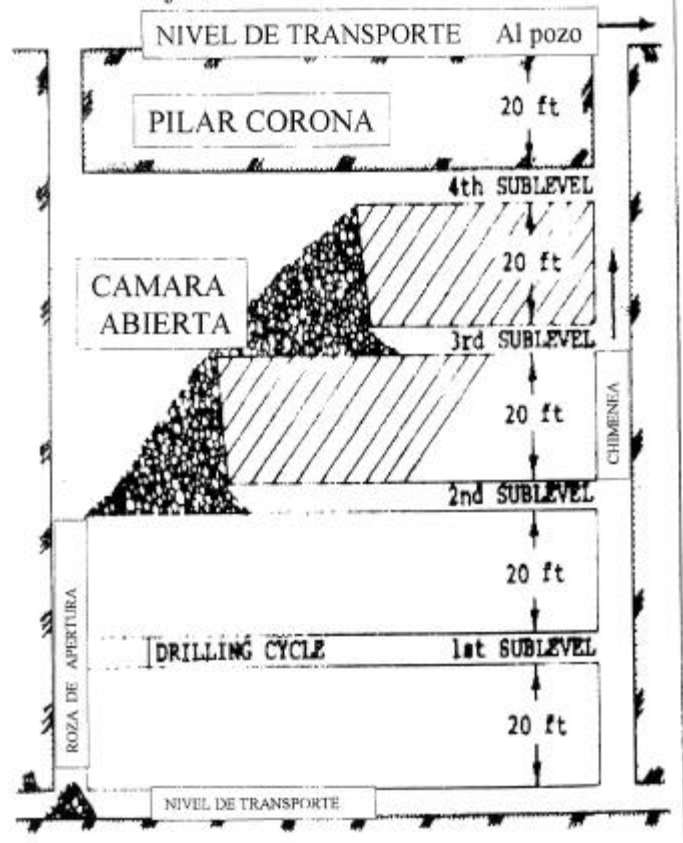
A) TALUD INVERTIDO



- Facilita la caída del escombros y la carga



B) TALUD NATURAL

- Se dificulta la carga
- Mejora la estabilidad si la roca es débil



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 7 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CÁMARAS POR SUBNIVELES	Pág.: 84

V_S = velocidad de detonación del explosivo estándar

V_E = velocidad de detonación del explosivo real.

Se toma $g_s \cdot V_s^2 = 66,5 \cdot 10^6 \text{ (kg/m.s}^2\text{)}$

El mineral volado debe sacarse en parte para hacer sitio a la voladura siguiente y el resto queda almacenado para contrarrestar la tensión de los hastiales.

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.

DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN

OBJETIVOS DEL TEMA



- Comprender la concepción y operatividad de este método.
- Explicar las características diferenciadoras y singularidades de este método.
- Comprender como se realiza la explotación en este caso.
- Conocer la geometría del método.

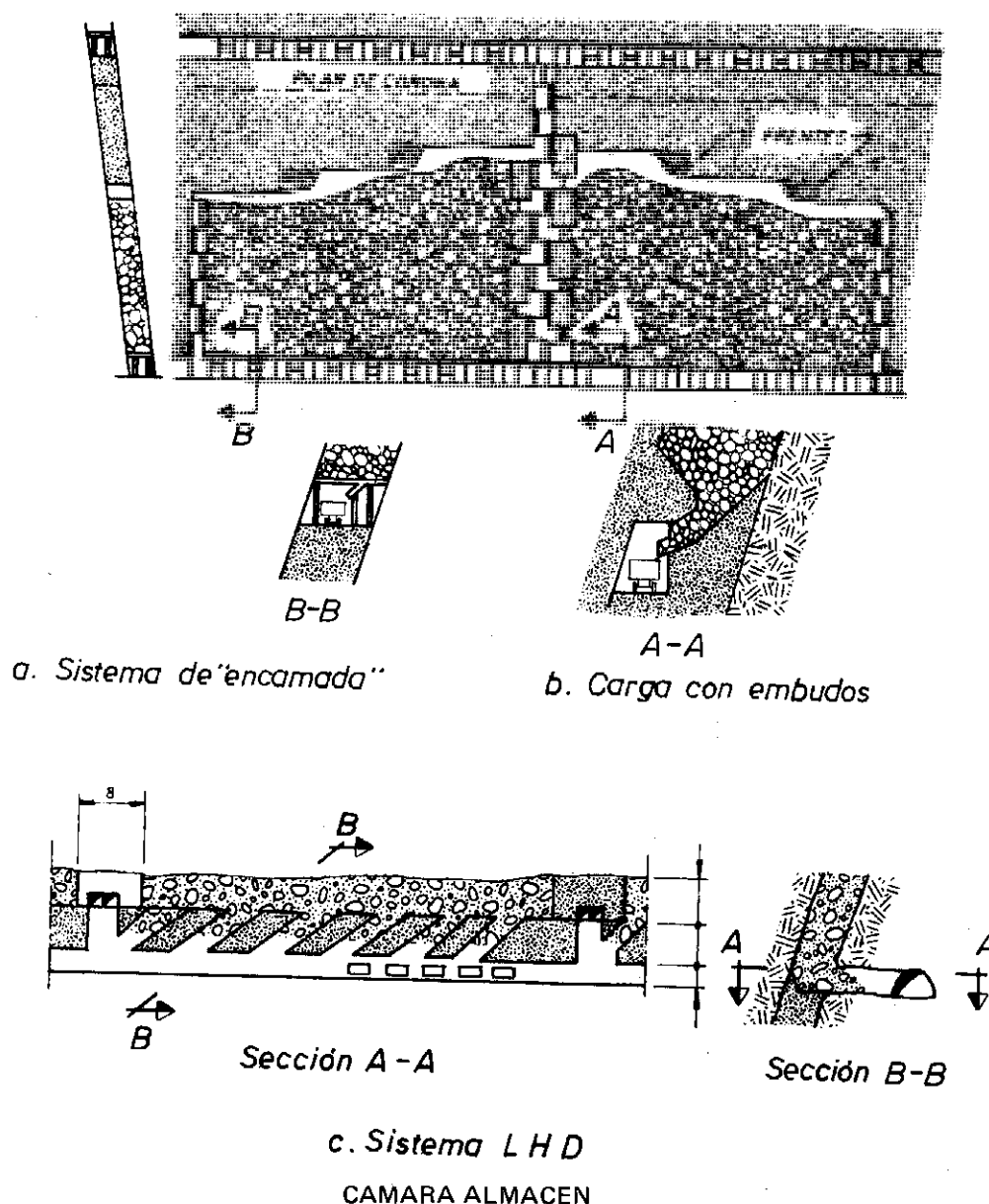


1. CÁMARAS ALMACÉN (SHRINKAGE STOPES)

El método de cámaras almacén es un método minero ascendente en el que la mayor parte del mineral abatido permanece en la cámara constituyendo el piso de trabajo del personal para realizar la perforación y voladura de la rebanada siguiente. Otra razón para dejar el mineral volado en la cámara es que sirve de soporte adicional de los hastiales en tanto se completa la extracción del mineral por la parte inferior de la misma.

Las cámaras son explotadas mediante un proceso de rebanadas ascendentes. Habitualmente un 35% del mineral abatido puede ser extraído antes de completar la totalidad de la perforación y voladura de la cámara, puesto que corresponde al esponjamiento y al necesario espacio de trabajo. Consecuentemente no puede obtenerse beneficio alguno del mineral restante hasta que no se ha completado la totalidad de la explotación de la cámara.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	





Este método es intensivo en mano de obra y no puede ser fácilmente mecanizado. Se emplea más en los yacimientos con filones estrechos o en aquellos en los que no pueden emplearse otros métodos. Se puede aplicar fácilmente en zonas con mineralizaciones verticales o con una fuerte pendiente desde 1m de potencia, aunque se ha aplicado satisfactoriamente en zonas de hasta 30 m de potencia.

El mineral debe correr libremente y no atascarse en la cámara. El mineral y la roca encajante no deben contener arcillas ni otros minerales pegajosos susceptibles de crear atascos o de cuelgues en la cámara que dificulten el descenso del mineral. El mineral no debe oxidarse rápidamente, como los que contengan sulfuros, lo cual puede cementar o consolidar el abatido y cerrar la cámara provocando el

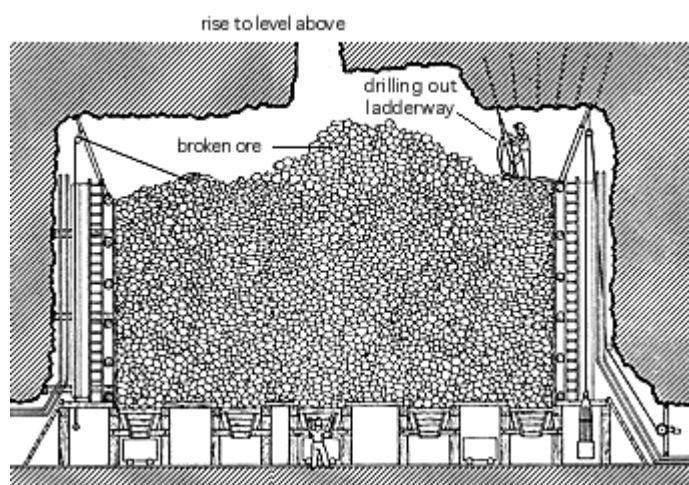
cuelgue definitivo y la pérdida del mineral arrancado. La oxidación puede además crear dificultades en el proceso de tratamiento. La mineralización debe ser suficientemente continua a lo largo de la corrida del filón o capa para evitar que hayan de minarse cantidades considerables de estéril con la consiguiente dilución del mineral. En algunos casos se mina algo de estéril que se deja sin extraer como relleno o pilares aleatorios.

Debe también tenerse en consideración el buzamiento, en la dirección del yacimiento, muy especialmente, cuando la totalidad del mismo se explota mediante una sola cámara en vez de por medio de cuarteles de cámaras preestablecidas con líneas de borde verticales. Una cámara con un buzamiento menor de 50° puede ser difícil de minar

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	
		Pág.: 87	

por este método debido a que el mineral se moverá demasiado rápido por el sistema de extracción preestablecido en la zona de ángulo de caída demasiado pequeño. Por otra parte, las cámaras en las que el mineral se extiende mucho más allá de los límites teóricos diseñados de la cámara, también presentan dificultades de minería al extenderse excesivamente las labores preparatorias, bien sea en horizontal o en vertical.

Este método es apropiado para filones verticales, con no mucha potencia y suficiente regularidad y



estabilidad de hastiales para permitir la caída por gravedad del mineral.

El criadero debe tener unas características geométricas análogas a las necesarias para los métodos de subniveles. Se trata de un método de transición.

Se utiliza como sostenimiento el propio mineral arrancado, que se deja en la cámara y a esto deben su nombre. Cuando la superficie de la roca queda expuesta a la meteorización, se disgrega y afloja y con los trabajos mineros se inducen tensiones en ella. Si la roca en la que se abre la cámara es de consistencia media se desprenderán lisos o bloques, pero si se va rellenando la cámara con el mineral arrancado se frena el despegue de la roca y no cae. Sin embargo, las cámaras almacén no deben emplearse en el caso de hastiales con rocas friables porque pueden presionar sobre el mineral arrancado y dificultar su salida en la carga. Al quebrantar el mineral virgen con la voladura, los fragmentos ocupan mayor volumen que in situ. Esta expansión se conoce como índice de esponjamiento y suele variar de 1,3 a 1,5, (lo que quiere decir que el volumen se incrementa entre el 30 y el 50 por ciento), según el grado de fragmentación.

Según la potencia del criadero o anchura de cámara se pueden adoptar tres formas de geometría de la base de la cámara; En la primera a) se suprimen los macizos de la galería de base y el mineral se carga sobre una encamada de madera, reforzada por entibación (para ello la potencia tiene que ser pequeña). En la segunda b) y con potencias mayores se suprime la entibación y se abren embudos en el macizo de galería.



En el caso de producirse bloques grandes que deben taquearse se emplean unas sobreguías de taqueo entre la guía y la explotación. El intervalo práctico conveniente entre cargaderos es de 8 m a 10 m lo cual permite una carga en buenas condiciones y también un piso de trabajo llano sobre el mineral almacenado. Para iniciar la preparación de la explotación se empieza por perforar una chimenea en el centro de la futura cámara y otra en el centro de los macizos laterales de separación entre cámaras y estas chimeneas sirven también para la ventilación. Otras veces, se monta dentro de la cámara, entre el mineral en la parte del muro, coladeros entubados cada 45 ó 60 m, para paso de personal y entrada de aire y se puede también utilizar ventiladores auxiliares para forzar la ventilación del aire en la cámara. Otras veces se preparan sólo las chimeneas extremas.

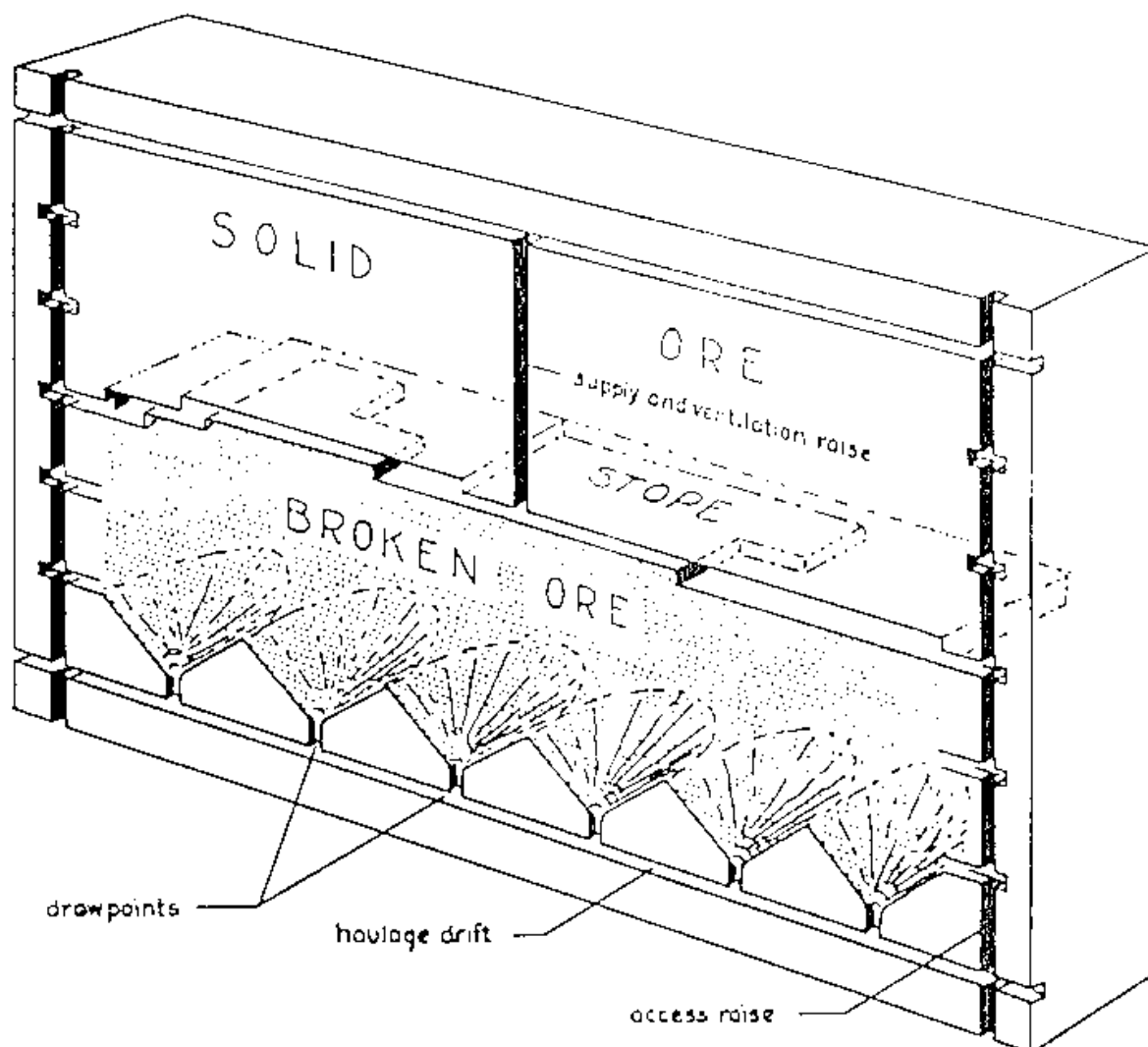
Finalmente el sistema más moderno c) consiste en suprimir el macizo de la guía de base y colocar una galería de transporte al muro desde la que se recorta la base de la cámara y se extrae el mineral con palas y máquinas L.H.D.

Con hastiales y techos apropiados se ha llegado a anchuras de cámaras de 25 m pero en estos casos debe considerarse la conveniencia de utilizar los métodos por tiros largos.

A veces en filones anchos las cámaras se abren en dirección transversal al filón. Cada cámara se separa de la adyacente por un pilar de mineral virgen, para reducir la luz o vano excesivo de las mismas.

El mineral se arranca a lo largo de la cámara por rebanadas en realces sucesivos de 2 a 3,5 m de altura y con el ancho de la cámara, con barrenos horizontales o verticales de 3 a 4 m de largo; con estos últimos, pueden perforarse más metros y dar voladuras de mayor tonelaje, utilizando retardos para el encendido de las mismas; además, son independientes los ciclos de perforación y voladura. El mineral arrancado sirve de piso de trabajo.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	
		Pág.: 88	





El ciclo de explotación consiste en perforar, volar, cargar y bulonar, acompañado por una extracción parcial periódica de mineral arrancado, ya que después de cada voladura el mineral llena todo el hueco de la cámara y hay que sacar el 40 por ciento del mismo por los cargaderos inferiores hasta recuperar un nuevo espacio vacío libre de 2 m entre el mineral arrancado y la corona virgen, que se perfora de nuevo. Si el mineral se vuela con barrenos horizontales, es preciso cargarlo antes de cada voladura. El mineral que queda en la cámara se mantiene a un nivel que permita su uso como piso de trabajo para cada realce, hasta que se alcance el nivel del pilar de corona.

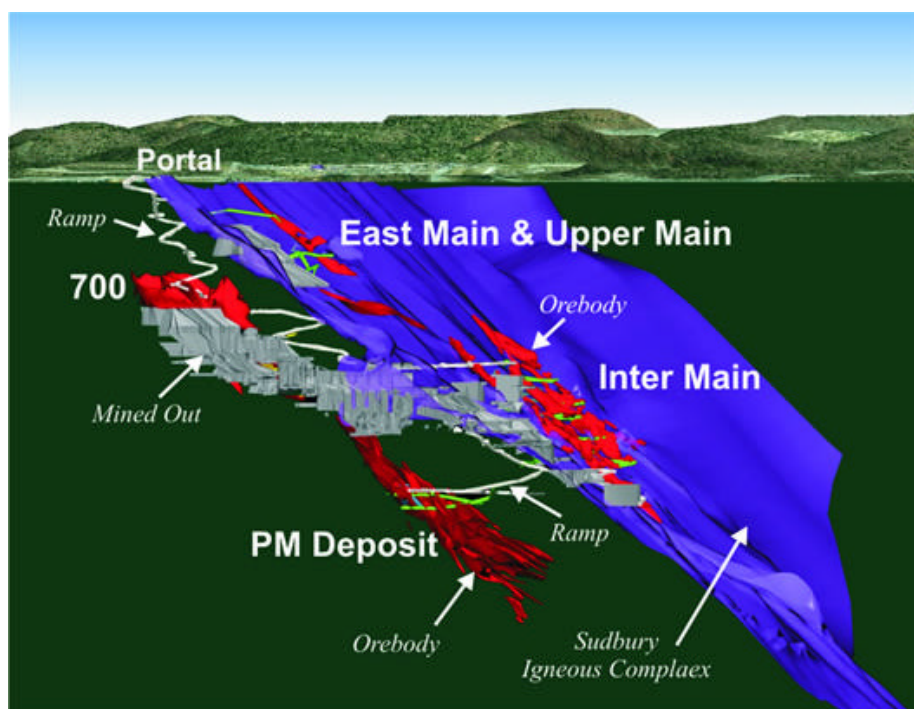
En ese momento empieza la operación de vaciar todo el mineral almacenado. Debe calcularse la cantidad de mineral a extraer puesto que si se descarga en exceso será preciso montar sobre el piso de mineral almacenado andamios para que los martillos

perforadores alcancen la corona. A veces puede parecer que el piso está a la altura correcta, como consecuencia de tener un hueco debajo en el interior del mineral arrancado pero si este hueco se hunde puede atrapar a algún minero en su desplome.

Para que sean satisfactorios los almacenamientos en la cámara, el mineral debe descender libremente. Un material arcilloso o demasiado fino puede originar cuelgues. Pueden taquearse desde arriba para eliminarlos, pero suele ser difícil hacerlo; además, el mineral no debe compactarse ni provocar fuegos subterráneos o deterioros en su almacenamiento en la cámara.

En algunos casos, la extracción periódica por los cargaderos de base aumenta los riesgos de accidente y la dilución del mineral por deterioro de los hastiales. Para evitarlo se puede dejar en el interior del mineral almacenado unos coladeros entubados, por donde se extrae el mineral sobrante.

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	Pág.: 89



Contact Ni and Footwall Cu-PGE Deposits - 3D View

transporte. Se pueden dar tres casos: que la carga sea de salida libre, sin coladeros, en cuyo caso se tritura en la estación correspondiente. Pero en los demás casos hay que taquearlas, parte en la cámara de arranque y sobre todo, en un nivel de taqueo en el que se mueve el mineral con arrobadera (Scraper).

Estas labores encarecen la preparación y por ello lo normal hoy es la disposición c) en que se deja caer libremente el mineral y su propio talud regula la carga con L.H.D.

Las ventajas de las cámaras almacén son:

- En condiciones apropiadas pueden ser más baratas que el método de corte y relleno.

En algún caso se dejan pilares ocasionales en las cámaras almacén cuando los hastiales son falsos y en otros casos cuando la mineralización disminuye mucho o desaparece, porque resultaría antieconómico arrancarlos; estos pilares ocasionales proporcionan un sostenimiento adicional. Cuando se abandonan estos pilares deben aguzarse en su parte superior, dejándolos con dos taludes de 50° a 60° para que el mineral al caer resbale con facilidad y no se formen cuelgues sobre ellos. También puede emplearse bulones para zonas débiles de los hastiales, con el fin de evitar que se desprendan trozos de roca y ensucien el mineral.



Una vez que el arranque ha llegado hasta el pilar de corona del nivel superior, se descarga el mineral almacenado hasta vaciar la cámara. Los costados bajo el macizo de corona pueden bulonarse para aumentar su estabilidad y evitar que se hundan antes de vaciar de mineral la cámara. Para evitar el exceso de polvo en los cargaderos de mineral, antes de vaciar la cámara, se instalan riegos de agua pulverizada. También puede volarse el macizo de corona de la cámara antes de abandonarla, y hundirlo a todo lo largo. Si además se procede a volar con barrenos en abanico los pilares entre cámaras el conjunto puede considerarse un bloque hundido. Puede ser éste el camino para ensayar o iniciar un método de hundimiento por bloques.

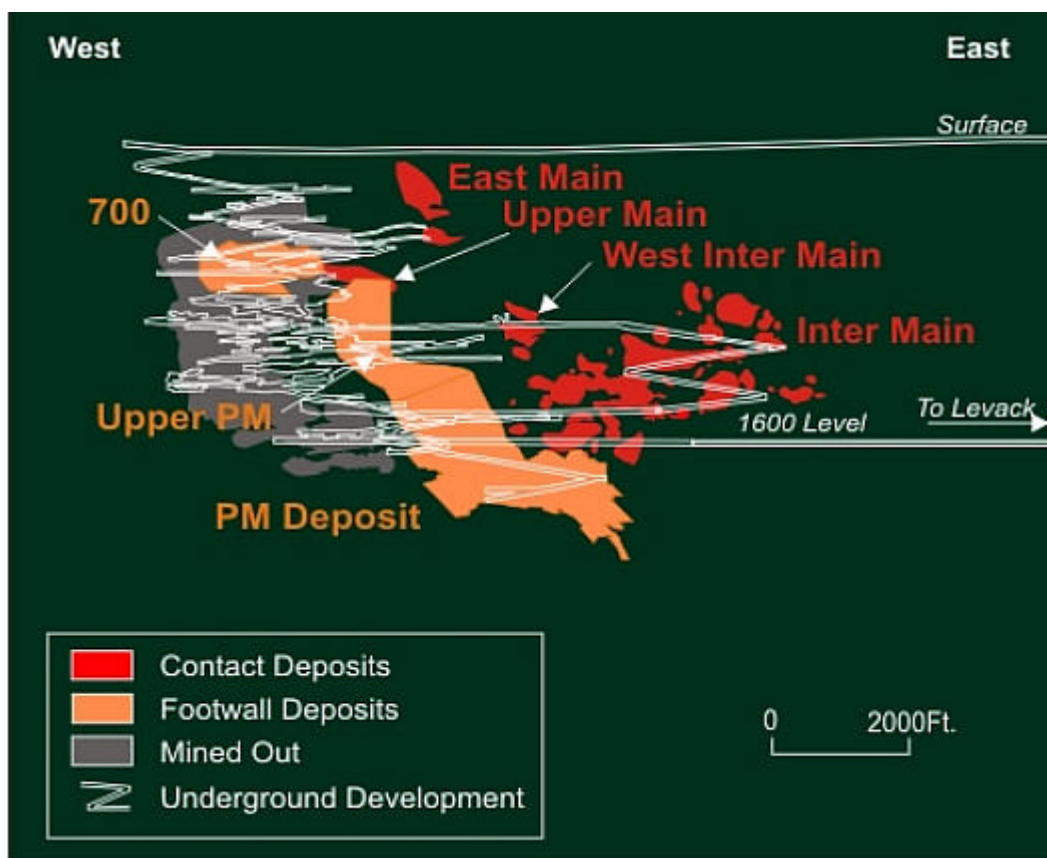
En las voladuras se pueden producir bloques de mineral que sobrepasen el tamaño conveniente al

- 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.

Los inconvenientes son:

- 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

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	
		Pág.: 90	



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.

- Subniveles de servicio con piqueras de mineral si la altura de las cámaras es menor.
- Transversales de carga cada 5-15m.
- Sistema de carga- evacuación mediante pozos tolva o pozo de evacuación corrido.
- Chimeneas de acceso y ventilación entre niveles.

Resumen descriptivo del método:

Explotación:

- Cámaras de 45-90m largo, 45-90m alto, 1-30m ancho, separadas por pilares horizontales y verticales.
- Extracción paulatina del mineral arrancado (35-40% para un 50-60% de esponjamiento)

Preparación:

- Niveles de transporte con galerías en estéril a muro 5-10 m por debajo de la cota inferior del tajo, separados 45-180m verticalmente.

Sistema:

PERFORACIÓN V/H + VOLADURA + CARGA + TRANSPORTE



Martillo manual con empujador o columna neumática + carga por gravedad + transporte por tren con vagonetas, LHD ó Camión volquete

Variantes:



- Explotación sobre piso inclinado con un mayor número de tajos.
- Arranque por tiros largos desde chimenea.

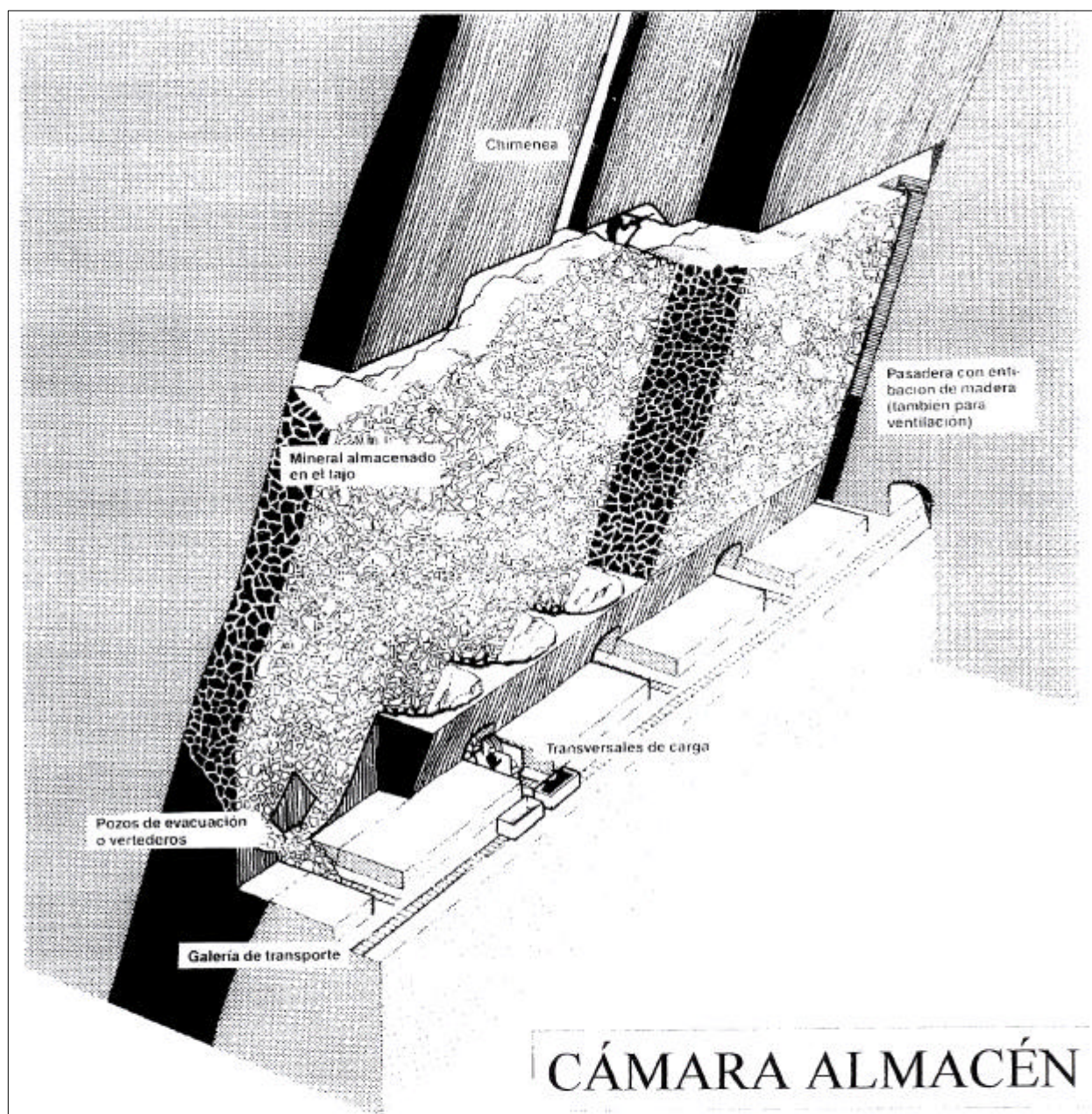
Aplicaciones:

- Yacimientos verticales / semiverticales (buzamiento > ángulo de reposo)

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	
		Pág.: 91	

- Generalmente de pequeña potencia (1 a 30m) y ley media-alta.
- Mineral firme, exento de arcillas, no combustible, oxidable ni degradable
- Hastiales regulares y estables (evitar dilución y / o sostenimiento)

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 8 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN	Pág.: 92



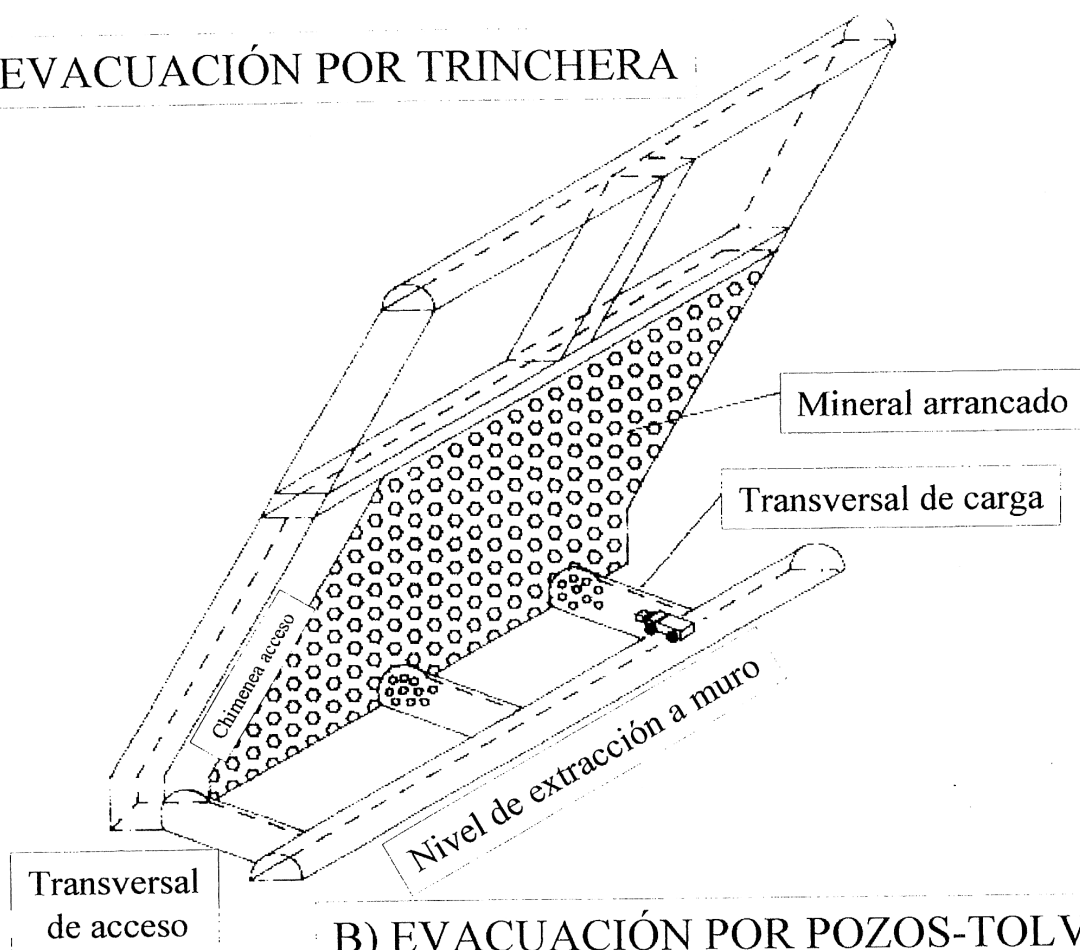
VENTAJAS

- Método sencillo.
- Baja inversión en equipamiento.
- Mínimo sostenimiento.
- No excesiva preparación.
- Alta recuperación (75-100%).
- Baja dilución (10-25%).

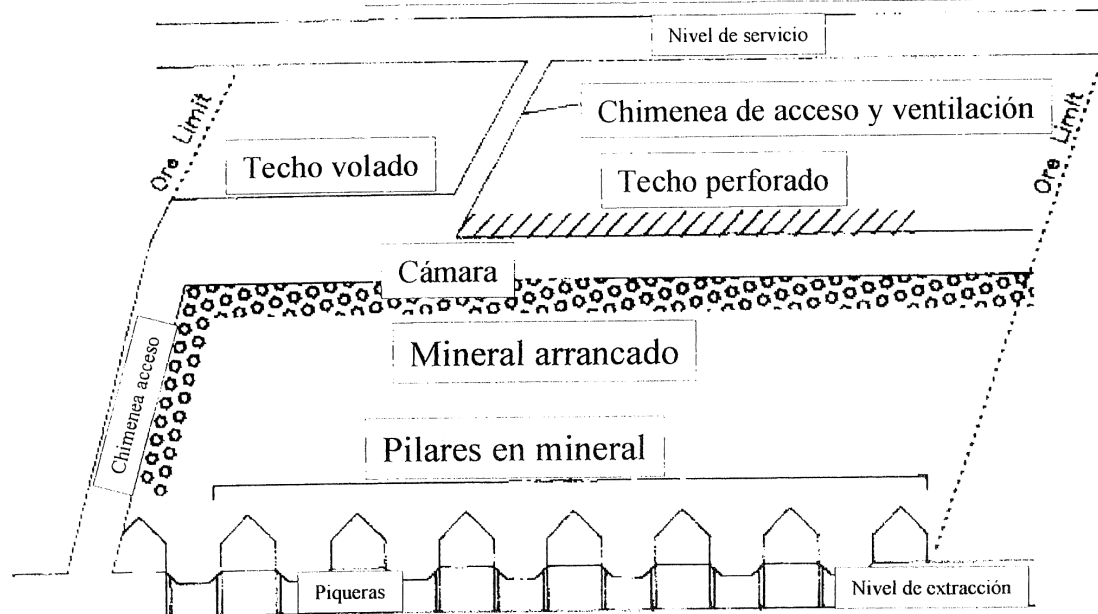
INCONVENIENTES

- Dificil mecanización. → Minas pequeñas.
- Mucha mano obra.
- Riesgo de atranque en las cámaras.
- Dificiles condiciones de trabajo.
- 60% del mineral almacenado hasta el final.

A) EVACUACIÓN POR TRINCHERA



B) EVACUACIÓN POR POZOS-TOLVA

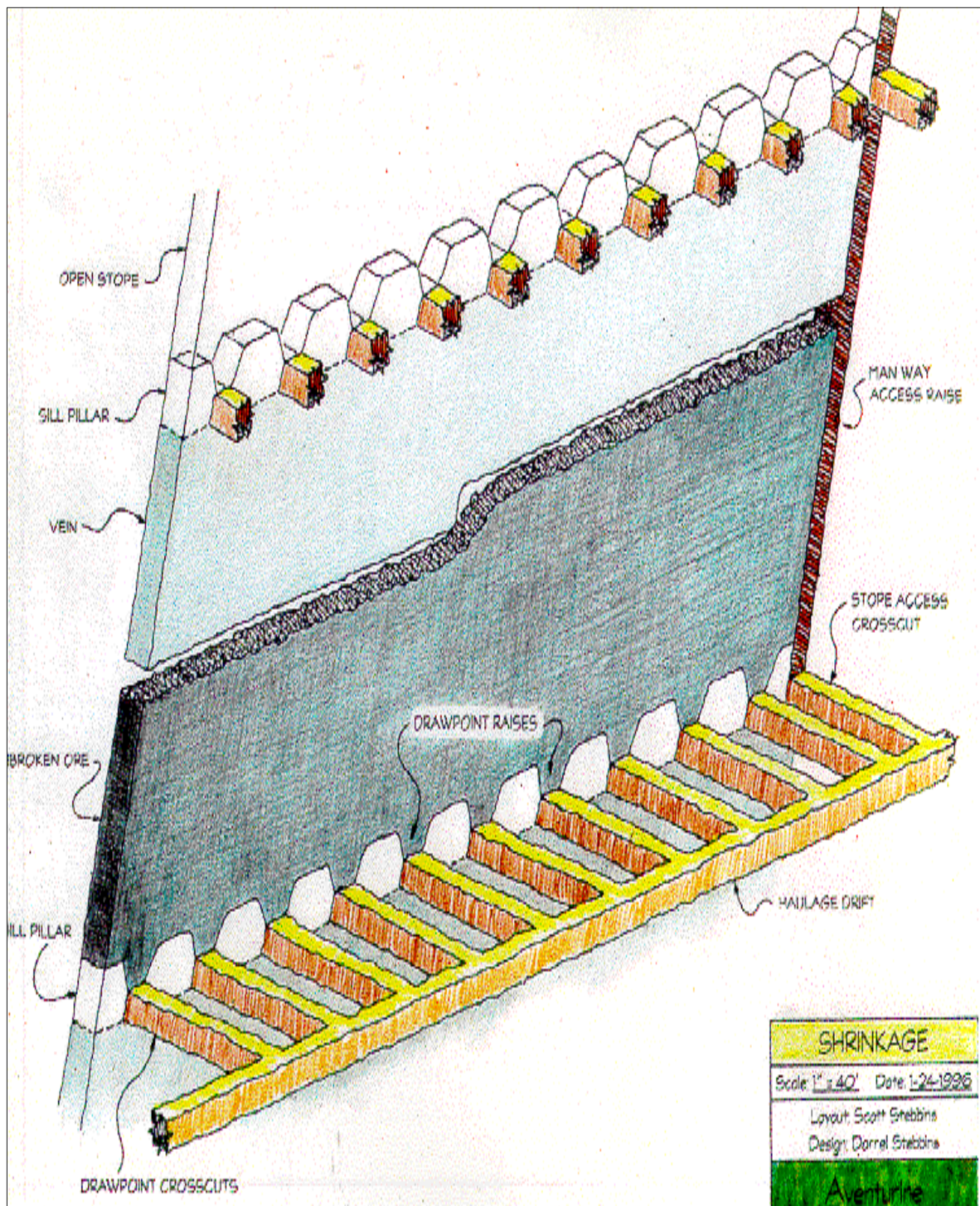




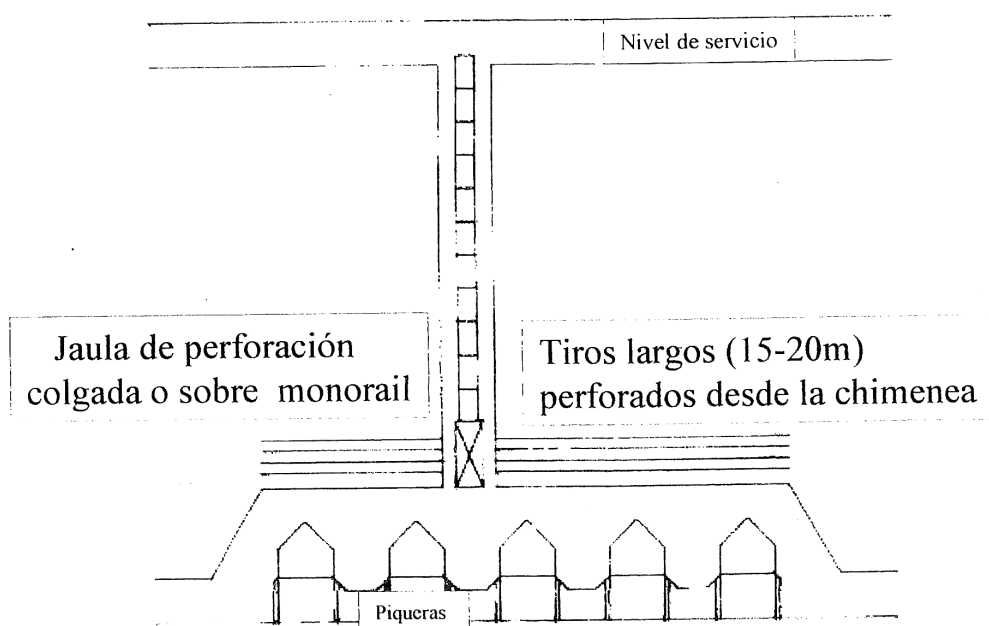
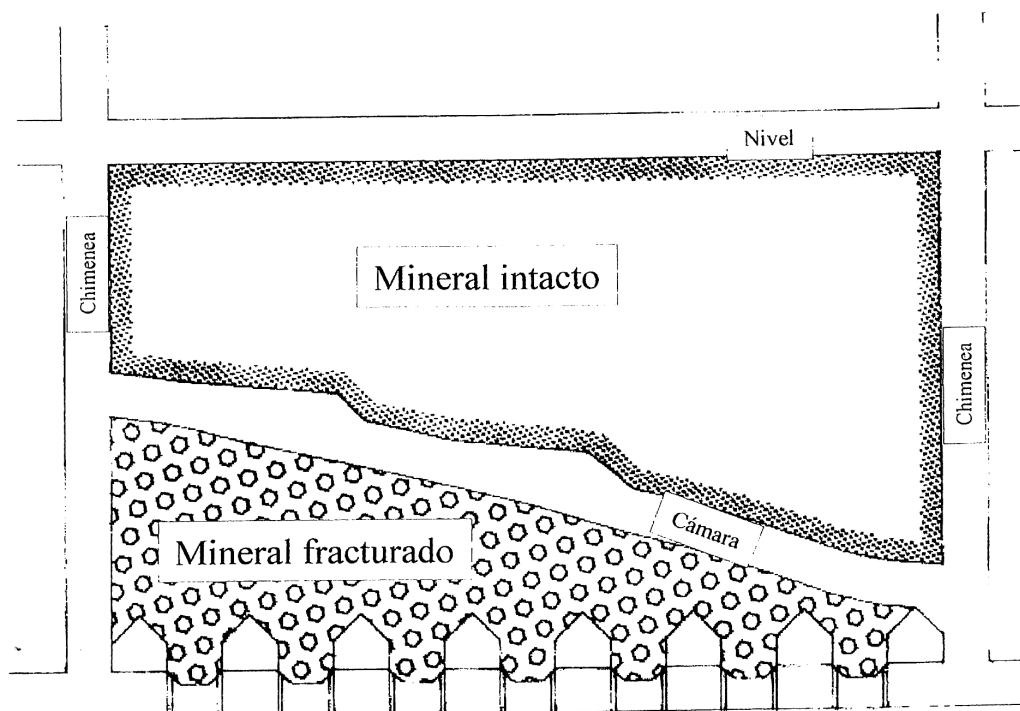
UPM



ETSIMM



CÁMARA ALMACÉN SOBRE PISO INCLINADO



CÁMARA ALMACÉN POR BARRANOS LARGOS

DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO

OBJETIVOS DEL TEMA



- Comprender la concepción y operatividad del método de corte y relleno.
- Explicar las características diferenciadoras y singularidades de este método.
- Comprender como se realiza la explotación en este caso.
- Conocer la geometría del método.
- Comprender la maquinaria y los elementos necesarios para desarrollar la explotación con este método.
- Comprender como funciona la ventilación.
- Comprender como se opera y qué características tiene el relleno.
- Conocer cuales son las ventajas y desventajas.
- Conocer como se realiza el corte y relleno descendente, sus características operativas y las consideraciones a tener en cuenta.



1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE. (CUT – AND - FÍLL STOPES)

Se entiende por corte y relleno los métodos de explotación subterráneos en los que una simple excavación o pasada se completa con el relleno antes de la realización de la siguiente pasada.

En este método el mineral se arranca en rebanadas sucesivas horizontales o inclinadas trabajando en sentido ascendente desde la galería de base, como en las cámaras almacén. Sin embargo el mineral se saca a medida que se arranca y el hueco que se produce al sacar el mineral se rellena con estériles siguiendo al frente a una distancia mayor o menor según los casos, o bien, sólo se empieza el relleno cuando se completa el arranque de una rebanada. 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.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	
			Pág.: 97

Este ciclo repetido de perforación, voladura, carga y relleno es lo característico del método.



DRILLING & BLASTING



MUCKING OUT



BACK FILLING

En este sentido las cámaras resultantes de voladuras por cráter que se rellenan rutinariamente en algunas minas no pueden considerarse comprendidas en el método de corte y relleno. Este método se usa en depósitos filonianos con buzamientos pronunciados y en yacimientos grandes de forma irregular. Sin embargo también se usa con cierta intensidad en los yacimientos de oro surafricanos con buzamientos pequeños.

El relleno sirve, en primer lugar, para sostener las paredes o hastiales de la cámara. En minas pequeñas el relleno puede proceder de los estériles producidos por el arranque de la cámara o por las labores preparatorias generales de la mina y, en caso necesario, de labores especiales realizadas con este fin. En trabajos mineros de más importancia el relleno se compone arena, grava o estériles del lavadero deslodados.

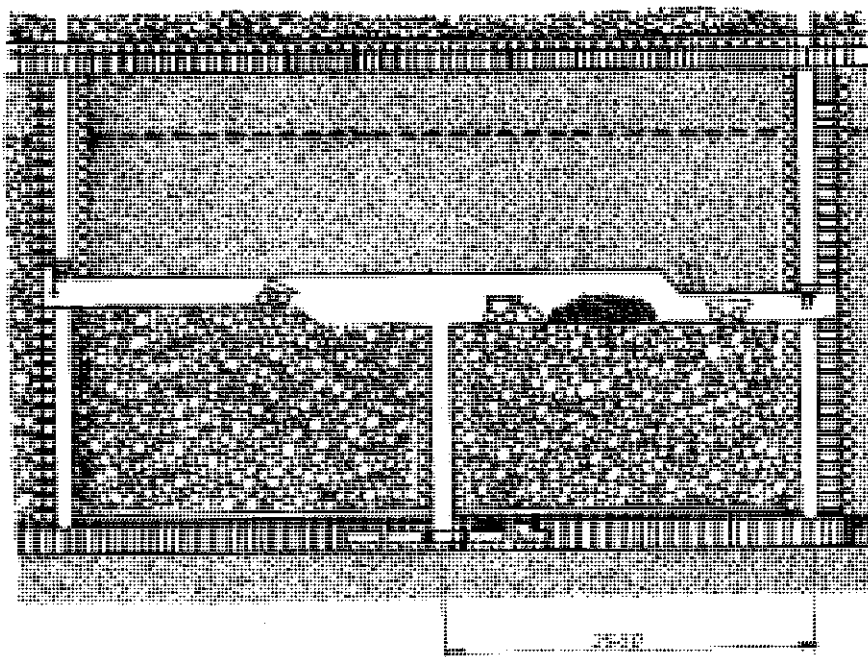
Para evitar desprendimientos de rocas en zonas falsas



localizadas, se emplean castilletes, estemples y bulones como complemento del relleno.

Este método es uno de los más extendidos en la minería metálica moderna y se considera como una alternativa del método de subniveles, que se prefiere cuando puede emplearse por las características resistentes de los hastiales y del mineral.

Los mismos equipos de perforación pueden emplearse con el corte y relleno y en los subniveles. Incluso puede proyectarse un método de corte y relleno y si, al ponerlo en práctica, se comprueba que las propiedades de resistencia del macizo rocoso del criadero son buenas, se puede cambiar el método a subniveles.

El corte y relleno es el método de explotación más flexible de todos, ya que puede aplicarse a casi todo tipo de criaderos; la utilización de esterones de tejidos apropiados, que sirven para recubrir los pilares y contener el relleno, o bien el empleo de una ligera dosis de cemento para que el relleno fragüe, permiten estabilizar éste y consiguen la recuperación del mineral de los pilares. Si la mineralización es arrosariada o desigual, pueden agruparse económicamente las zonas pobres y ricas diseñando las cámaras adecuadamente, con lo que puede realizarse una explotación selectiva. El relleno evita los hundimientos de grandes proporciones al iniciar explotaciones debajo de pisos ya arrancados. La disposición de los coladeros, piqueras y chimeneas de ventilación, permite contar siempre con pasos



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	Pág.: 98

suficientes, si alguno se interrumpiera por cualquier circunstancia.

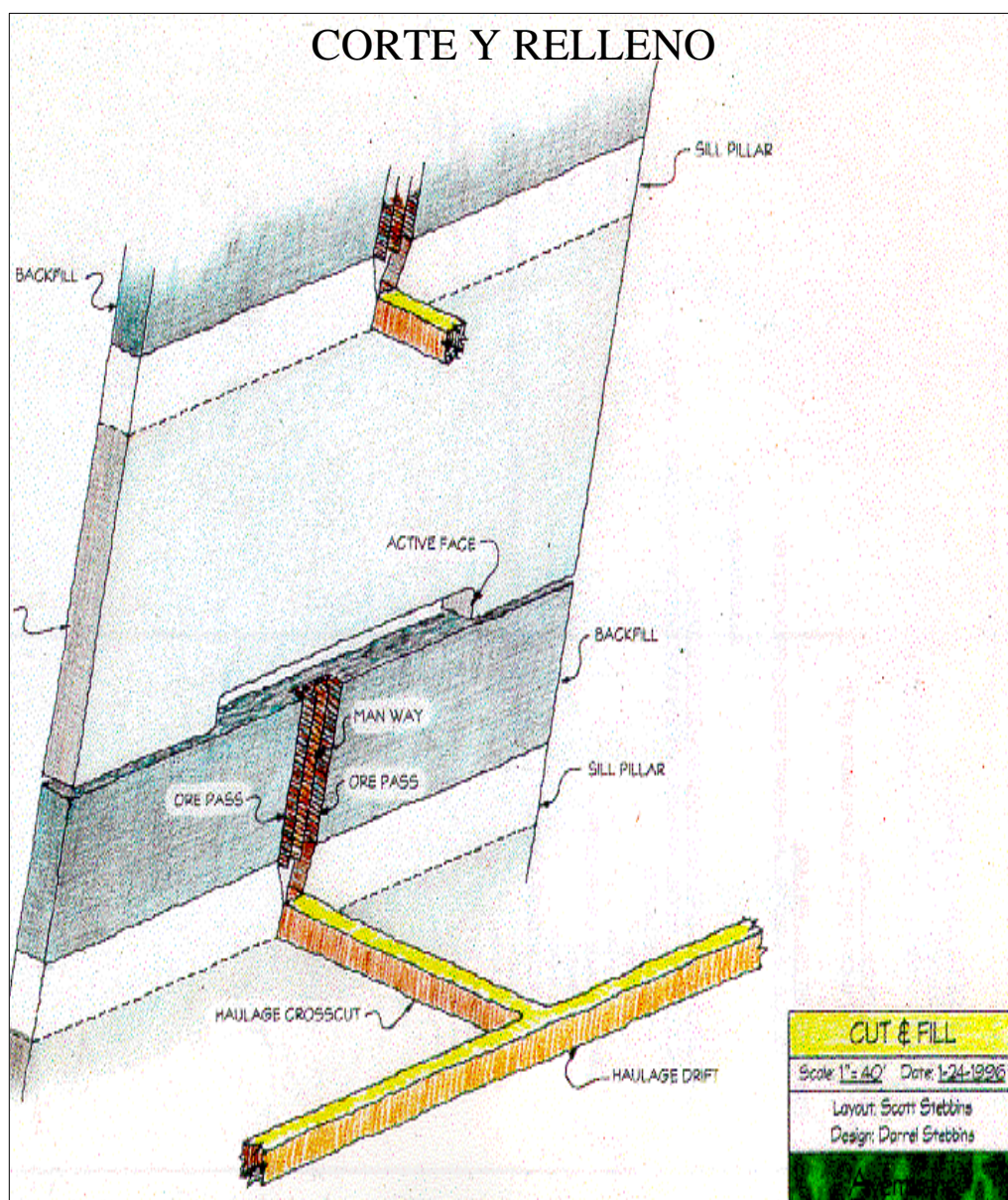
En criaderos tabulares de fuerte pendiente y potencia pequeña o media, el mineral se arranca en dirección, montando cámaras longitudinales y con la anchura de la caja. Según la corrida del criadero, las cámaras pueden ser del mismo largo que éste o limitarse por medio de pilares de separación, que disminuyen 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.



El corte y relleno se emplea en criaderos irregulares de minerales ricos, con ramificaciones que penetran

en el macizo rocoso que lo encaja. En estos casos será preciso franquear la roca del hastial para conseguir las secciones precisas. La roca arrancada se deja dentro de la explotación como relleno de la rebanada.

Estas rebanadas con relleno se llaman algunas veces mecanizadas, cuando se utilizan en ellas cargadoras L.H.D. (que cargan, transportan y descargan) con propulsión diesel o de aire comprimido para la carga del mineral arrancado.

Para preparar las cámaras en este método, se parte de la galería de transporte general, situada a unos 12 m - 15 m del fondo de la futura cámara; desde un recorte de esta galería se practica una rampa de acceso, que alcanzará al fondo de la cámara a la



 UPM	 ETSIIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	Pág.: 99

altura antes indicada, cortando entonces el criadero con un recorte de techo a muro, en lo que será 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. Esta chimenea servirá para el servicio general y tendrá suficiente sección para ello; irá provista de escalas y mecanizada con un cabrestante para las maniobras de los equipos. También sirve como entrada de aire a la cámara, y la salida de aire se realiza por los dos extremos de la misma, por dos chimeneas de menor sección que se preparan en estos puntos y también al muro del criadero.

Los coladeros pueden dejarse entre el relleno o prepararlos al muro, separados unos 8 m - 10 m del mineral, para mayor 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. Por contra, presenta el inconveniente de que es difícil sacar piezas grandes por chimenea, ya que las unidades grandes del equipo, como cargadoras y jumbos, quedan encerradas en la cámara. Por ello, los trabajos de preparación y mantenimiento deben realizarse dentro de la misma cámara en condiciones poco apropiadas. En caso de avería grave, no queda otra solución que desarmar la máquina y sacarla por la chimenea de servicio a los talleres.

Tampoco pueden variarse estos equipos de una cámara a otra y han de tener su capacidad adaptada a la producción de una sola cámara.

La práctica minera varía de una mina a otra, pero comúnmente se emplean barrenos ascendentes en las voladuras, perforados con jumbos de uno, dos o tres brazos. Los esquemas tienen 1,8 m de piedra y 1,2 m de espaciado. Se emplea NAFO, salvo que haya agua, lo que obliga a emplear explosivo gelatinoso.

El control de los esquemas de perforación es riguroso y además se debe pagar en función de la eficacia de la voladura.

La experiencia indica que se consiguen mejores resultados con barrenos inclinados de 10° a 30° con la vertical e inclinados 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 3 m - 4 m. Los bloques grandes se taquean a medida que se presentan.

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.

La experiencia demuestra que es mejor arrancar desde los extremos de la cámara hacia el centro, salvo que la disposición de los planos de cruce de la masa mineral exigieran hacerlo en una dirección.

El trabajo empieza con la perforación y voladura, seguida de la carga de modo que los jumbos seguidos de las cargadoras, no queden encerrados por el montón de mineral arrancado; el relleno se coloca según las necesidades a medida que avanza el arranque. Si la resistencia de mineral y hastiales lo permite, se puede arrancar toda la rebanada y rellenarse de una sola vez.

El aire para la ventilación debe entrar por la planta inferior de la mina; cuando se dejan coladeros entre el relleno, el aire penetra por ellos, con lo que se presenta el problema de que, al secarse el relleno, el aire arrastra muchos polvos, y también que el mineral volado puede tapar esos pasos.

Por ello es mejor que el aire entre 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.

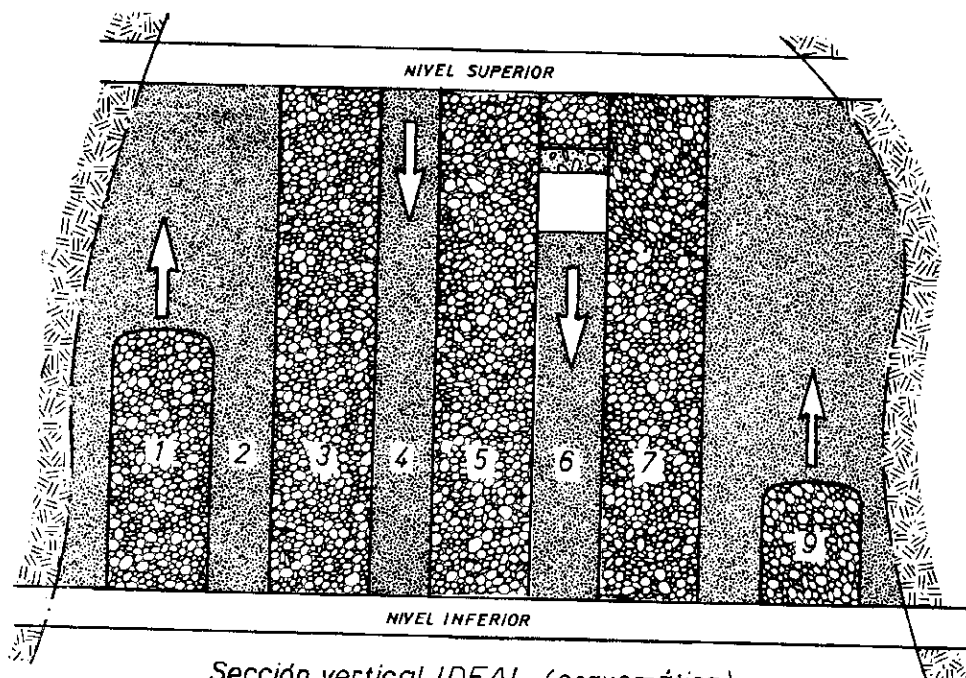
El relleno se compone de arena y estériles molidos del lavadero; también pueden añadirse rocas de las labores preparatorias. En la cámara se reparte con pala L.H.D. o arrobadera si es relleno seco.

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.

Las arenas del relleno se tratan para que el tamaño menor de 10 micras no llegue al 10 por ciento, de modo que pueda drenarse el agua en la cámara con facilidad y así resulta una superficie firme sobre la que pueden trabajar los mineros y emplear la maquinaria casi inmediatamente.


El drenaje se hace por decantación y filtrado. Para ello se colocan en el relleno de cada cámara varios tubos perforados de drenaje y filtrado, recubiertos con arpillera, a través de los cuales escurre el agua. Además los accesos a la cámara se cierran a medida que sube el nivel del relleno, con cierres porosos, para que el agua pueda escurrir.

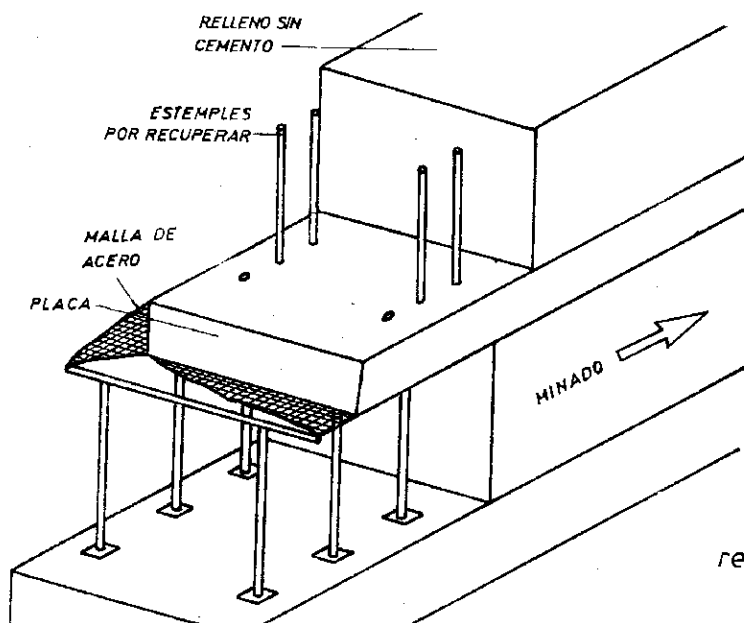
Se ha medido la convergencia producida en el hueco inicial, por la compactación del relleno con arena, y los resultados obtenidos oscilan entre 10 - 20 por ciento de la potencia.



Sección vertical IDEAL (esquemática)



3,5,7. CAMARAS ARRANCADAS Y RELLEAS
4,6. PILARES EN ARRANQUE Y RELLENO
1,9. CAMARAS EN ARRANQUE Y RELLENOS

 Relleno
 Mineral
 Roca
 Hormigón



Detalle de
recuperación de pilares
CE RRO DE PASCO (PERU)

Corte y relleno. Explotación ascendente y recuperación de pilares descendente.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	
		Pág.: 101	

Con objeto de facilitar la recuperación de los macizos entre cámaras, se ha ensayado el consolidar el relleno agregándole del 6 por ciento al 10 por ciento de cemento para que fragüe y alcance resistencias a la compresión de 0,7 a 1,0 MPa.

Para evitar las pérdidas y dilución del mineral por relleno, se puede lanzar una capa de cemento y arena de pocos centímetros sobre la superficie de relleno. Pero siempre penetran en él algunos trozos de mineral que habrá que recuperar, pudiendo aceptar un 5 por ciento de pérdida de mineral en el relleno. Mineros experimentados pueden rebajar estas cifras.

Los coladeros y pasos se protegen con brocales o barreras, para evitar accidentes, y se retiran al dar las voladuras. Según las características geotécnicas del mineral, se puede bulonar la corona con bulones largos cuando el macizo se aproxima a sus últimos realces; estos bulones se mezclan después con la masa mineral volada, lo que ocasiona inconvenientes en la carga y molienda. Algunas minas tienen que colocar bulones en corona como medida rutinaria de seguridad.

En el corte y relleno, con arranque por barrenos verticales se necesita unas dimensiones de hueco descubierto que, si la corona o los hastiales son demasiado débiles, pueden no soportarlos.

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.

Si no se utiliza equipos mecanizados como los L.H.D. para este método, lo más corriente es utilizar el rastreo del mineral con arrobadera o scráper, 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.

Las rebanadas rellenas son un buen método para ser empleado en la recuperación de pilares.

Las ventajas del método de Rebanadas Rellenas son:

- Sus costos por preparación son menores que los de las Cámaras Almacén, subniveles y

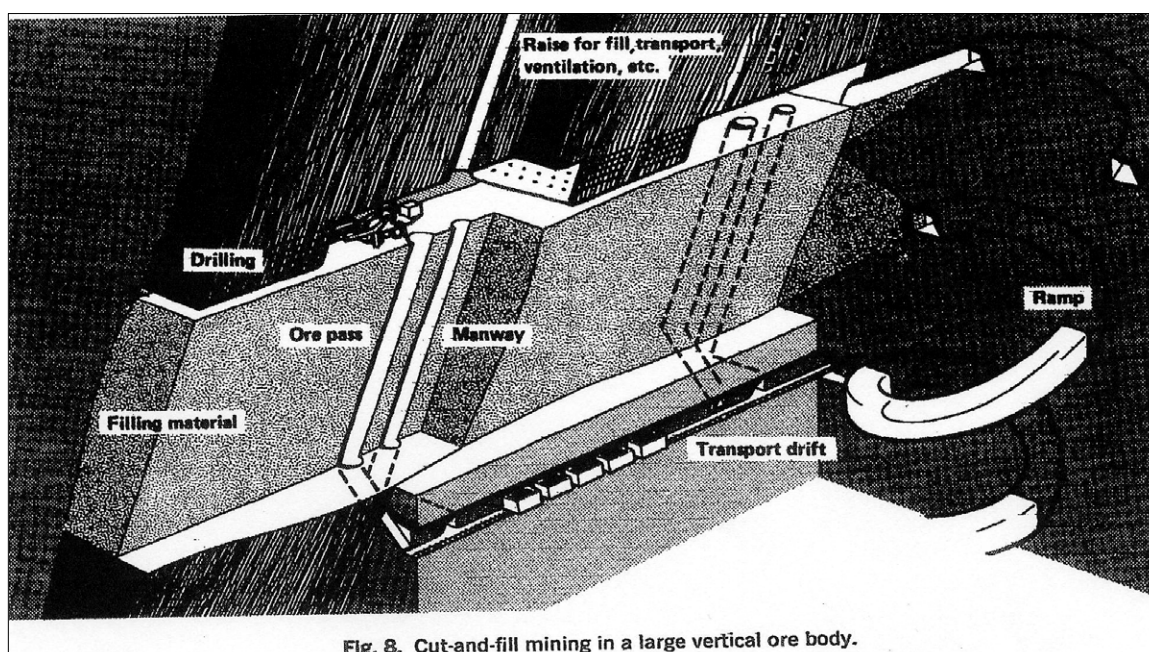




Fig. 8. Cut-and-fill mining in a large vertical ore body.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	
		Pág.: 102	

barrenos 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.
- El taqueo puede hacerse en la cámara, evitando atascos en los coladeros,
- La estabilidad en la cámara y en el conjunto de la mina es grande, gracias al relleno.
- Permite la colocación de estériles del lavadero.

Por el contrario, los inconvenientes son :

- 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.

Resumen descriptivo:

Explotación:

- Similar a "cámara almacén", pero las cámaras se rellenan con material suelto o cementado.
- Las Cámaras más largas (60-600m) permiten la mecanización.
- Pilares laterales, de base y corona si se requieren.

Preparación:

- Niveles de transporte con galerías en mineral o en estéril si aquél fuera poco consistente, los hastiales irregulares o la ley poco uniforme.
- Chimeneas para mineral, relleno, ventilación o acceso entre niveles.
- Rampas para acceso a los tajos de equipos mecanizados (jumbos, LHD, etc.).
- Inicio del corte con galería en dirección, 6-8m encima de la de transporte (pilar de base) si ésta fuera en mineral.

Sistema:

PERFORACIÓN + VOLADURA + CARGA + TRANSPORTE + RELLENO

Martillo manual, Scraper, Tren, Mecánico, Jumbo, LHD, Camión, Neumático – Hidráulico

Variantes:

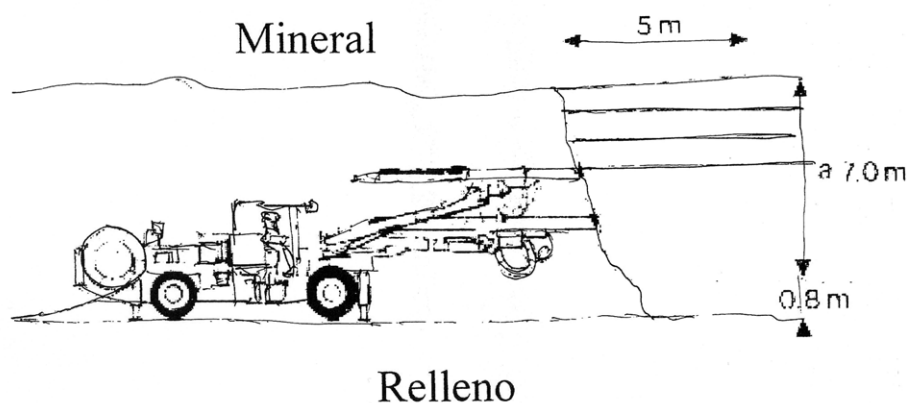
- Ascendente: Relleno al piso:
 - a) Corte en realce con barrenos H/V.
 - b) Avance en calles con relleno lateral.
 - c) Con pilares para grandes potencias.
- Descendente: Relleno cementado al techo. Corte con barrenos H/V.

APLICACIONES:

- Yacimiento tabular (irregularidades y discontinuidades son admisibles)
- De pequeña potencia (< 30m), gran extensión y alta ley (uniforme o variable —> explotación selectiva)
- Buzamiento > 45°. Más horizontales posible si los coladeros son de una pendiente superior al ángulo de reposo (más labores en estéril).
- Mineral moderadamente firme. Hastiales débiles.

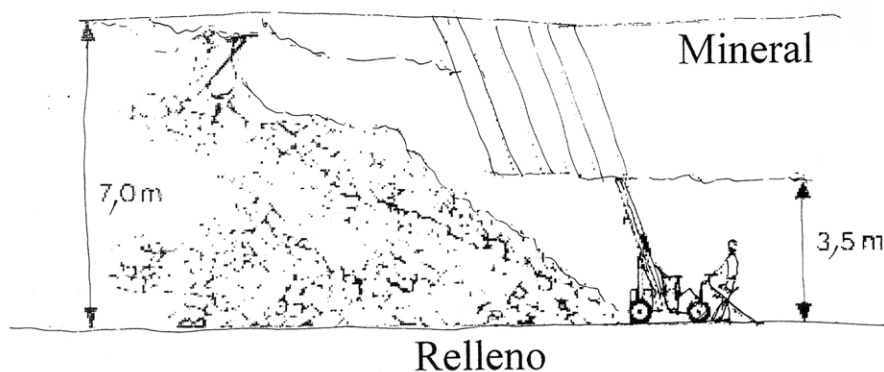
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (Barrenos horizontales)

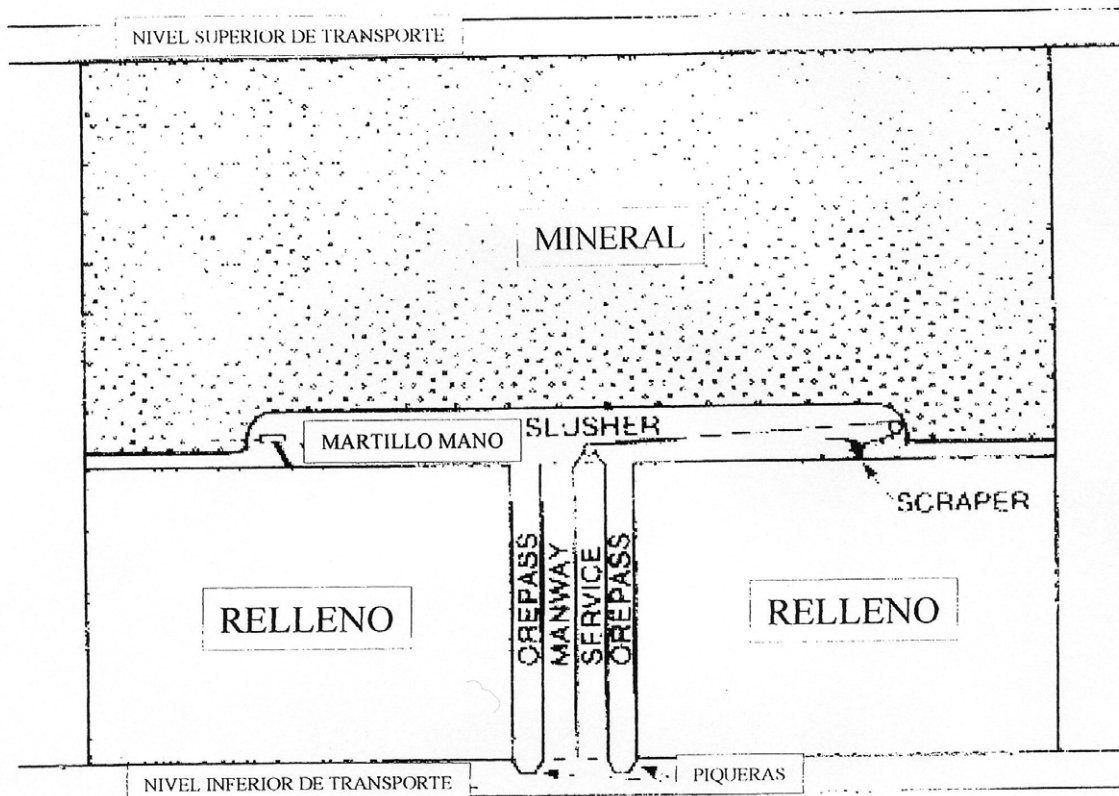
- Techo de la excavación menos afectado por la voladura.
- Perforación no independizada de la carga.
- Mejor sujeción de los hastiales.



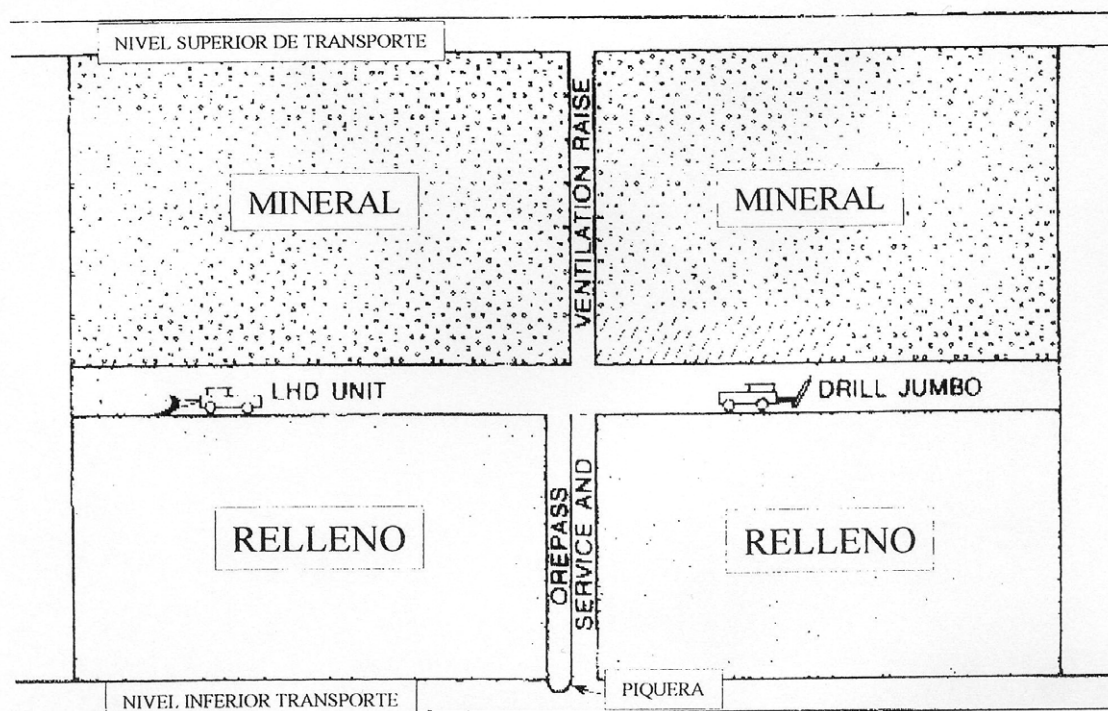
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (Barrenos verticales)



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

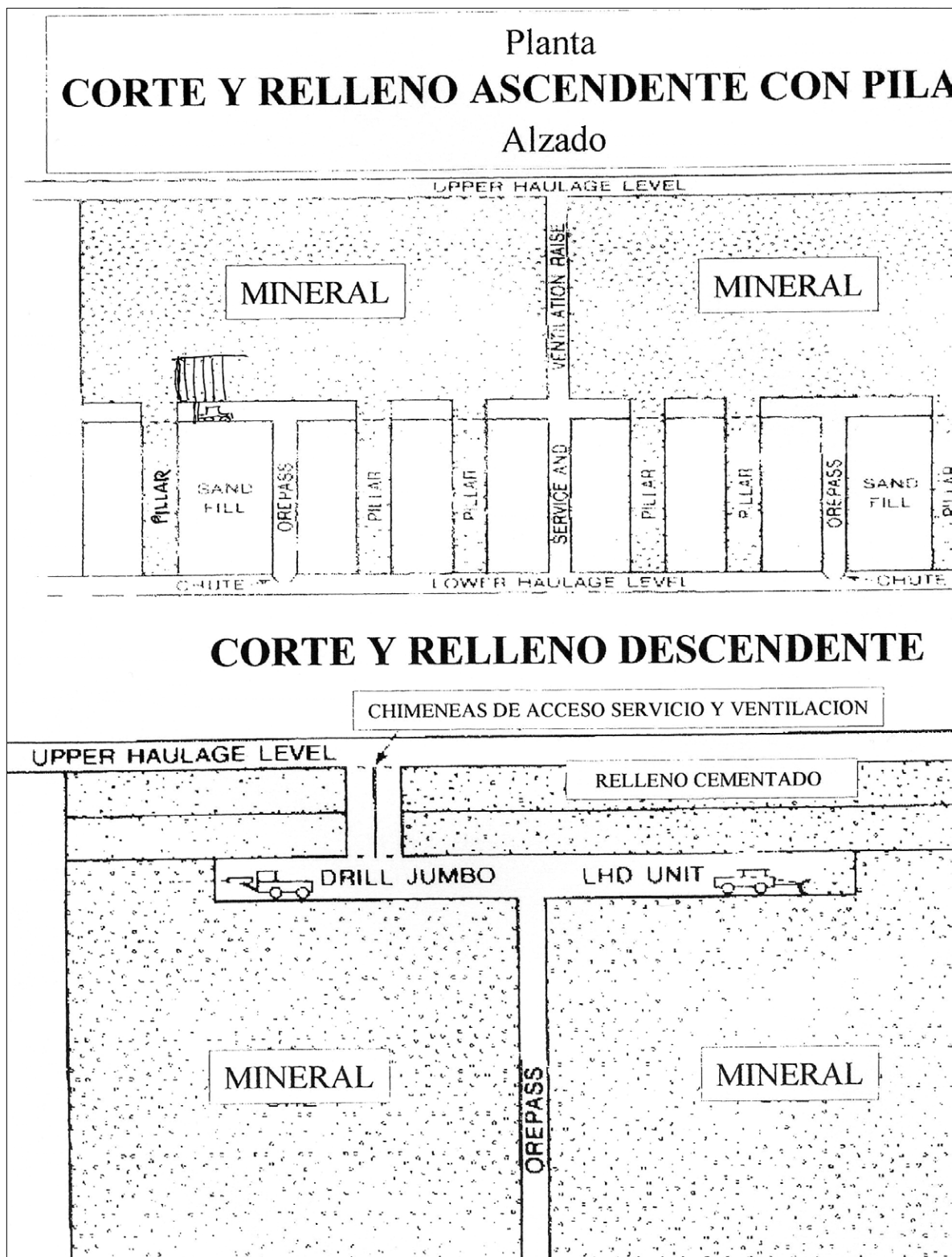


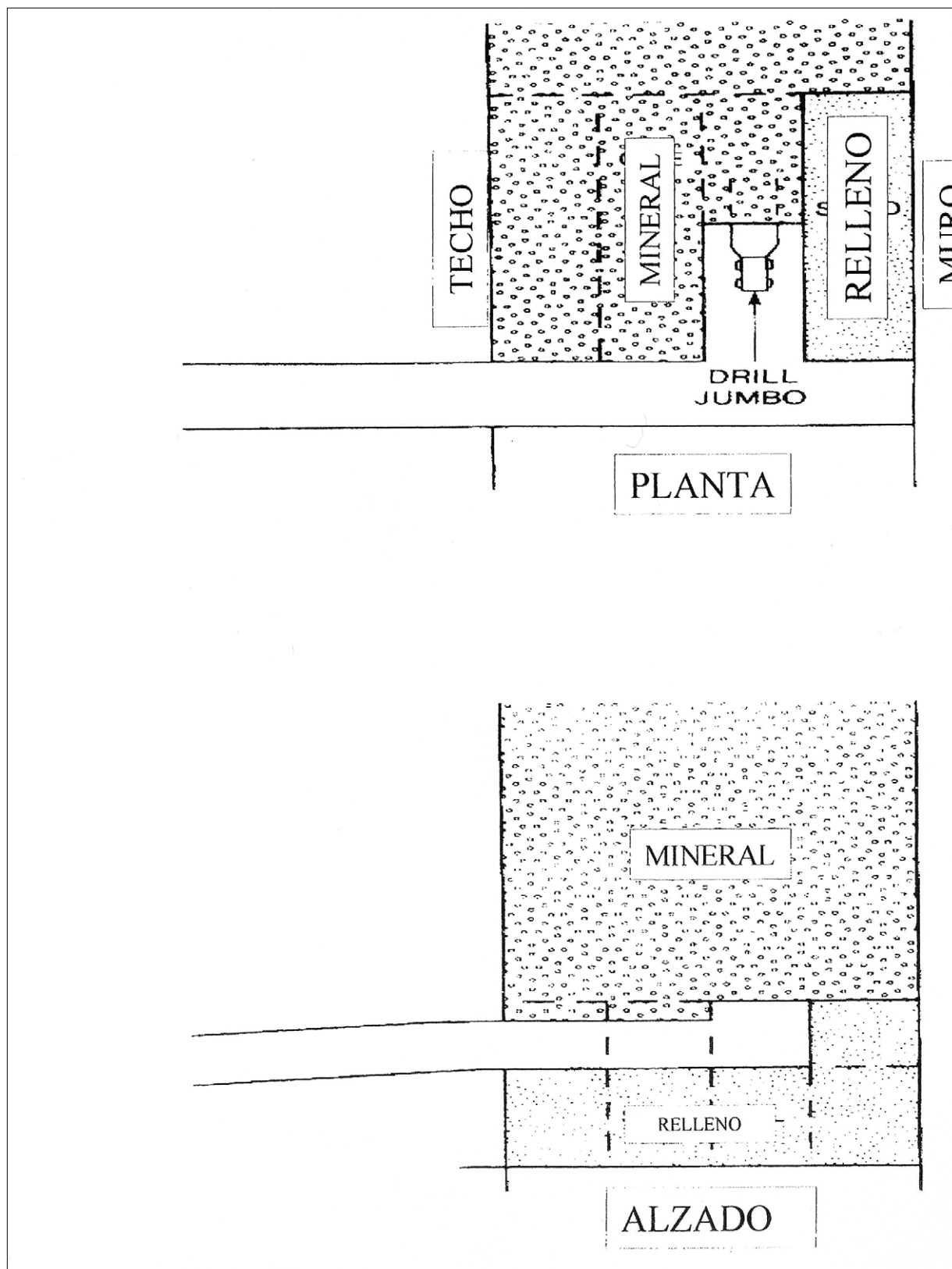


CORTE Y RELLENO ASCENDENTE NO MECANIZADO **CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO**

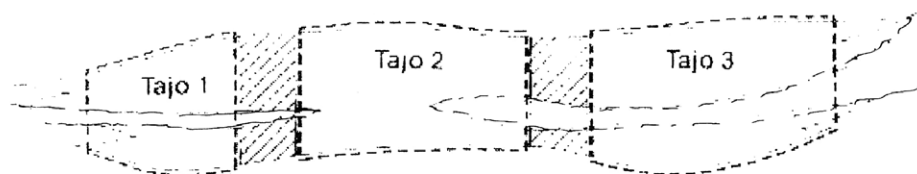


		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	Pág.: 105

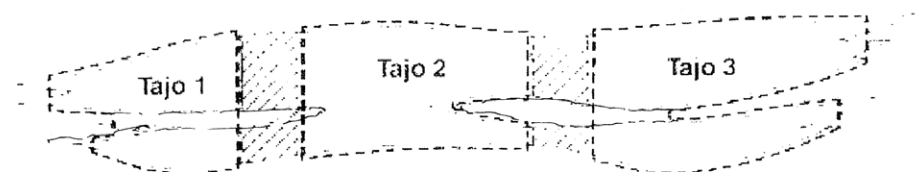




SELECTIVIDAD DEL **“CORTE Y RELLENO”** VS. **“SUBNIVELES”**

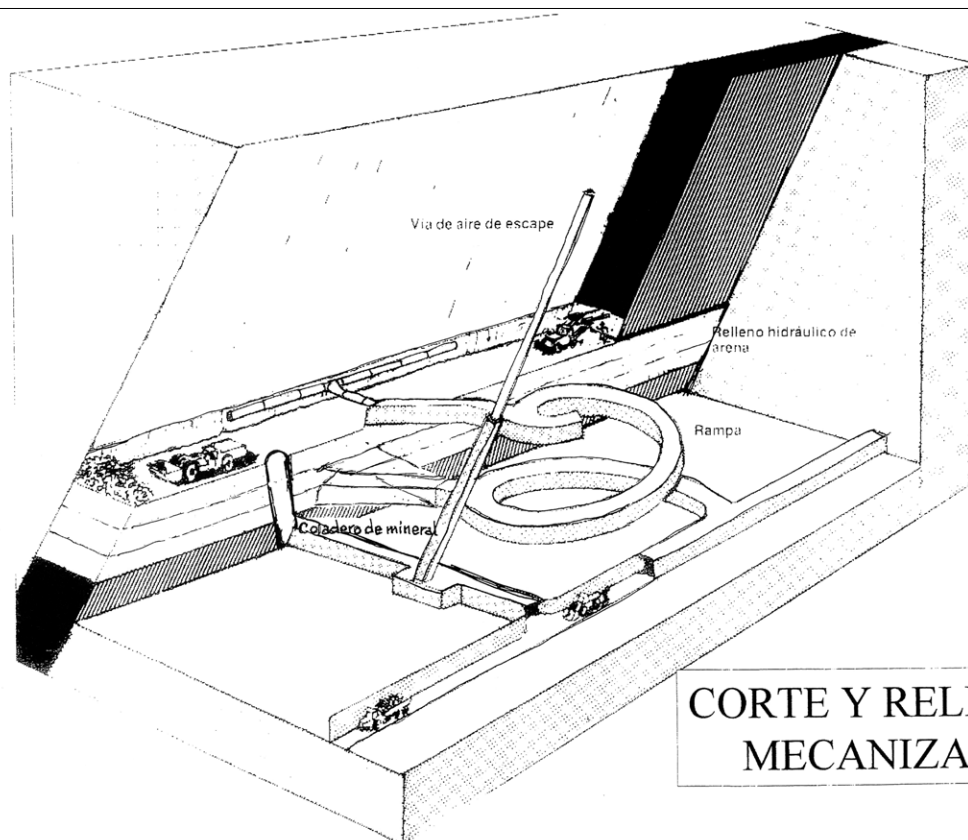
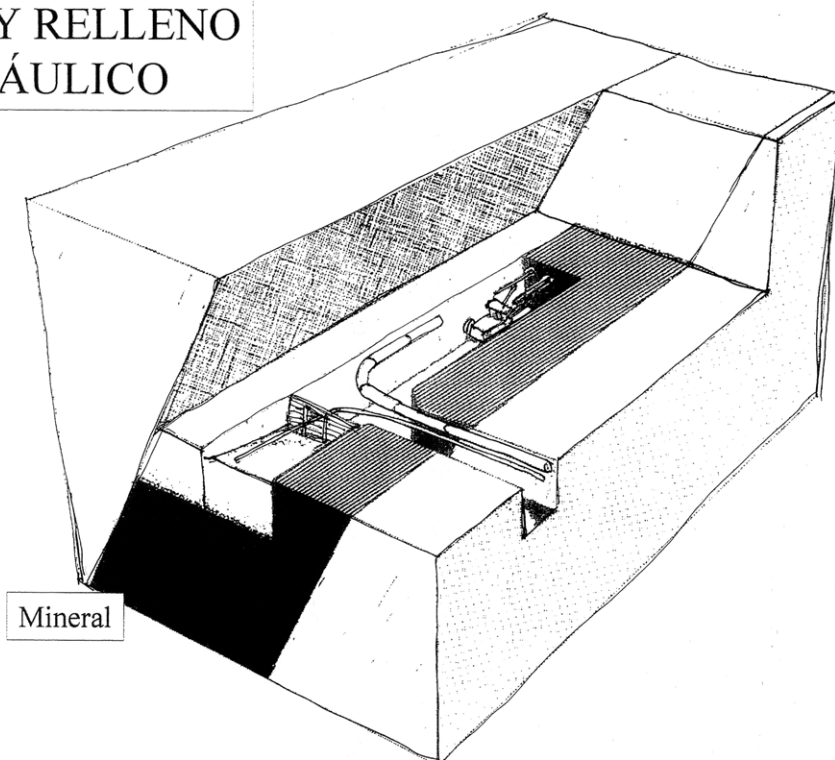


Realce por subniveles



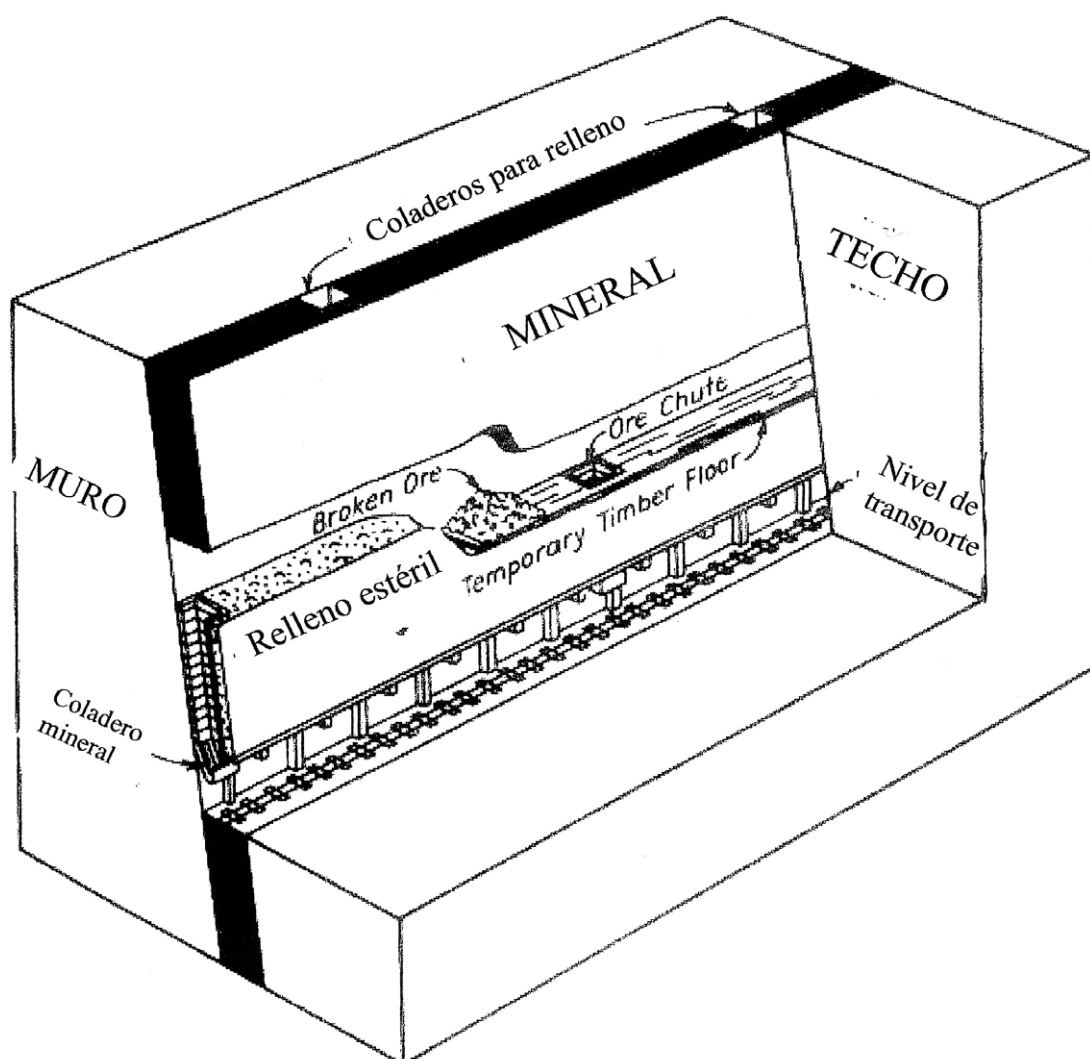
Arranque por corte y relleno



CORTE Y RELLENO HIDRÁULICO



CORTE Y RELLENO MECANIZADO

RELLENO POR GRAVEDAD



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	
		Pág.: 110	

2. CORTE Y RELLENO DESCENDENTE. (UNDERCUT AND FILL)

En este método el arranque se realiza en rebanadas horizontales que se rellenan colocando previamente una losa de hormigón pobre o relleno cementado que sirve de techo artificial para la rebanada siguiente.

Este método sustituye al de corte y relleno ascendente en los casos de mineral falso y fracturado cuya corona puede ceder y complicar la explotación.

Es un método que presenta las ventajas siguientes:

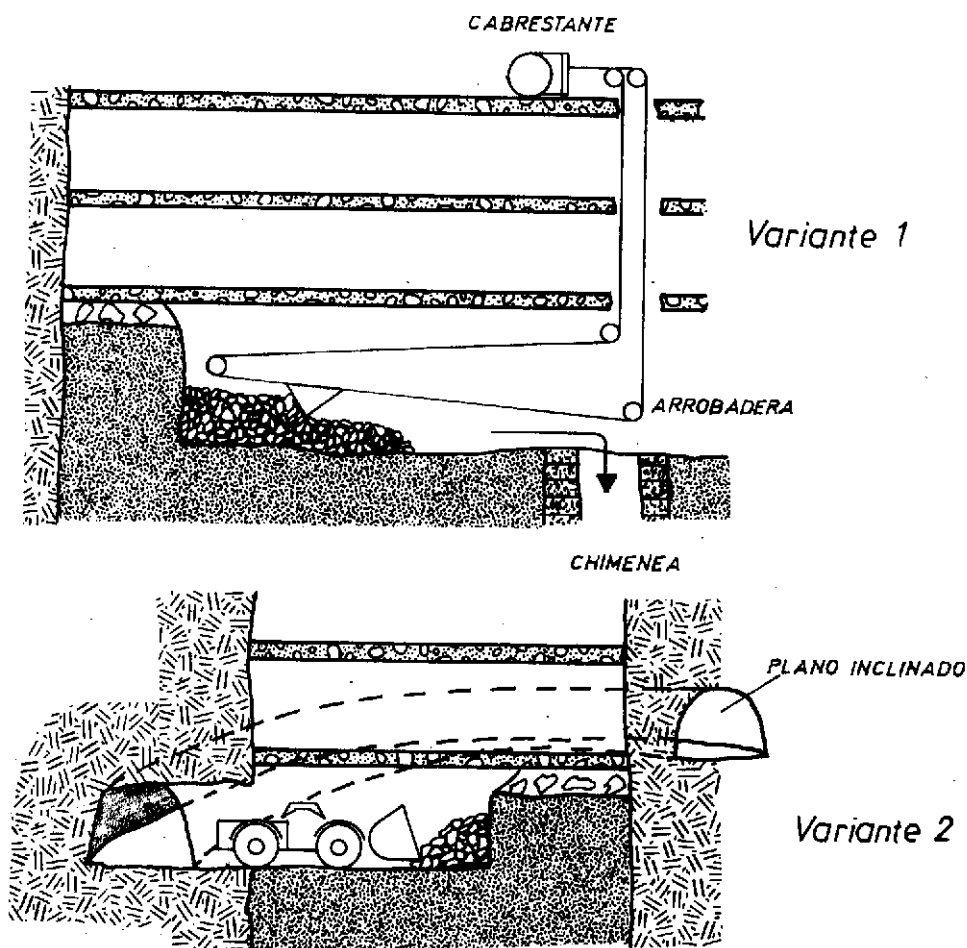
- Permite recuperar el mineral en proporción muy alta.
- Evita la inestabilidad con mineral y hastiales falsos.
- Elimina totalmente el sostenimiento de las coronas.
- Con todo ello aumenta la seguridad.



Una de las primeras aplicaciones de este método la realizaron los japoneses para la explotación integral de una masa mineral de cobre del criadero de Juroko y fue presentado por vez primera en el V Congreso Internacional de Minería.

La masa es de 800 m de corrida, 500 m de profundidad y 20 m de espesor. La ley es de 2,5 por ciento de cobre, 1,3 por ciento de plomo, 4,2 por ciento de zinc y 18 por ciento de pirita, 1g de oro y 90 g de plata por tonelada. El mineral y hastiales son poco resistentes. Además la presencia de agua hacen que las condiciones de explotación sean difíciles.

Se divide el yacimiento en bloques de 30 m x 20 m x 10 m (a 40 m de altura). Están servidas por dos piqueras en los extremos, una para personal y material y la otra para salida de mineral. Una galería inferior enlaza las dos piqueras.

El arranque se hace con labores de través, en forma de galerías de 3 m de ancho y 2,5 de altura, que avanzan desde la primera galería de enlace alternando con pilares del mismo ancho. Cuando se



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 9 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO	Pág.: 111

termina una rebanada se prepara en cada cámara un piso de 50 cm de hormigón armado con tela metálica sobre tablero de madera. El hormigón con 15 % de cemento mas escorias y escombros sin lodos a partes iguales. Los 2 metros restantes se rellenan con relleno seco y sin cemento. A continuación se arrancan y rellenan los macizos del mismo modo. Terminada una rebanada se empieza la inferior. El rendimiento de esta explotación llega a 20 t/h.

DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

OBJETIVOS DEL TEMA

- Comprender la concepción y operatividad del método de hundimiento por subniveles.
- Explicar las características diferenciadoras y singularidades de este método.
- Comprender como se realiza la explotación en este caso.
- Conocer la geometría del método.
- Comprender la maquinaria y los elementos necesarios para desarrollar la explotación con este método.
- Comprender como funciona la ventilación.
- Conocer cuales son las ventajas y desventajas.
- Conocer como se realiza el corte y relleno descendente, sus características operativas y las consideraciones a tener en cuenta.
- Comprender qué es el método de explotación por sutiraje y donde se aplica.
- Conocer los fundamentos teóricos del método.
- Conocer las reglas prácticas de diseño.
- Saber cómo se calculan todos los parámetros que definen el diseño.
- Conocer qué efectos puede haber en la superficie.



1. DISEÑO DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

Este método es para minería en masa basada en la utilización de la gravedad por el mineral y el estéril volados. El método cuando es aplicable tiene ventajas y desventajas:

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.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	
		Pág.: 113	

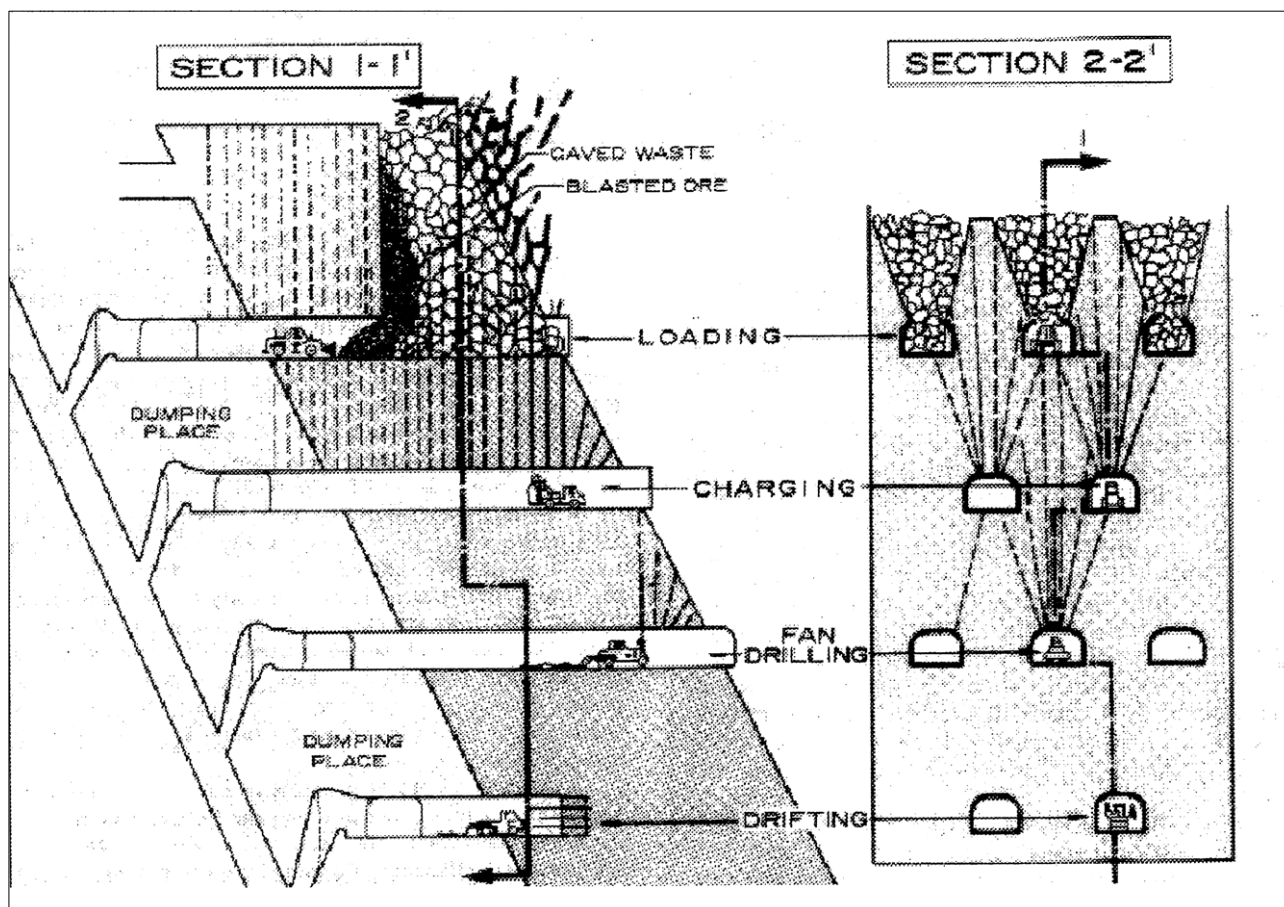
Inconvenientes:

- 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.

- Se perforan barrenos en abanico hacia arriba en ángulos entre 60 y 120°, en un plano a 70-90° 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.

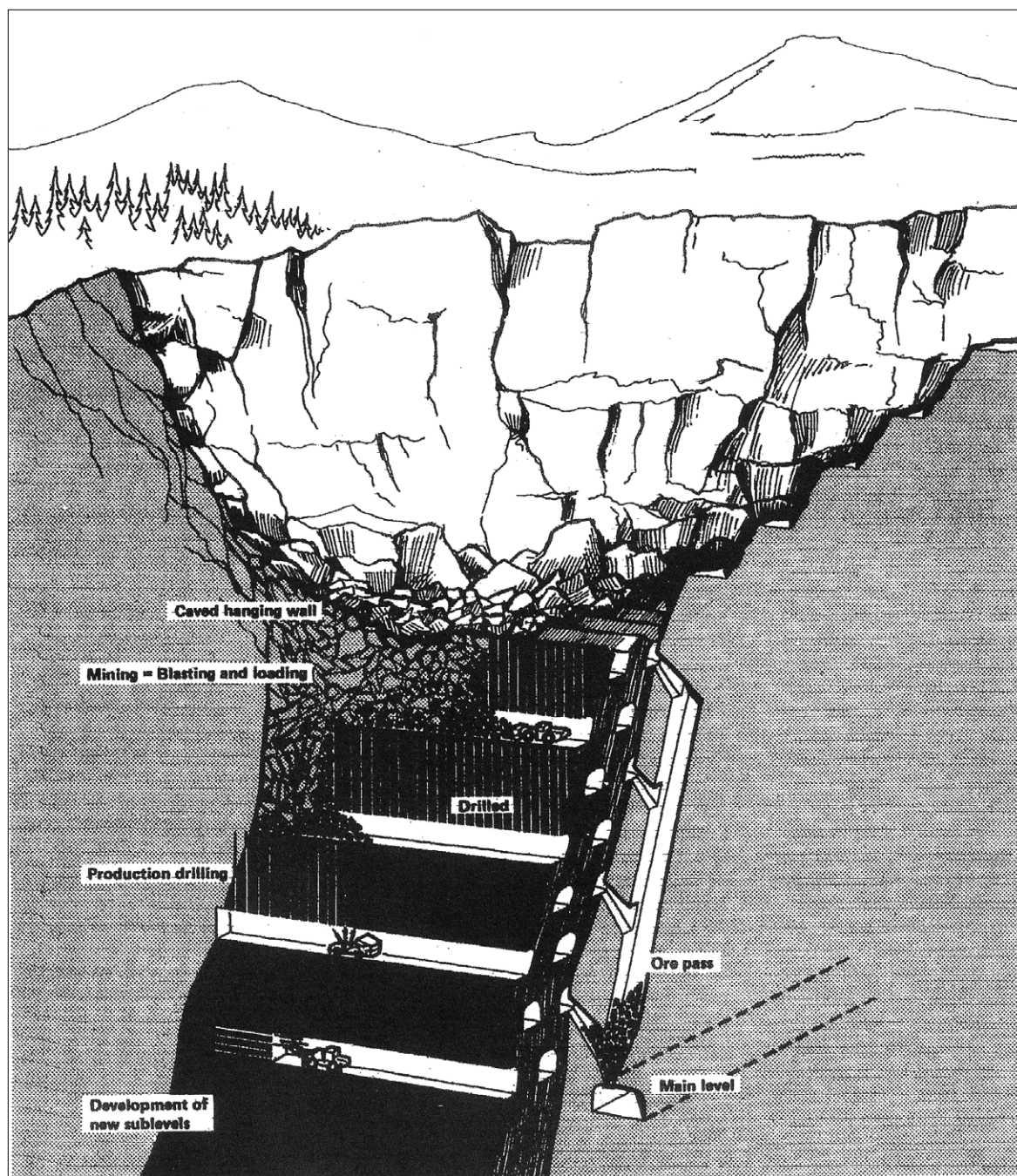
- Red de galerías en mineral (transversales o en dirección), distribuidas al tresbolillo en subniveles separados verticalmente 8-15m. Similar distancia horizontal entre centros, según características mecánicas de la zafra.
- Niveles de transporte (galerías en estéril a muro) conectadas con los subniveles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

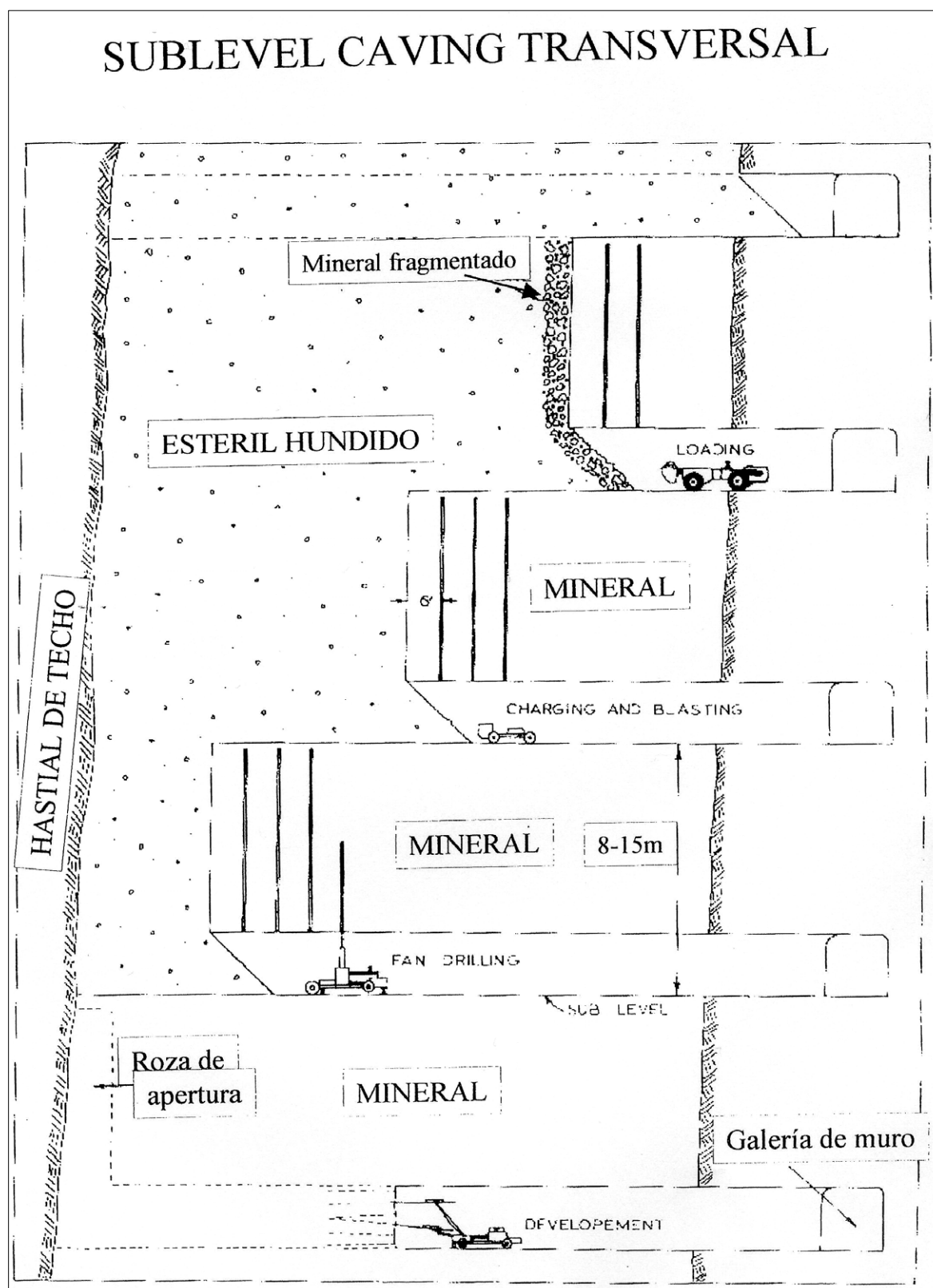


DESCRIPCIÓN:

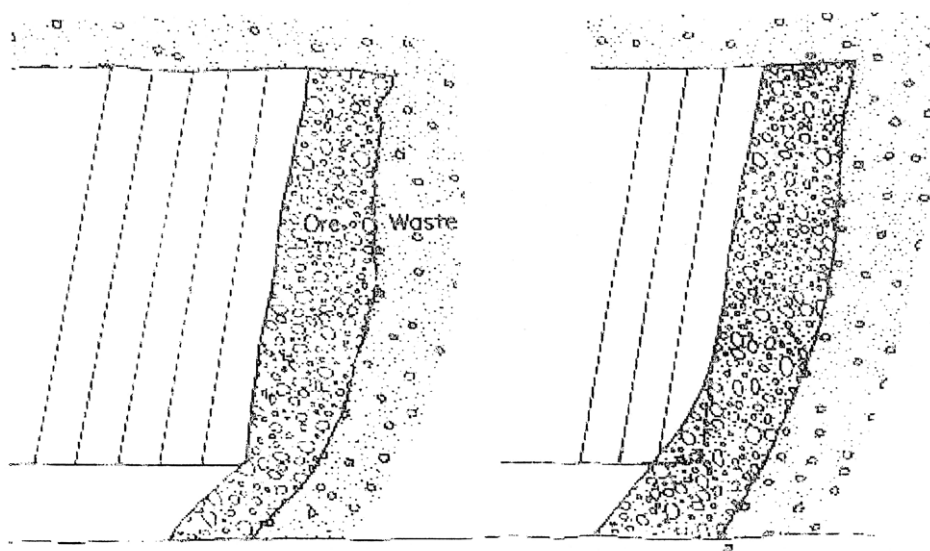
Explotación: Progresión en sentido descendente.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	
		Pág.: 114	

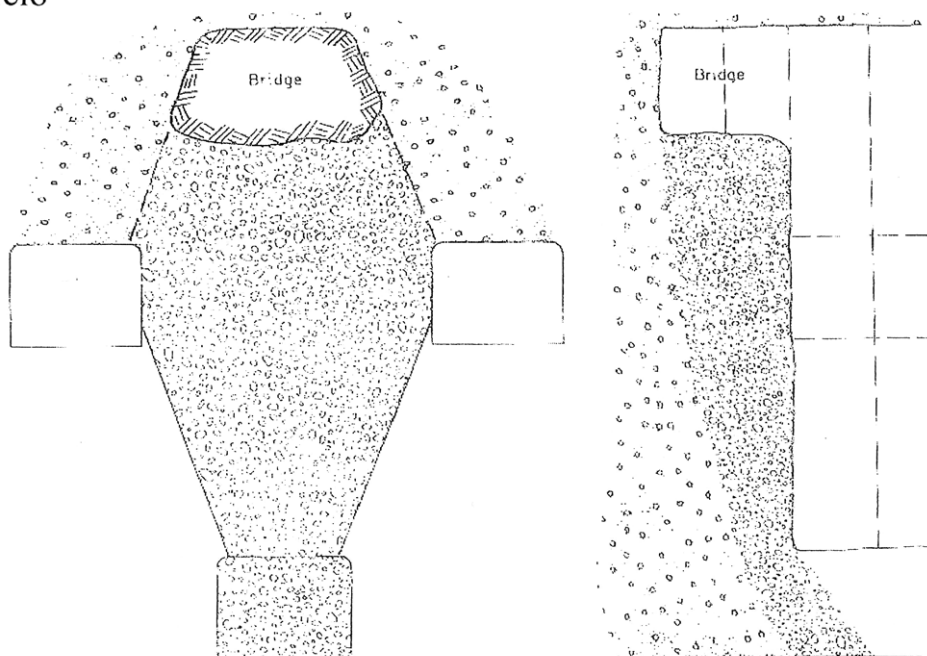


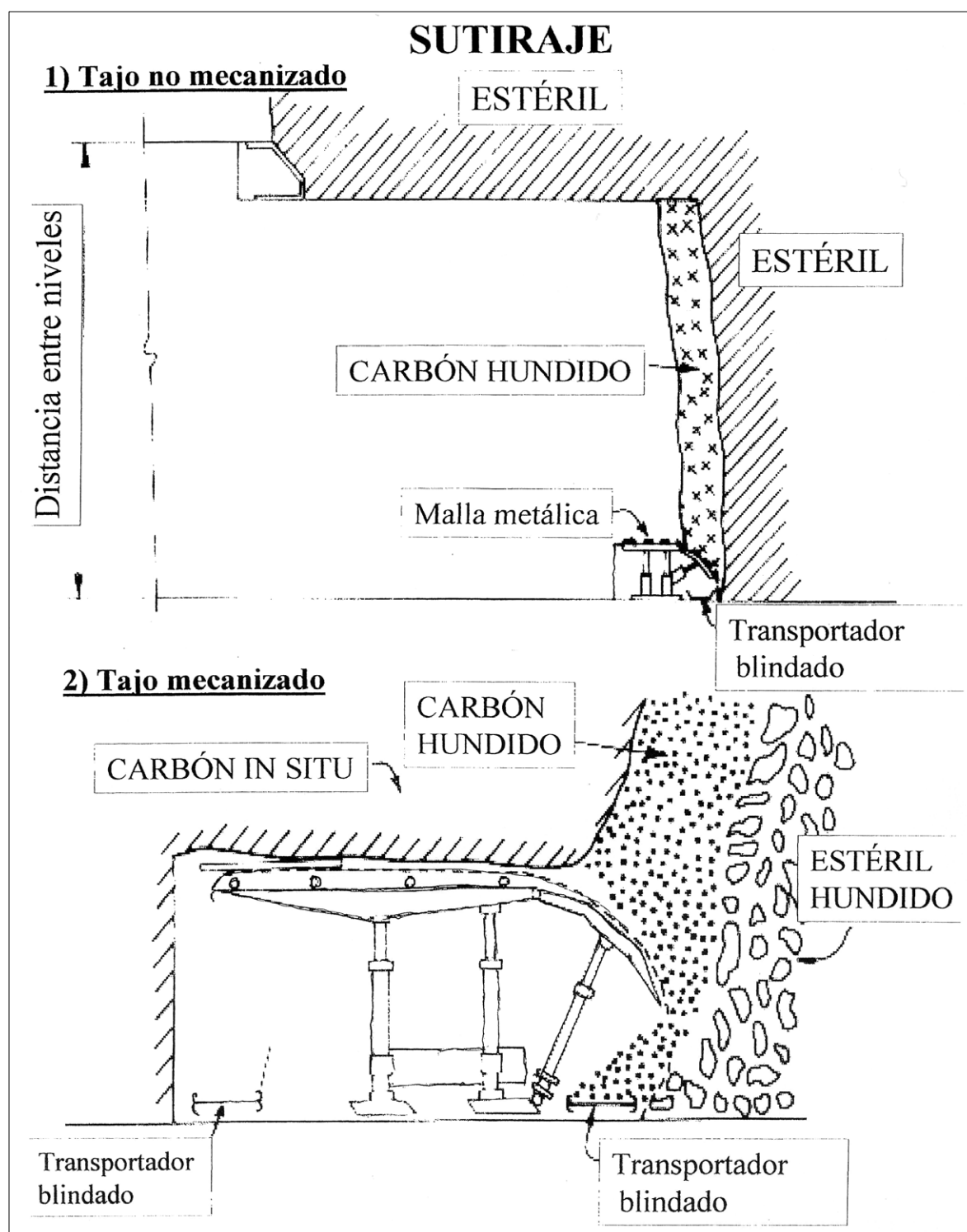


SOBREEXCAVACIÓN: Afecta a la carga de los barrenos de la primera fila. Talud algo invertido ($70-80^\circ$) → reduce la fragilidad del techo.

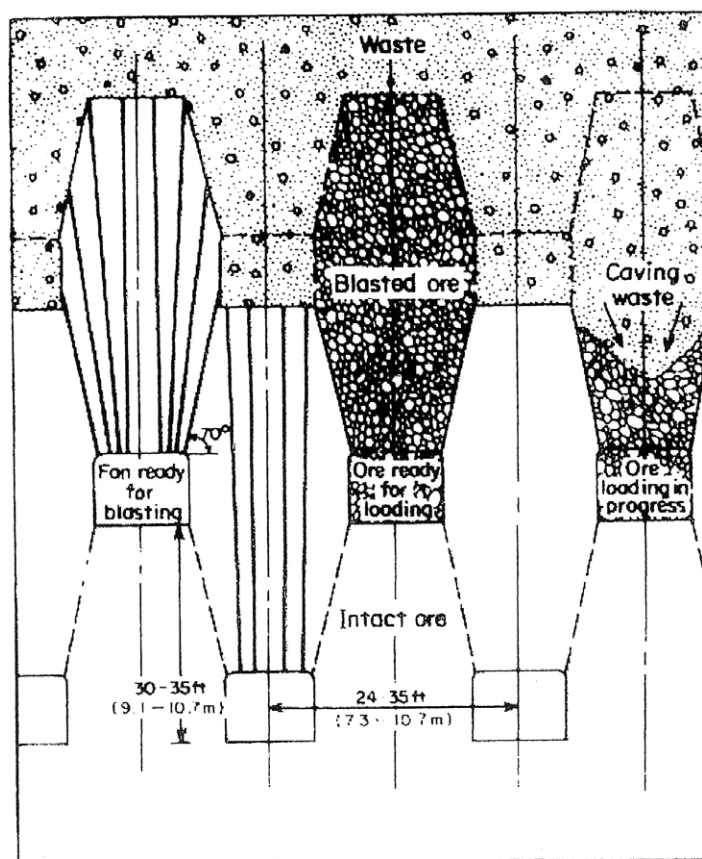
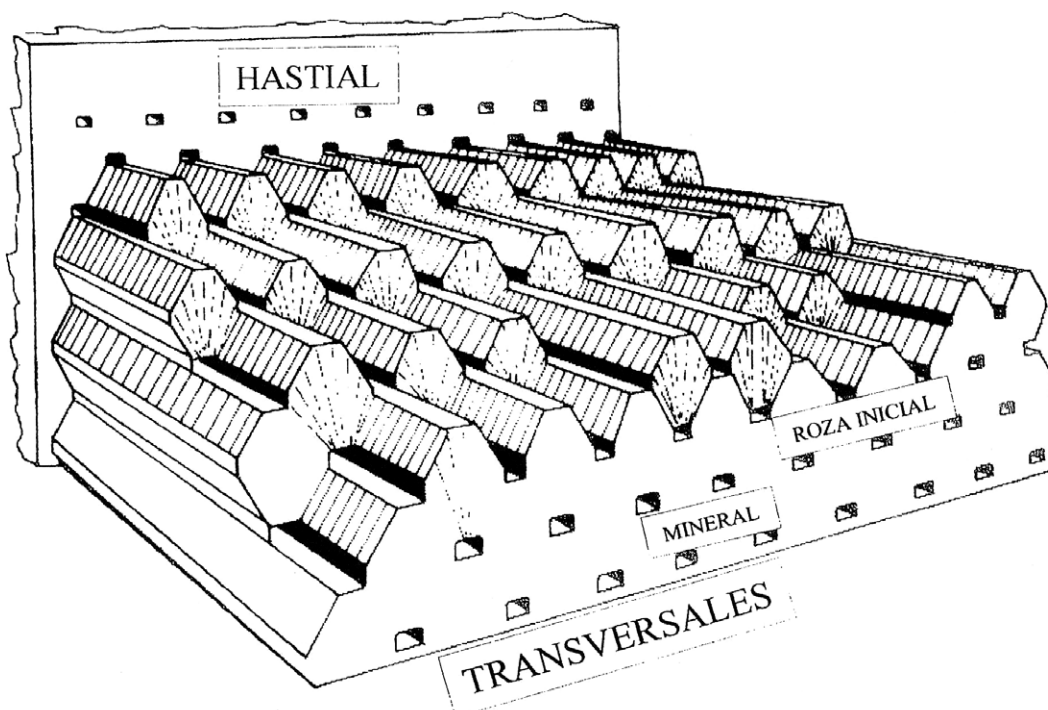




EXCAVACIÓN INCOMPLETA: Menor recuperación. Mala fragmentación → mayor dilución. Deficiente salida de la voladura → nueva roza de inicio





SUBLEVEL CAVING: Disposicion de abanicos



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI MM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	
			Pág.: 119

Sistema:

PERFORACIÓN + VOLADURA + CARGA + TRANSPORTE

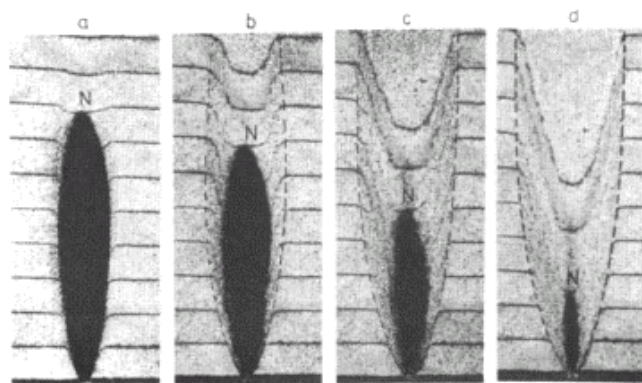
- Barrenos largos ($d \gg 51\text{mm}$) + Carga mecánica + LHD + Camión-Tren

Variante: Sutiraje por subniveles para Carbón

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 (\neg reducir dilución)
- Dilución inevitable. Estéril fácil de separar del mineral (por ej: mineral de Fe en separación magnética)

demuestra que cuando un material sólido fragmentado fluye por gravedad en un recipiente por una apertura inferior se forma un elipsoide de relajación que envuelve al elipsoide de extracción cuyo contenido es la parte de material que sale por la apertura



En negro se ve el elipsoide de extracción y en punteado el de relajación

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

- Perforación con martillo en cabeza, independiente de la carga.
- Ritmos de producción altos
- Grado de recuperación alto (80-90%)
- Dilución media alta (10-35%). Se reduce con transversales al tresbolillo.
- Método seguro moderadamente flexible y selectivo.
- Subsistencia en superficie.

2. TEORÍA DEL FLUJO DE SÓLIDOS GRANULARES POR GRAVEDAD

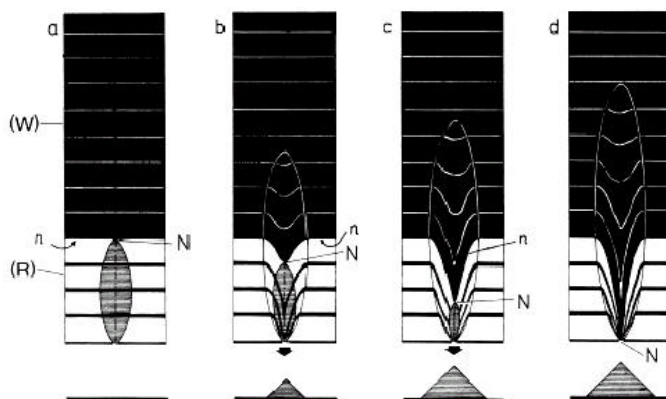
El hundimiento por subniveles ha sido estudiado en detalle por R. Kvapil cuya teoría y resultados se exponen a continuación.

Para proyectar correctamente este método de explotación es necesario analizarlo desde el punto de vista del flujo por gravedad de los materiales granulares sólidos y no realizar un diseño más o menos al azar que llevará a penosas recuperaciones de mineral.


El flujo por gravedad que aquí se refiere no tiene que ver con el flujo de los líquidos, sino que se refiere a un flujo continuo de materiales sólidos independientemente del tamaño de sus fragmentos.

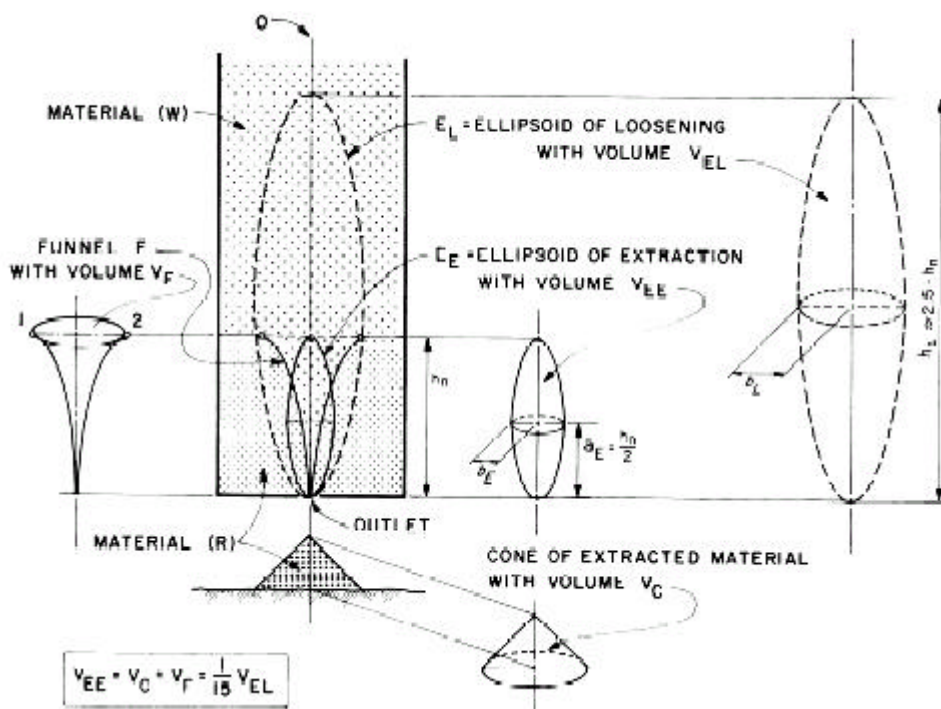
Mediante experimentos como el de la figura se

Podemos esquematizar este comportamiento del flujo por gravedad en la figura siguiente:



Del análisis de la figura anterior se ve que cuando se ha completado la extracción del elipsoide de extracción, el plano N que inicialmente pasaba por n se ha trasladado hacia abajo formando un embudo de sustitución de estéril cuya altura h_n es igual al eje mayor del elipsoide de extracción.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 120



Relaciones en el mecanismo de flujo por gravedad

Además el volumen del embudo formado es igual al del elipsoide de extracción. Llamamos:

- 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

Introduciendo algunas simplificaciones se puede establecer las relaciones siguientes:

$$V_{EE} \approx V_C \approx V_F$$

es decir que el volumen del elipsoide de extracción es igual al volumen del material descargado e igual al del embudo de sustitución. Además suponemos, de acuerdo con las figuras, que el volumen del elipsoide de relajación es aproximadamente 15 veces mayor que el del elipsoide de extracción

$$V_{EL} \approx 15 \cdot V_{EE} \approx 15 \cdot V_C \approx 15 \cdot V_F$$

Se supone que la excentricidad del elipsoide de

relajación es la misma que la del de extracción y por lo tanto se tiene

$$h_L = \sqrt[3]{15} \cdot h_n = 2,5 h_n$$

es decir que la altura del elipsoide de relajación es 2,5 veces mayor que la del de extracción.

Si se observa la figura anterior, se ve que el volumen máximo de mineral R que puede extraerse sin mezcla o dilución con el estéril W es el contenido en el elipsoide de extracción. Cualquier extracción adicional se encontrará diluida por el estéril W porque el embudo invertido de sustitución, igual al nuevo elipsoide de extracción se encuentra lleno con estéril.

Para la misma altura h_n , el elipsoide de extracción puede tener volúmenes diferentes porque la excentricidad del elipsoide depende del material en cuestión.

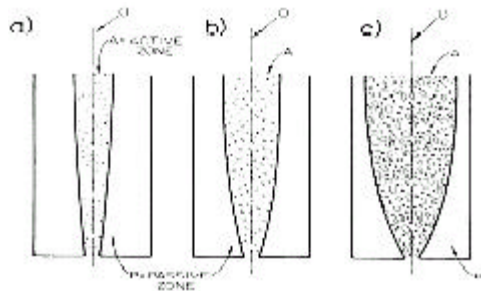
La excentricidad del elipsoide es

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

Dónde a es el semieje mayor y b el semieje menor del elipsoide.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 121

Cuanto mayor es la excentricidad, más finos son los elipsoides y corresponden a materiales de grano pequeño (arenas, cemento) y en cambio en materiales gruesos la zona activa de los elipsoides es mucho mas ancha. La excentricidad de los elipsoides también crece con su altura, y aunque esto no tiene mucha importancia en el caso del hundimiento por subniveles si lo tiene en el caso del hundimiento por bloques de gran altura. En realidad la excentricidad de los elipsoides depende de multitud de factores como la forma de las partículas, la rugosidad, densidad, ángulo de rozamiento, etc. Todos estos factores configuran la movilidad del material de modo que a mayor movilidad corresponden elipsoides más finos o excéntricos y a menor movilidad, elipsoides más anchos con grandes volúmenes de material, como se ve en la figura siguiente:

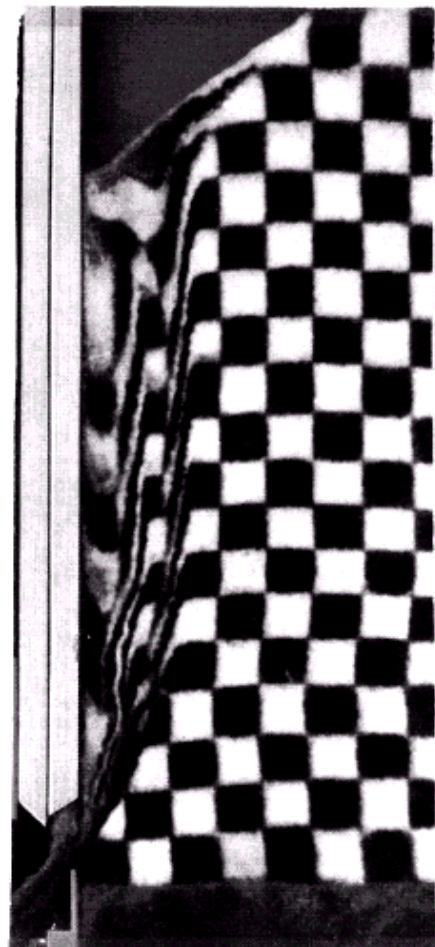


Influencia del tamaño de partícula en el ancho de la zona activa

3. APLICACIÓN AL HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

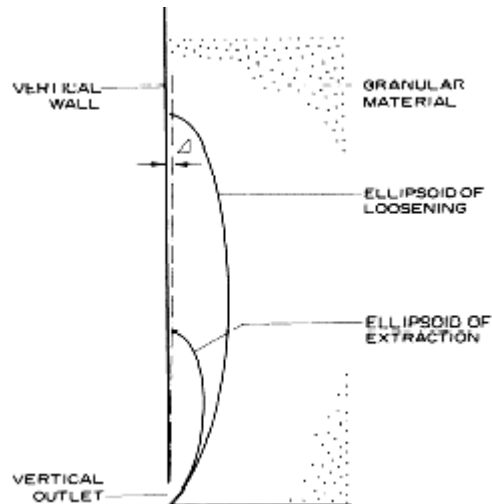
En un frente vertical del subnivel, las guías constituyen aperturas verticales localizadas en el plano vertical del frente del subnivel.

De la figura siguiente se deduce que la zona del flujo por gravedad está cortada por la pared vertical de la tolva, pero que queda no perturbada por lo demás. La pared vertical corta los elipsoides de extracción y de relajación en la forma del esquema adjunto es decir aproximadamente por la mitad.

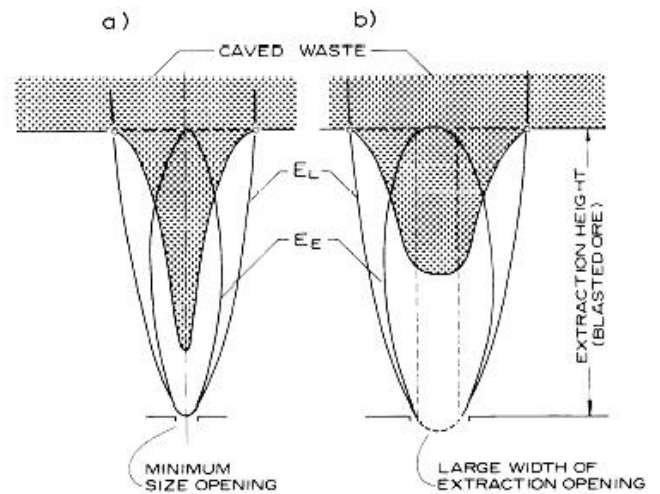


Flujo por gravedad en una apertura en pared vertical característica de hundimiento por subniveles

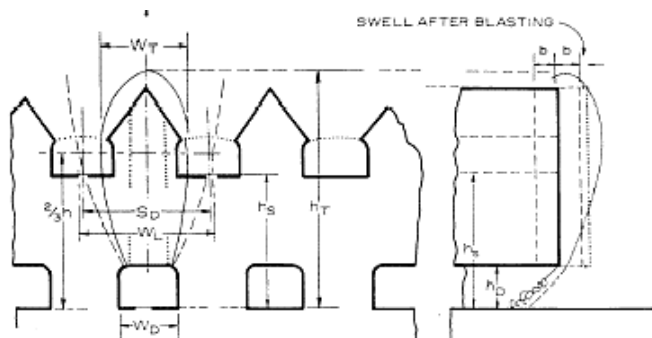
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 122



Esquema de los elipsoides de relajación y de extracción provocados por una apertura en la pared vertical. Las paredes verticales cortan los elipsoides aproximadamente en dos mitades.



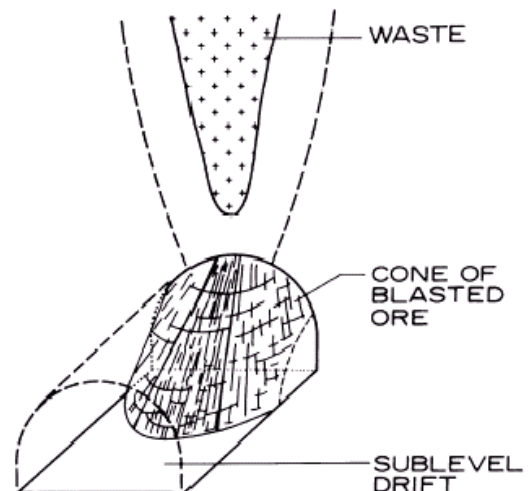
Influencia del ancho de la apertura de extracción en el flujo por gravedad
a) ranura pequeña, b) ranura ancha.




Geometría simplificada del hundimiento por subniveles

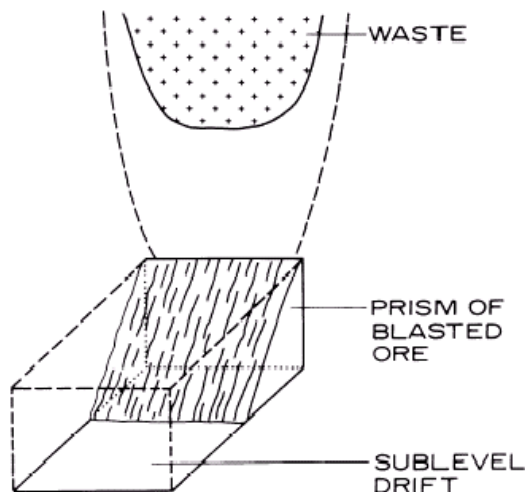
En el hundimiento por subniveles la apertura en la guía del subnivel tiene la forma de una rendija cuya longitud es igual a la anchura del techo de la guía o galería en mineral en el subnivel.

Se demuestra experimentalmente que el ancho de extracción aumenta con el ancho de la apertura como se ve en la figura siguiente:



Esquema de flujo por gravedad en función de la forma de la apertura de techo de la guía del subnivel. Techo abovedado.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 123



Esquema de flujo por gravedad en función de la forma de la apertura de techo de la guía del subnivel. Techo plano.

Cuando el techo de la guía del subnivel es plano la totalidad de la apertura se utiliza en la extracción y esta situación es más favorable que la anterior porque la forma de las elipses de extracción se ensancha alejando el frente de estéril de la apertura de extracción.

Una correcta extracción requiere no solo una anchura suficiente de la rendija o apertura de extracción sino también un espesor adecuado de la vena de mineral. Este espesor depende de la profundidad con que penetra la cargadora (pala o LHD) en la pendiente del montón de mineral en la guía.

De acuerdo con la teoría de Rankin las trayectorias de pendiente de máxima tensión del mineral en la guía siguen un ángulo b con la vertical tal que:

$$b = (90^\circ - f) / 2$$

En dónde:

f = es el ángulo de talud natural del mineral

h_D = la altura de la guía

El punto 1 representa el pie de la pendiente teórica, el 3 la arista de intersección del techo de la guía con el frente del subnivel, el 2 representa la intersección de las trayectorias desde el punto 3 con el muro de la guía del subnivel y X es la distancia entre los puntos 1 y 2.

A medida que se extrae mineral por la base de la guía, la pendiente tiende a aproximarse al límite teórico definido por la trayectoria 3-2. En esta línea la pendiente tiene un coeficiente de estabilidad igual a 1,

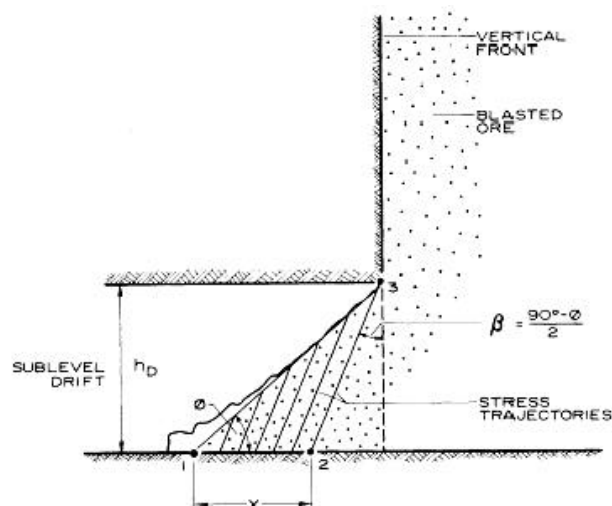
es decir que está a punto de colapso.

Por lo tanto la conclusión lógica es utilizar la altura completa h_D de la guía del subnivel para la extracción. La penetración de excavación por la LHD debe ser:

$$X = h_D \cdot \text{ctg} f - h_D \cdot \text{tg} \frac{90 - f}{2}$$


Sin embargo la penetración de las máquinas de carga no pasa de 1 a 1,3 m por lo que solo se utiliza par la extracción normal una parte superior de espesor e de la vena de mineral en la guía, aunque la parte inferior servirá para acumular bloques de mayor dimensión que podrán ser extraídos posteriormente.

Incluso en condiciones normales de extracción la pendiente del mineral en la guía no tendrá un ángulo constante. Por ello es necesario definir el ángulo b de la línea 2-3 con el fin de evitarlo por ser el límite de equilibrio, para que no se produzcan golpes de mineral que pueden resultar peligrosos. Cuando se produzcan cuelgues se tratarán con todas las precauciones para evitar accidentes. Como los cuelgues se suelen producir por defectos en la perforación y voladura, este método requiere extremar los cuidados en la ejecución de estas operaciones.



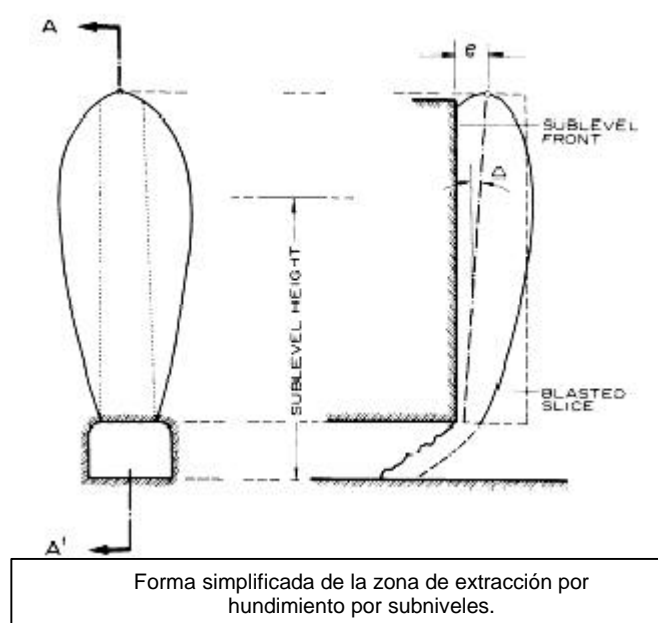
Diferentes pendientes de las trayectorias del mineral en la guía del subnivel

El elipsoide de extracción no tiene en realidad la forma de un elipsoide de revolución sino que la parte superior es mas ancha que la inferior. En materiales finos la diferencia no es apreciable pero sí los es en gruesos y para aperturas de extracción anchas: la movilidad es menor en la parte superior del elipsoide que en la inferior. Los tamaños gruesos tienden a concentrarse en la parte superior debido a que en las voladuras en abanico el espaciamiento de los

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 124

barrenos es mayor arriba.

Por lo tanto puede decirse, simplificando, que el mineral de la rebanada volada tiene la mayor movilidad en la parte inferior y que 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.



En general, a efectos de diseño, si h es la altura del elipsoide modificado de extracción se supone que el ancho máximo W_T del mismo se encuentra hacia $(2/3) \cdot h$ por encima del techo de la guía del subnivel, siendo h la altura de extracción en el subnivel por encima del techo de la guía. El ancho máximo d_T o espesor del elipsoide de extracción, perpendicular al frente del subnivel también se sitúa a la misma altura.

A pesar de las simplificaciones adoptadas es posible aplicar los principios descritos al proyecto de una explotación por el método de hundimiento por subniveles.

4. GUÍA PRÁCTICA DE DISEÑO

La cuestión que se plantea en 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. Como no suelen existir ensayos previos a la explotación del yacimiento, se introducen algunas fórmulas empíricas que servirán de guía par la determinación aproximada de los parámetros del flujo por gravedad y la geometría del método.

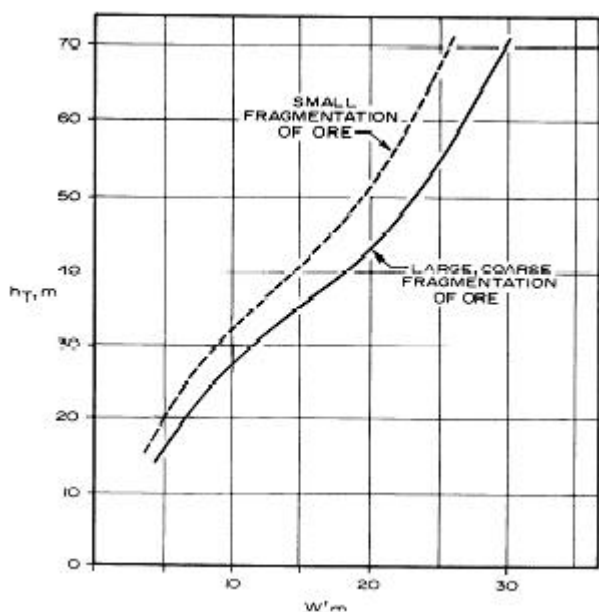
Como la excentricidad de la elipse se incrementa con su altura, cuanto más alta más estrecha es la vena del flujo de mineral. Este fenómeno es bien conocido en el método de hundimiento por bloques en el que con grandes alturas de bloque se produce a veces una chimenea vertical encima de la apertura de extracción con paredes verticales.

Con la misma fragmentación, el flujo de un mineral de mayor densidad (mineral de hierro) tendrá una elipsoide de extracción mas estrecho que uno de menor densidad (mineral de cobre).

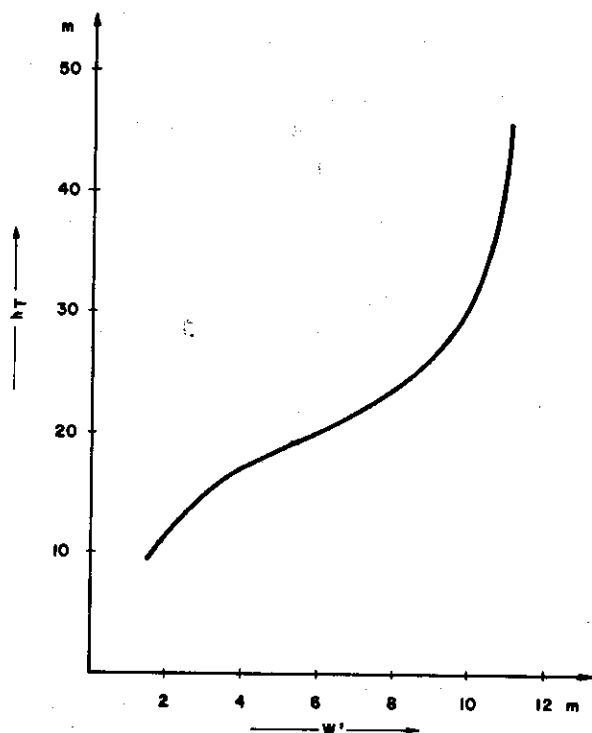
El ancho del flujo depende también de tamaño de la apertura de extracción.

Para excluir el factor variable de diferentes aperturas de extracción, los datos de los diferentes ensayos realizados se han normalizado para la determinación de un ancho teórico W' del elipsoide de extracción, suponiendo que la apertura mínima teórica de extracción es de aproximadamente 1,8 m.

Para mineral volado de alta densidad la figura siguiente muestra el ancho teórico aproximado W' del elipsoide de extracción en función de la altura de extracción h_T .

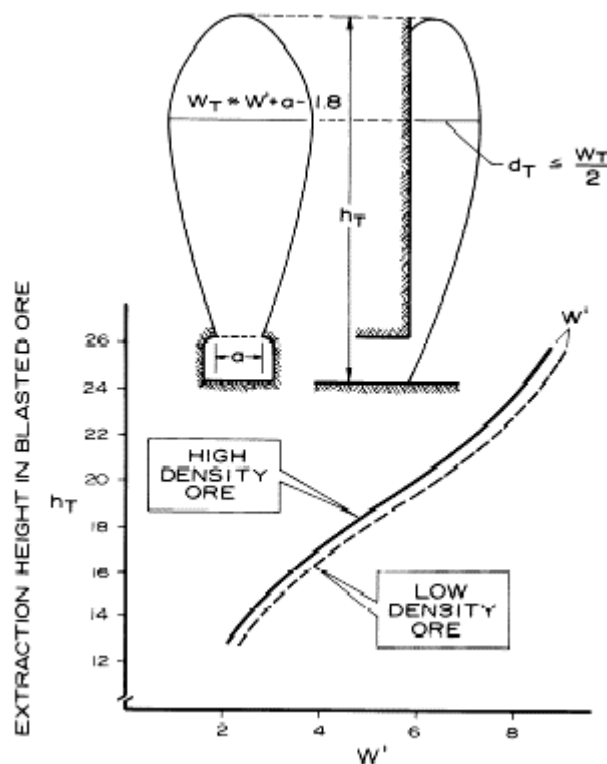


Ancho teórico W' de un elipsoide de extracción (para mineral de alta densidad) en función de la altura de extracción h_T .



Ancho teórico W' de un elipsoide de extracción, para mineral de alta densidad, en función de la altura de extracción h_T .

En el hundimiento por subniveles, la altura total de extracción h_T en mineral está normalmente entre 15 y 26 m. El ancho teórico W' del elipsoide de extracción comprendido entre estos límites, en función de h_T se muestra en la figura siguiente para minerales volados de alta y baja densidad.



Valores muy aproximados del ancho W' del elipsoide de extracción para minerales de alta y baja densidad en función de la altura de extracción h_T

El ancho efectivo a de la apertura de extracción de la guía del subnivel es normalmente mayor que el ancho de la apertura mínima (1,8 m), y por lo tanto el ancho total W_T del elipsoide de extracción en una explotación por hundimiento por subniveles será mayor que la deducida de la figura anterior.

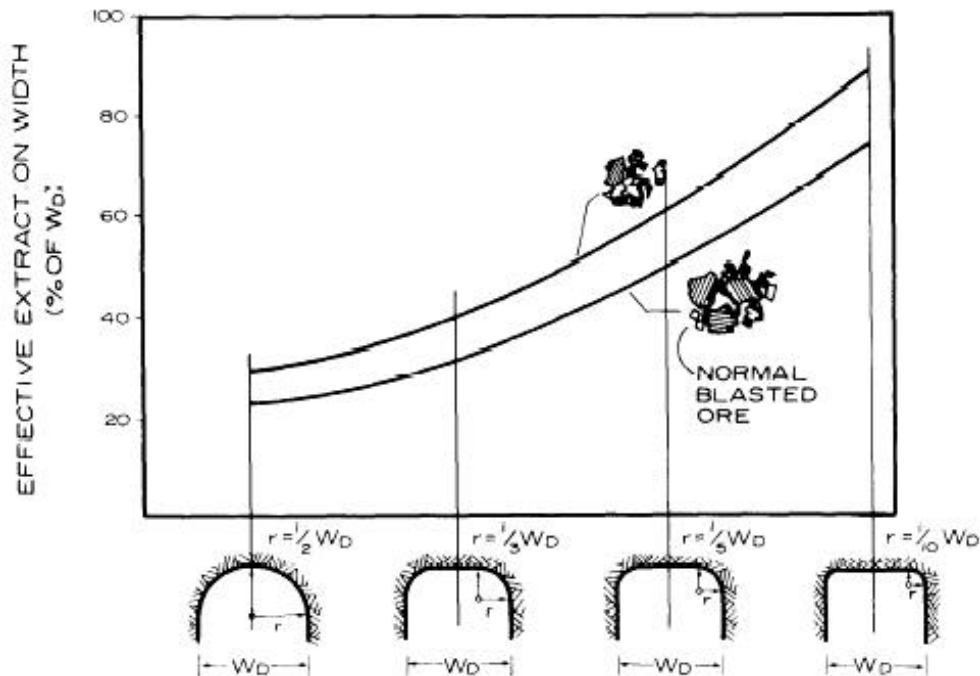
Un valor muy aproximado del valor del ancho total W_T en m, y del espesor total d_T del elipsoide de extracción para un valor dado de la altura h_T se obtiene mediante las expresiones empíricas siguientes:

$$W_T \approx W' + a - 1,8$$

$$d_T \leq W_T/2$$

en dónde W' es el ancho teórico correspondiente a la altura de extracción h_T y a es el ancho efectivo de la apertura de extracción de la guía del subnivel, y que depende de la forma del techo de la guía de acuerdo

con la figura siguiente:



Anchura aproximada efectiva de extracción a , en función de la forma del techo de la guía del subnivel expresada en porcentaje (%) del ancho WD de la guía del subnivel.

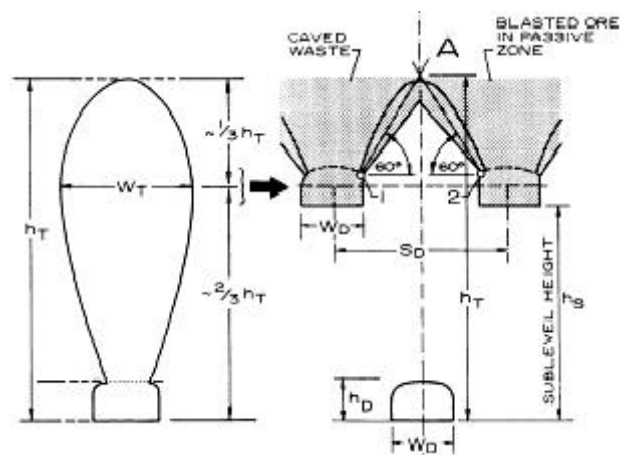
5. ESPACIAMIENTO VERTICAL DE LAS GUÍAS DE LOS SUBNIVELES

Las guías de extracción del hundimiento por subniveles deben posicionarse de acuerdo con un modelo verificado que esté conforme con el modelo del flujo por gravedad.


En la vertical, las guías del subnivel deben situarse en la zona donde el elipsoide de extracción tiene su máxima anchura W_T . Esto sucede hacia $(2/3)h$ (h es la altura de extracción por encima del techo de la guía). En principio, esta ubicación determina la altura (h_S) del subnivel.

Ver figura siguiente.

Después de la extracción del mineral queda un pilar triangular no volado, formado por los límites de los abanicos de voladura de las guías adyacentes del subnivel superior. Este pilar está recubierto por mineral de la zona pasiva. El espesor de la zona pasiva se aprecia en la anterior figura y se recupera



Localización vertical de las guías de los subniveles de acuerdo con el modelo del flujo por gravedad

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 127

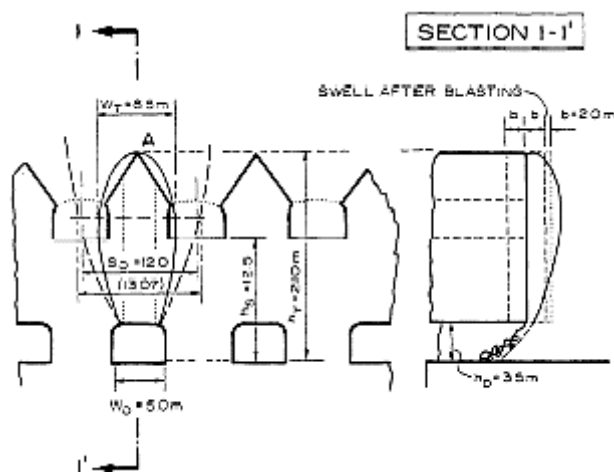
en parte mediante la extracción del nivel inferior, de modo que la altura total de extracción h_T es la distancia entre el muro de la guía del subnivel inferior y el vértice A formado por el mineral restante de la zona pasiva. Como no es fácil estimar esta zona pasiva se supone, para hallar h_T , que el pilar más el mineral no recuperado forman un triángulo equilátero de acuerdo con la anterior figura.

6. ESPACIAMIENTO HORIZONTAL DE LOS SUBNIVELES

Conocidos h_T y W_T , se puede hallar aproximadamente el espaciamiento horizontal S_D de los ejes de las guías de los subniveles.

Para ello se asume 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 indicará el espaciamiento S_D de las guías del subnivel. Ver figura siguiente:



Geometría simplificada del hundimiento por subniveles

De acuerdo con lo anterior el ancho total W_T del elipsoide de extracción es del 60 al 65 % del ancho W_L del de relajación a la altura en la que el primero tiene su máxima anchura. Se toma el 60% para alturas $h = 18$ m. Por encima de 18 m se toma 65%.

Así, el espaciamiento es:

Para la altura $h_S \leq 18$ m

$$S_D < \frac{W_T}{0,6}$$

Para alturas $h_S > 18$ m

$$S_D < \frac{W_T}{0,65}$$

En un diseño convencional se cumple que

$$S_D \leq h_S$$

Lo cual significa que la unidad geométrica básica es el cuadrado o que se desvía poco de esta forma. Últimamente la mejora de la precisión de la perforación de voladura permite incrementar algo la altura de los subniveles con lo que disminuye la preparación.

La extracción de mineral puede continuarse más allá de la alturas h_T , pero entonces la dilución con estéril se incrementa rápidamente.

7. ESPESOR DE LA REBANADA VOLADA

Un cálculo aproximado del espesor b de la rebanada volada (equivalente a la piedra en cielo abierto) en el frente del subnivel es

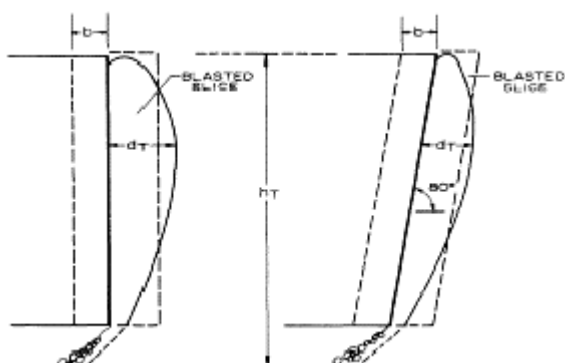
$$b \leq \frac{d_T}{2}$$

d_T es el espesor del elipsoide de extracción a la altura h_T del frente del subnivel.

8. INCLINACIÓN DEL FRENTE DEL SUBNIVEL

El frente del subnivel debe tener una inclinación de unos 80° para hacer mínima la dilución y facilitar la perforación y la carga de los barrenos. El efecto de la inclinación del frente se observa en la figura siguiente:

 UPM	 ETSI	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 128

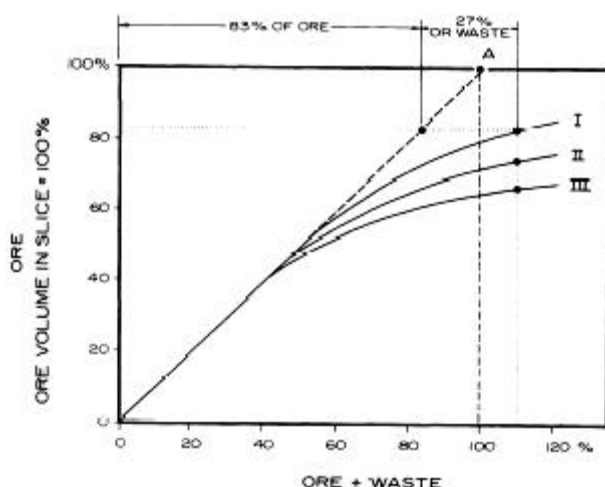


Frente del subnivel a) vertical, b) inclinado.
El frente inclinado disminuye la dilución.

Con un frente vertical el elipsoide de extracción penetra más en el estéril que en el frente inclinado y en este caso, aunque el elipsoide sea más estrecho, está menos sujeto a diluciones al quedar más inscrito en la rebanada volada.

9. EXTRACCIÓN Y DILUCIÓN

El proceso normal de dilución en este método minero queda ilustrado en la figura siguiente:



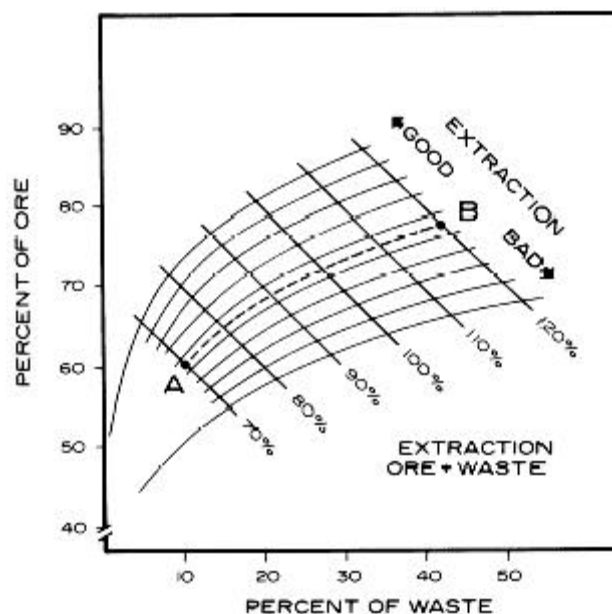
Desarrollo del proceso de dilución. La curva I representa una buena extracción y la curva III representa una mala extracción.

La mejor extracción teórica posible está 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.

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



Curvas dilución durante la extracción del subnivel

Por ejemplo, si después de una extracción del 71% del volumen de la rebanada volada, tenemos 60% de mineral y 11% de estéril, puede esperarse que con 120% de extracción tengamos 77% de mineral y 43% de estéril. La curva límite entre una buena y mala extracción depende del valor de los minerales y de su ley.

EJEMPLO:

Determinar la geometría aproximada de un hundimiento por subniveles dada la información

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 10 DISEÑO DE APLICACIONES DEL METODO DE HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	Pág.: 129

siguiente:

Ancho de la guía del subnivel $W_D = 5 \text{ m}$
 Altura de la guía del subnivel $h_D = 3,5 \text{ m}$
 El mineral volado es de alta densidad
 Forma del techo de la guía: plano
 Altura de extracción total $h_T = 21 \text{ m}$

Solución:

Se calcula en primer lugar la anchura efectiva a de la apertura de extracción, cuya forma es favorable por ser el techo de la guía plano, por lo que se toma 70% de W_D

$$a = W_D \times 0,7 = 5 \times 0,7 = 3,5 \text{ m}$$

La ubicación vertical h_S de las guías de los subniveles es:

$$h_S = \frac{2}{3} h_T - \frac{1}{2} h_D = 12,25 \approx 12,5 \text{ m}$$

El ancho teórico W' del elipsoide de extracción para $h_T = 21 \text{ m}$ se halla en la curva correspondiente de W' en función de h_T . Se obtiene $W' = 6,8 \text{ m}$. Por lo tanto el ancho aproximado total del elipsoide de extracción es:

$$W_T = W' + a - 1,8 = 6,8 + 3,5 - 1,8 = 8,5 \text{ m}$$

A su vez tenemos para el espesor total d_T del elipsoide de extracción

$$d_T \leq \frac{W_T}{2} = \frac{8,5}{2} = 4,25 \text{ m}$$

El espesor b de la rebanada perforada (la piedra) y volada es

$$b \leq \frac{d_T}{2} = \frac{4,25}{2} = 2,12 \text{ m}$$

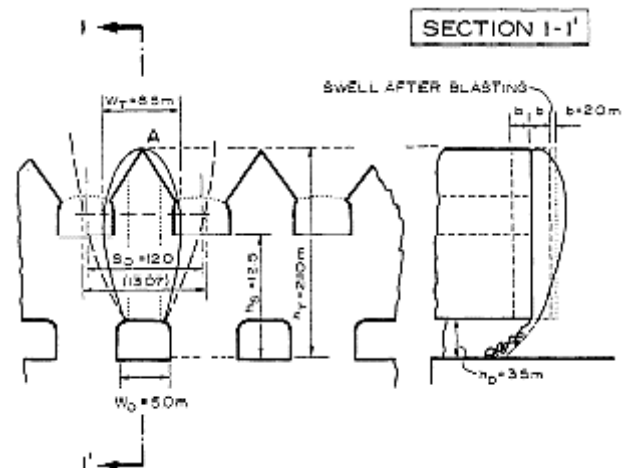
Como la altura de extracción total $h_T = 21 \text{ m} > 18 \text{ m}$, el espaciamiento horizontal de las guías del subnivel se calculan con la fórmula siguiente

$$S_D \leq \frac{W_T}{0,65} = \frac{8,5}{0,65} = 13,07 \text{ m}$$

Una buena extracción se favorece cuando las zonas adyacentes de relajación se cortan a la altura del ancho máximo W_T del elipsoide de extracción. Por ello se hará

$$S_D = 12 \text{ m} < 13,07 \text{ m}.$$

En la figura siguiente se ve la geometría completa de este caso:



Geometría simplificada del hundimiento por subniveles

Así el modelo geométrico completo de este caso es:

Altura del subnivel $h_S = 12,5 \text{ m}$

Espaciamiento horizontal de las guías del subnivel $S_D = 12 \text{ m}$

Sección de las guías del subnivel $h_D = 3,5 \text{ m}$, $W_D = 5 \text{ m}$

La anchura total del elipsoide de extracción suponiendo una altura total de extracción $h_T = 21 \text{ m}$ es $W_T = 8,5 \text{ m}$

Espesor de la rebanada a volar o piedra de la voladura $b = 2 \text{ m} < 2,12 \text{ m}$.

10. EFECTOS EN LA SUPERFICIE DE ESTE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La condición básica para la utilización de este método es que se permite que se produzca una inevitable y fuerte subsidencia de la superficie del terreno que será fuertemente perturbada. La extensión de los daños en superficie se estudiará con los métodos actuales de evaluación de subsidencias.

DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES

OBJETIVOS DEL TEMA

- Comprender la concepción y operatividad del método de hundimiento por bloques.
- Explicar las características diferenciadoras y singularidades de este método.
- Comprender como se realiza la explotación en este caso.
- Conocer la geometría del método.
- Comprender la maquinaria y los elementos necesarios para desarrollar la explotación con este método.
- Conocer cuales son las ventajas y desventajas.

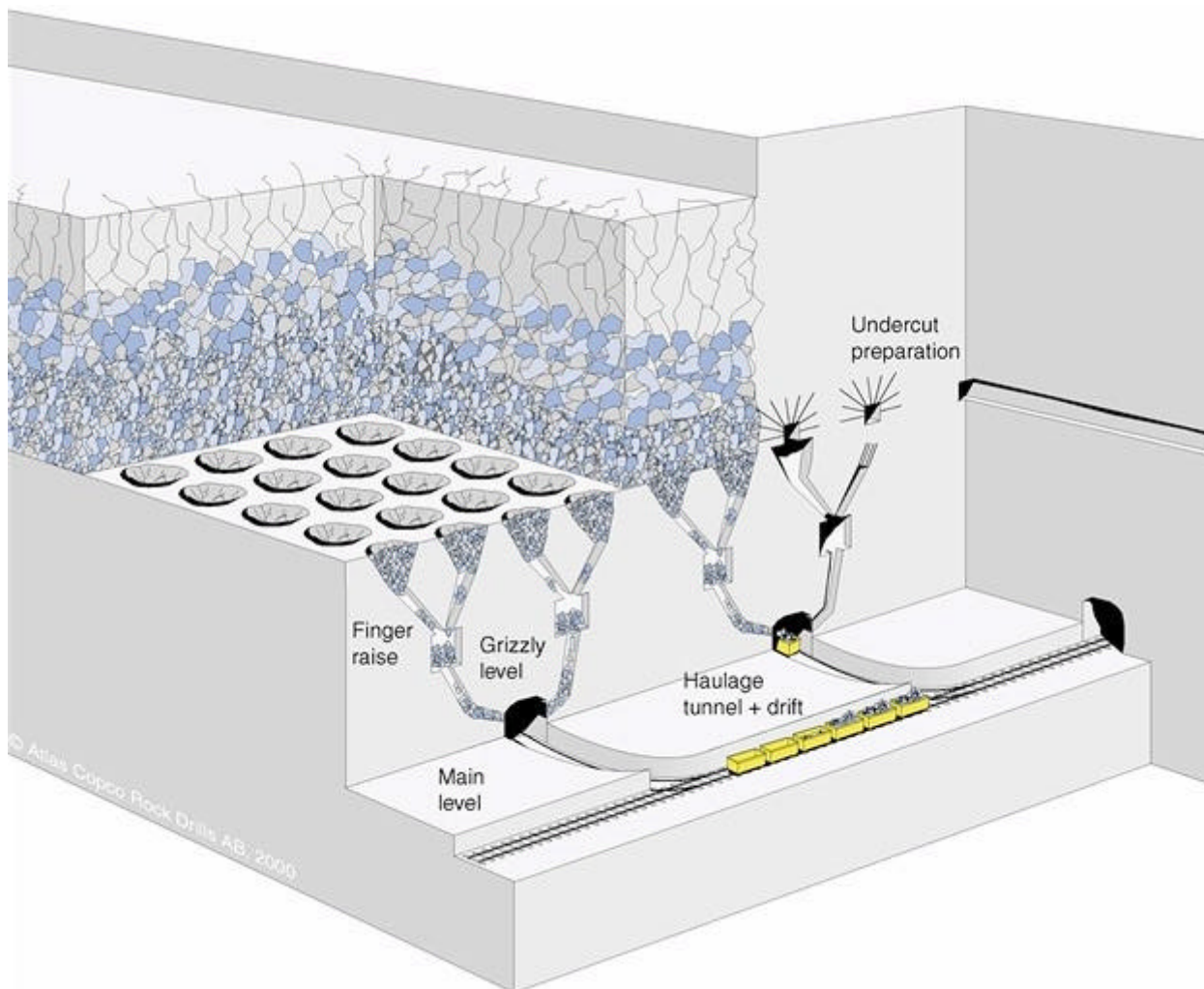


1. INTRODUCCIÓN

Este método se refiere a un sistema de minería en masa en el que la extracción depende en gran parte de la gravedad. Removiendo una delgada rebanada horizontal en la base del bloque, el soporte vertical de la columna de mineral se elimina y el mineral continúa rompiendo y hundiéndose por gravedad. A medida que se extrae mineral por el nivel de minado el mineral que está encima sigue rompiendo y hundiéndose por gravedad.

El término de hundimiento por bloques se usa hoy en día para todo tipo de minería que utilice el hundimiento por gravedad aunque este no se realice por bloques rectangulares.

El hundimiento por bloques es el sistema de explotación subterráneo más barato de todos.



2. MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES (BLOCK CAVING)

Este método consiste en arrancar un bloque de mineral en un criadero de grandes dimensiones por hundimiento del mineral, que se va sacando por la base del bloque.

Se empieza por dividir el criadero en grandes bloques cuya sección horizontal es generalmente superior a 1000 m².

En la base se abre una gran roza horizontal, con lo que se le quita a la masa mineral su apoyo.

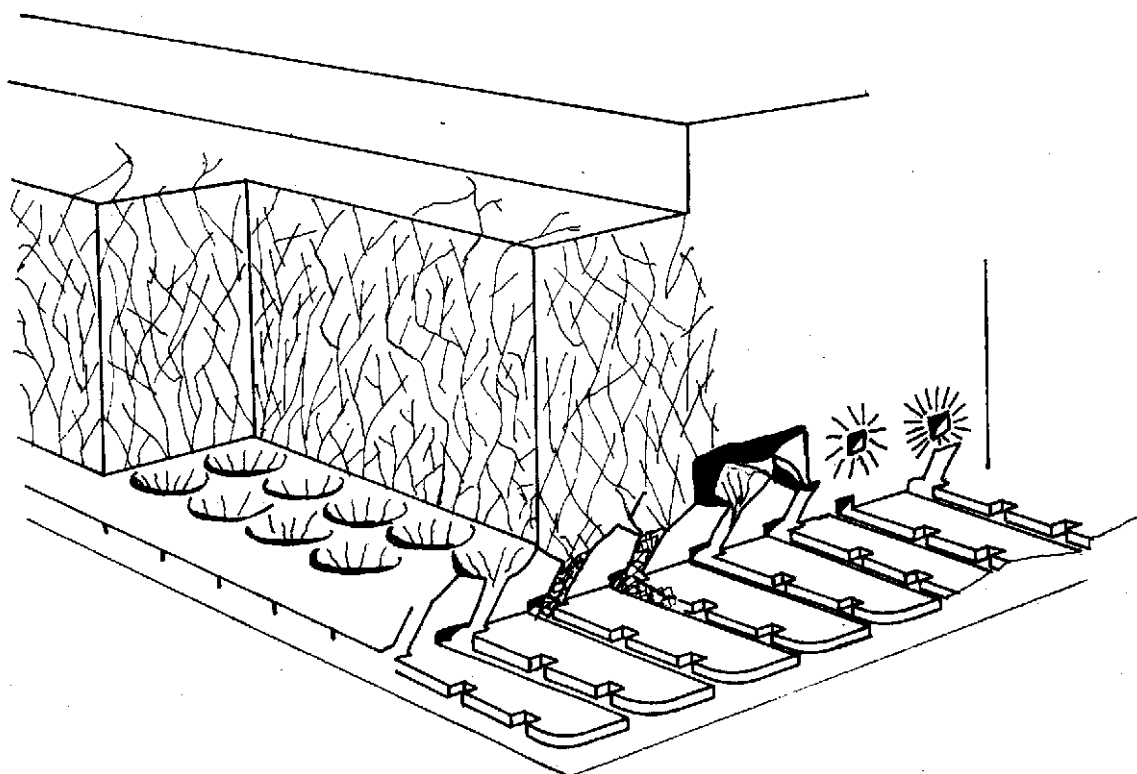
Se prepara la masa con una red de galerías y chimeneas entrecruzadas en el muro. La roza permite al mineral fracturarse y hundirse. La zona de fractura sube progresivamente en toda la masa. A medida que progresa el hundimiento, la fragmentación mejora, el

mineral se quebranta y así puede cargarse en la base, en los numerosos puntos de carga.

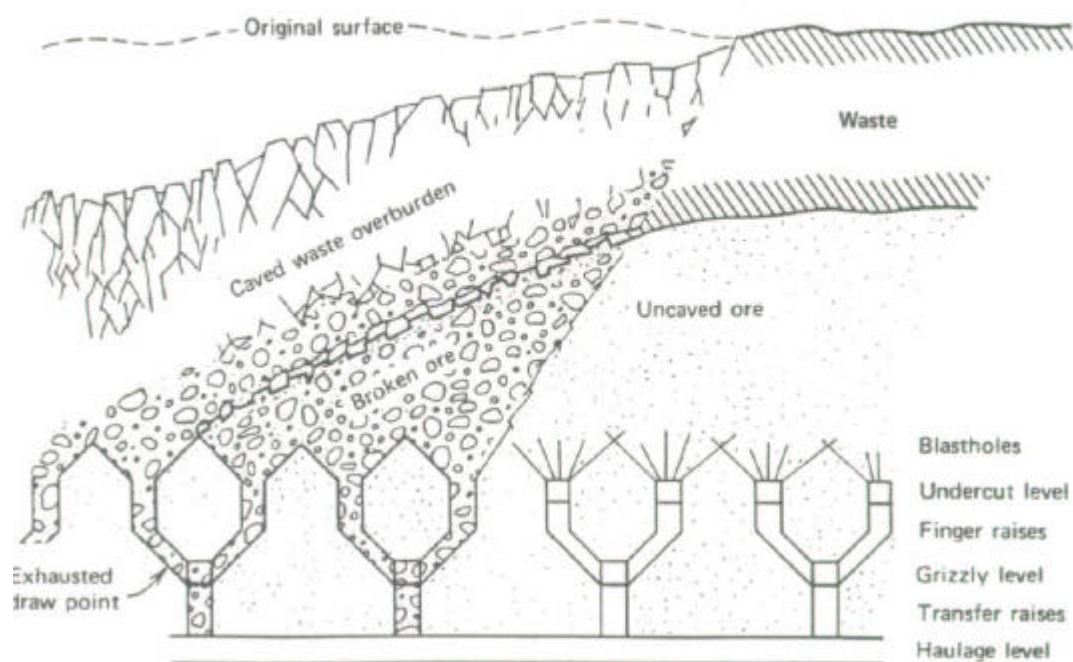
El método necesita para su aplicación, además de criaderos potentes, las condiciones siguientes:


- Un mineral que hunda y se fragmente naturalmente bien, una vez socavado en su base.
- Un muro bastante resistente, ya que toda la infraestructura de la explotación se perfora en
- Superficie sin problemas para poderla trastornar con fuertes grietas y simas.

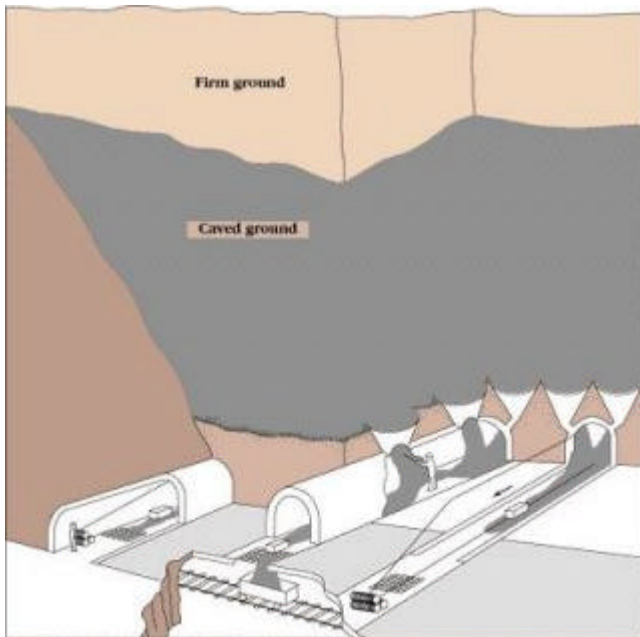
La aplicación más corriente de este método es en criaderos de hierro o de minerales pobres muy diseminados.



Esquema de hundimiento por bloques



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 11 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES	
		Pág.: 133	



Para la preparación del bloque a hundir se empieza por perforar una serie de galerías de carga dispuestas según un esquema regular; éstas se enlazan con la base del bloque, o con la roza, con embudos y chimeneas. Estas galerías sufrirán fuertes presiones. Todos los trabajos se deben terminar antes de cebar el hundimiento.

Durante la producción o hundimiento no se perfora, salvo para romper algún bloque de demasiado tamaño. Para conseguir recuperar bien el mineral y evitar la mezcla con estériles es preciso conseguir que la superficie superior del bloque que se hunde forme un plano continuo.

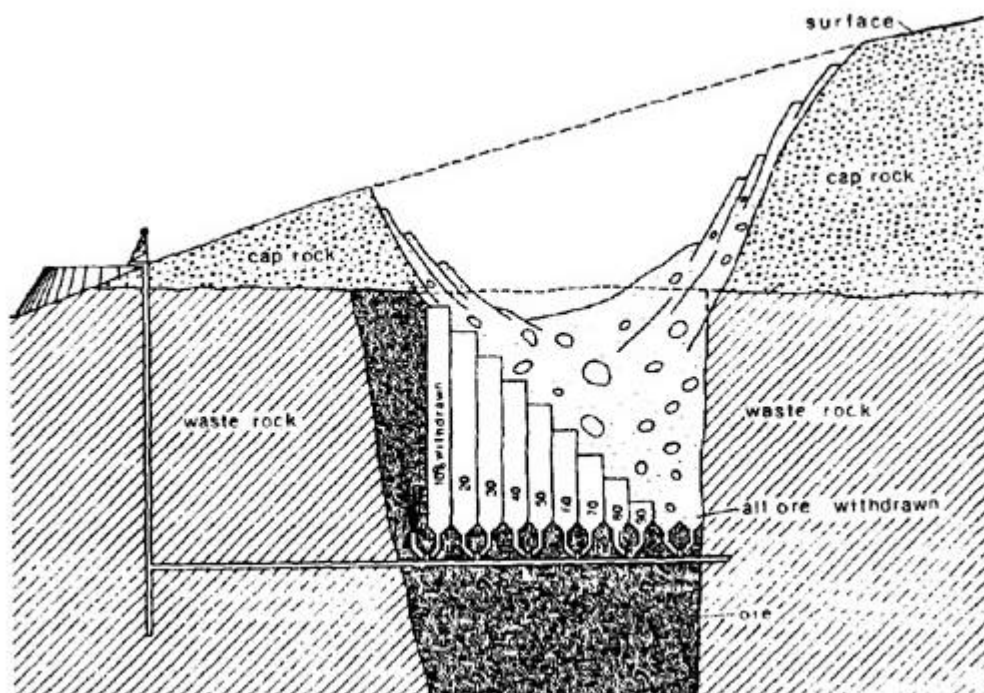
Para ello se necesita un control riguroso de la cantidad de mineral que se saca en cada punto de carga inferior.



La fragmentación se realiza naturalmente y los atascos pueden causar problemas muy serios y pérdidas de mineral y ensuciamiento del mismo.

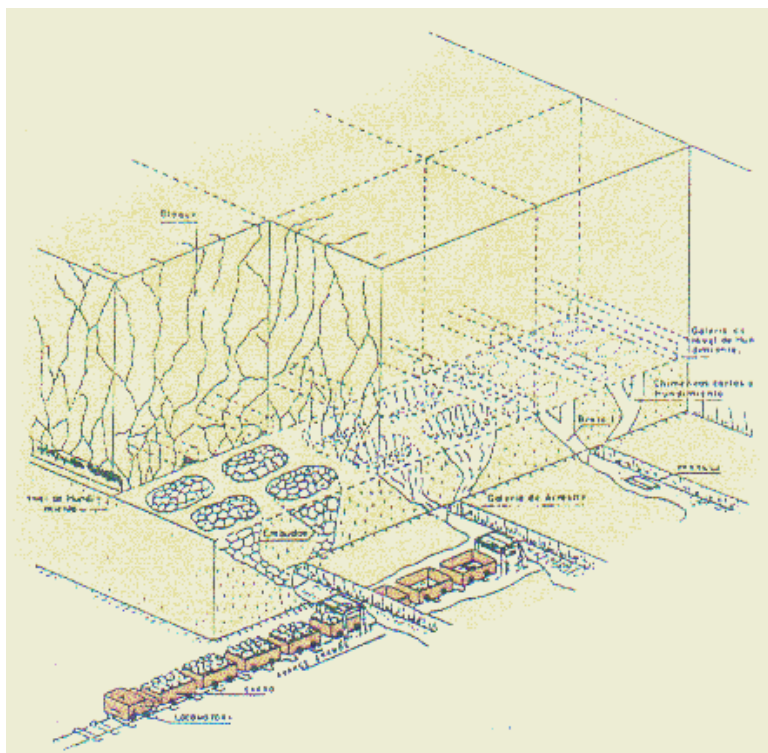
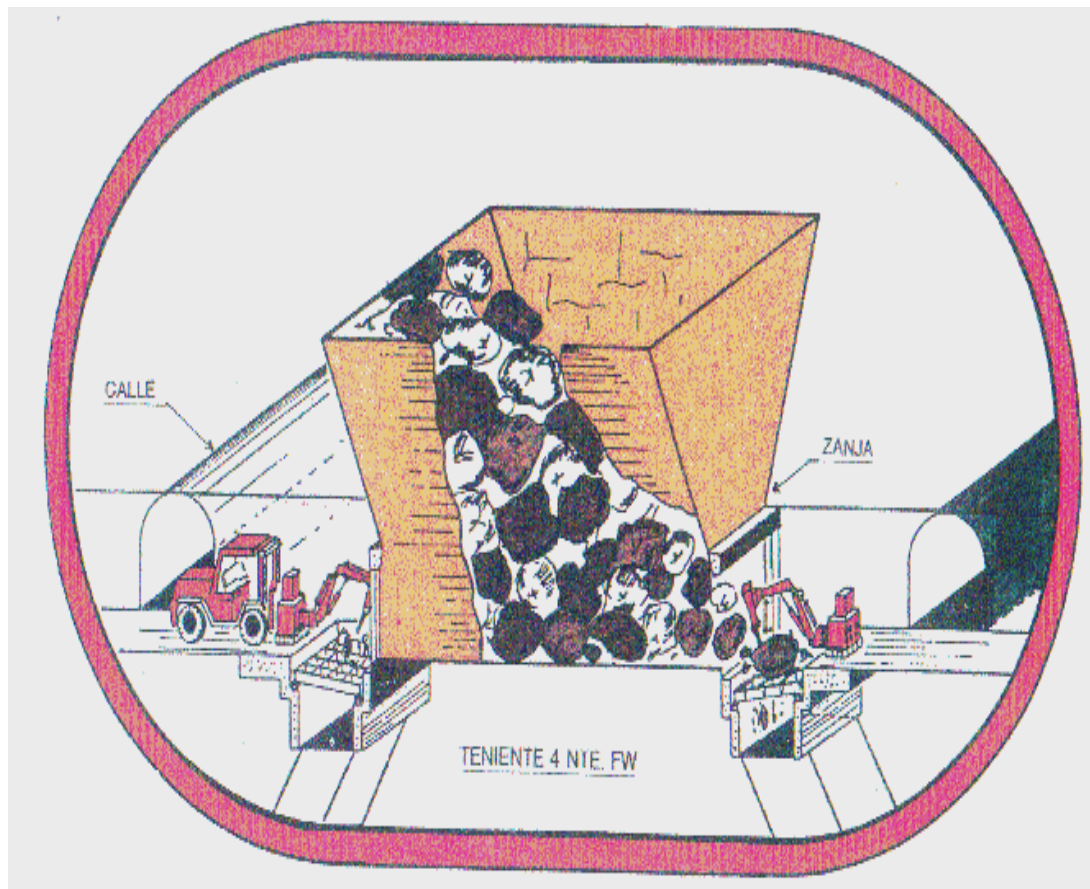
En el estudio de la calidad del macizo es útil el parámetro de calidad de roca (R.Q.D.)

Los ensayos en probetas para determinar la resistencia a la rotura no son tan interesantes como el conocer la condición del mineral para fragmentarse en trozos pequeños. Para ello debe estudiarse la disposición de cruceros, juntas y planos de estratificación.

No debe dejarse hueco importante entre el mineral suelto caído y el macizo que se fragmenta, pues si éste se desploma produce una verdadera explosión al comprimir el aire del hueco con una secuela de daños y víctimas.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI-MM	CAPÍTULO 11 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES	Pág.: 134





Como el terreno está fracturado por el hundimiento es fácil que penetren en él las aguas de superficie y las de los mantos acuíferos e inunden las labores. Debe preverse una capacidad de bombeo para las máximas avenidas que puedan esperarse. Cuando progresa en profundidad el hundimiento y los restos de los hastiales van rellenando el hueco, las rocas actúan como una esponja y las escorrentías del agua de lluvia deben encauzarse en superficie.

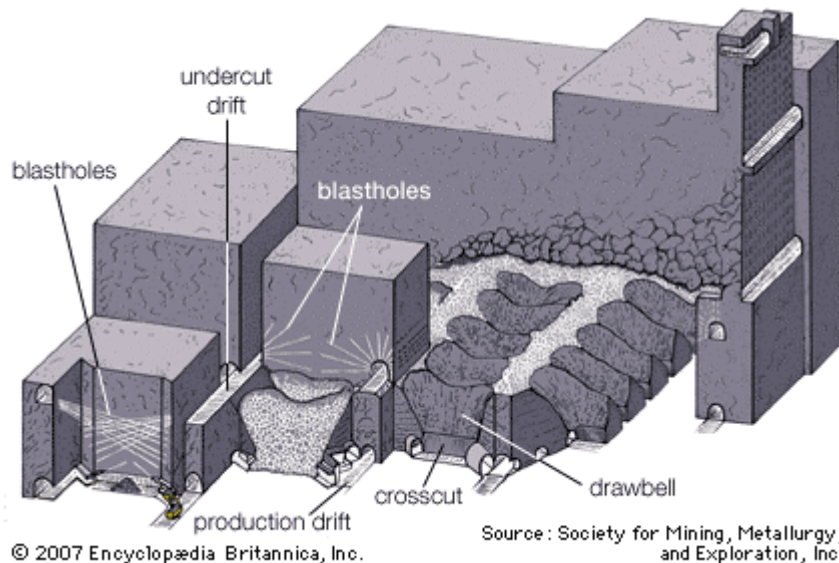
Si existe un gran acuífero habrá que disponer bombas potentes que eleven el agua desde debajo de la base del hundimiento.

Las ventajas del método de bloques hundidos son:

- Costo de producción bajo; es casi tan bajo como el de las cortas.
- Una vez que el hundimiento empieza, se consigue una producción elevada.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 11 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES	Pág.: 135

preparación larga.



- Pueden normalizarse las condiciones aumentando la seguridad y eficacia de trabajo.
- La frecuencia de accidentes es claramente baja.

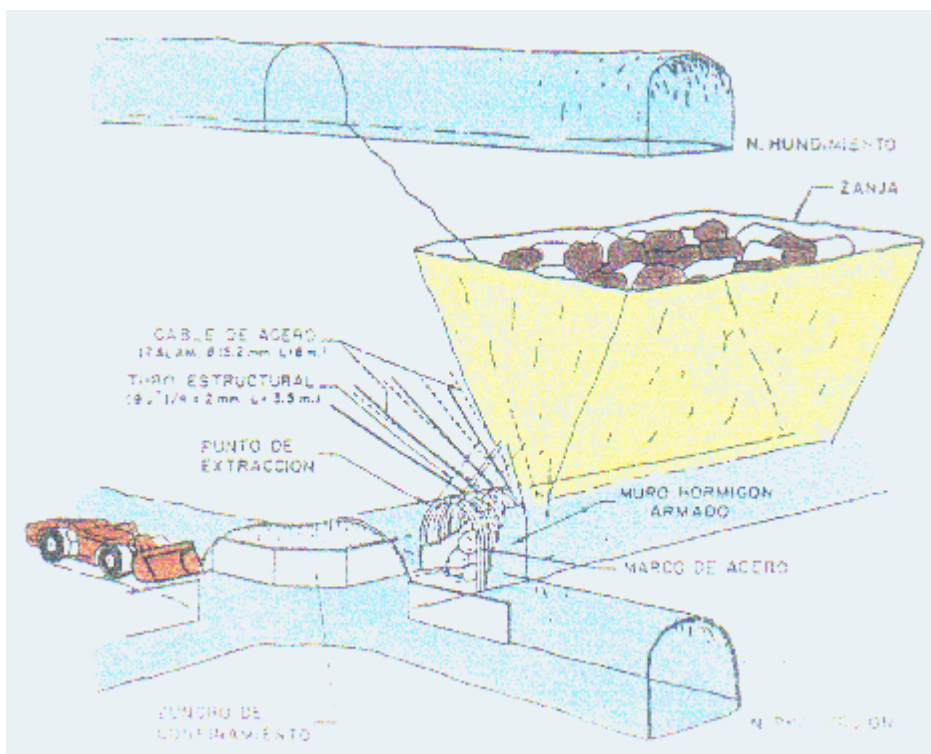
Los inconvenientes son:



- La inversión de capital es grande y la

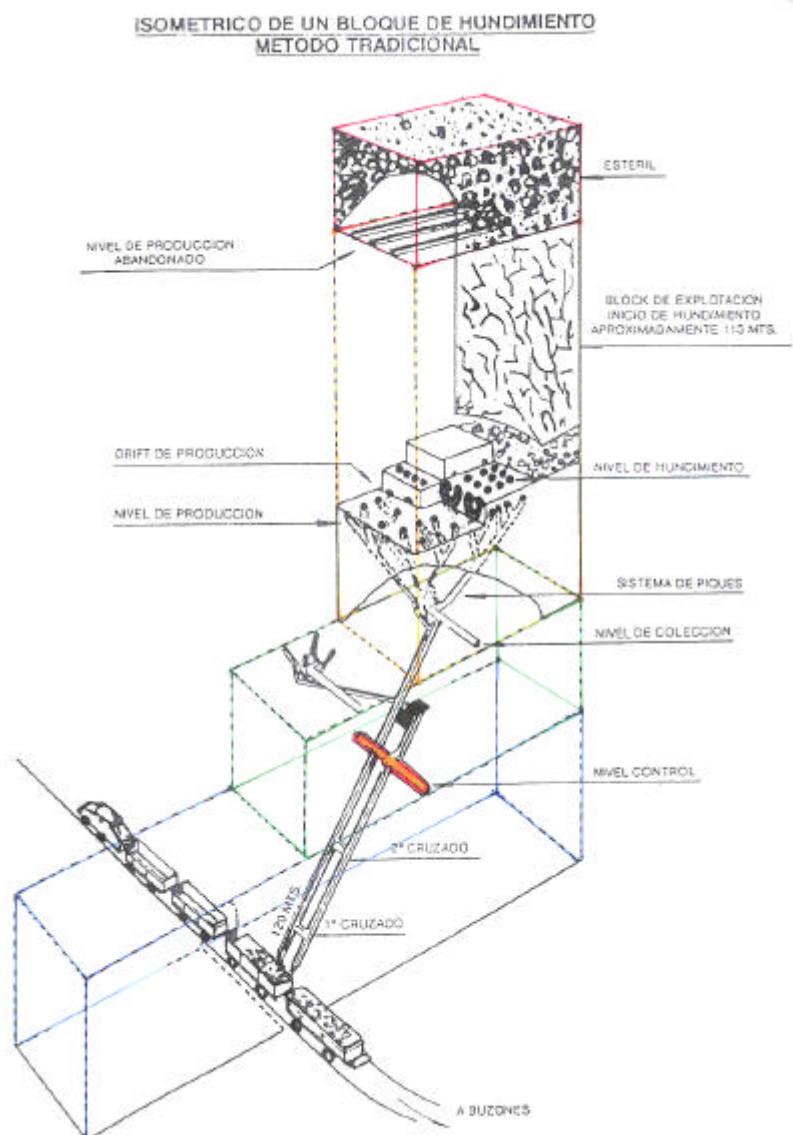
- La mezcla de mineral y estériles, así como las pérdidas de mineral elevadas.
- Hay que vigilar rigurosamente la descarga del mineral y no es fácil.
- El mineral de baja ley próximo al recubrimiento y los bordes del criadero se ensucia excesivamente si el control del hundimiento no es demasiado bueno.
- No es posible la explotación selectiva de mineral de alta y baja ley. Sólo puede extraerse todo junto.

- Como en la Cámara Almacén el mineral se oxida.

A este método sería interesante aplicarle la teoría del flujo por gravedad, estudiada en el método de hundimiento por subniveles, para definir todos los parámetros de diseño aunque no se ha realizado a la fecha.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 11 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES	Pág.: 136



DESCRIPCIÓN:

Explotación: Progresa en sentido descendente.

- Bloques de 50-250m. 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.

1) Nivel de hundimiento: Galerías para apertura de un corte inferior de 3-15 m. de altura mediante tiros en abanico en retirada.

2) 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

3) Nivel de transporte: Galerías perpendiculares a las anteriores a una cota inferior que permite acopiar mineral en los coladeros de transferencia.

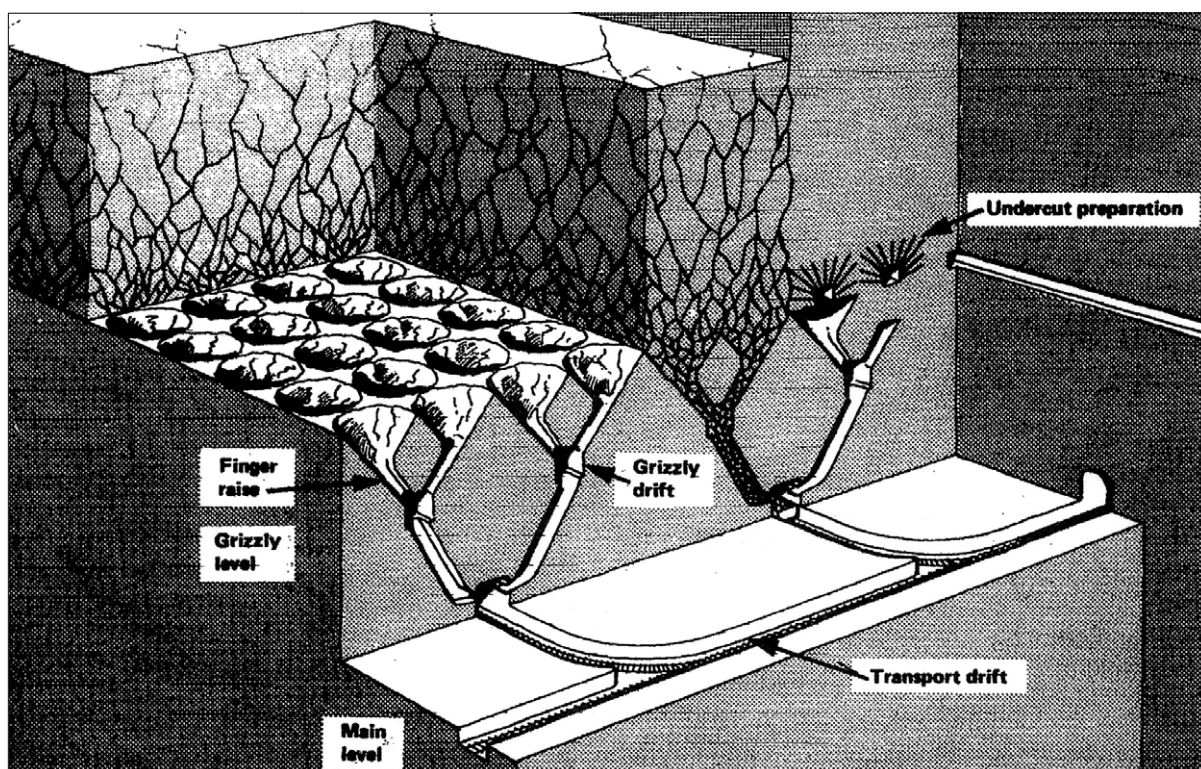
A veces se requieren chimeneas o rozas perimetrales de debilitamiento.

Sistema:
PERFORACIÓN + VOLADURA + CARGA + TRANSPORTE

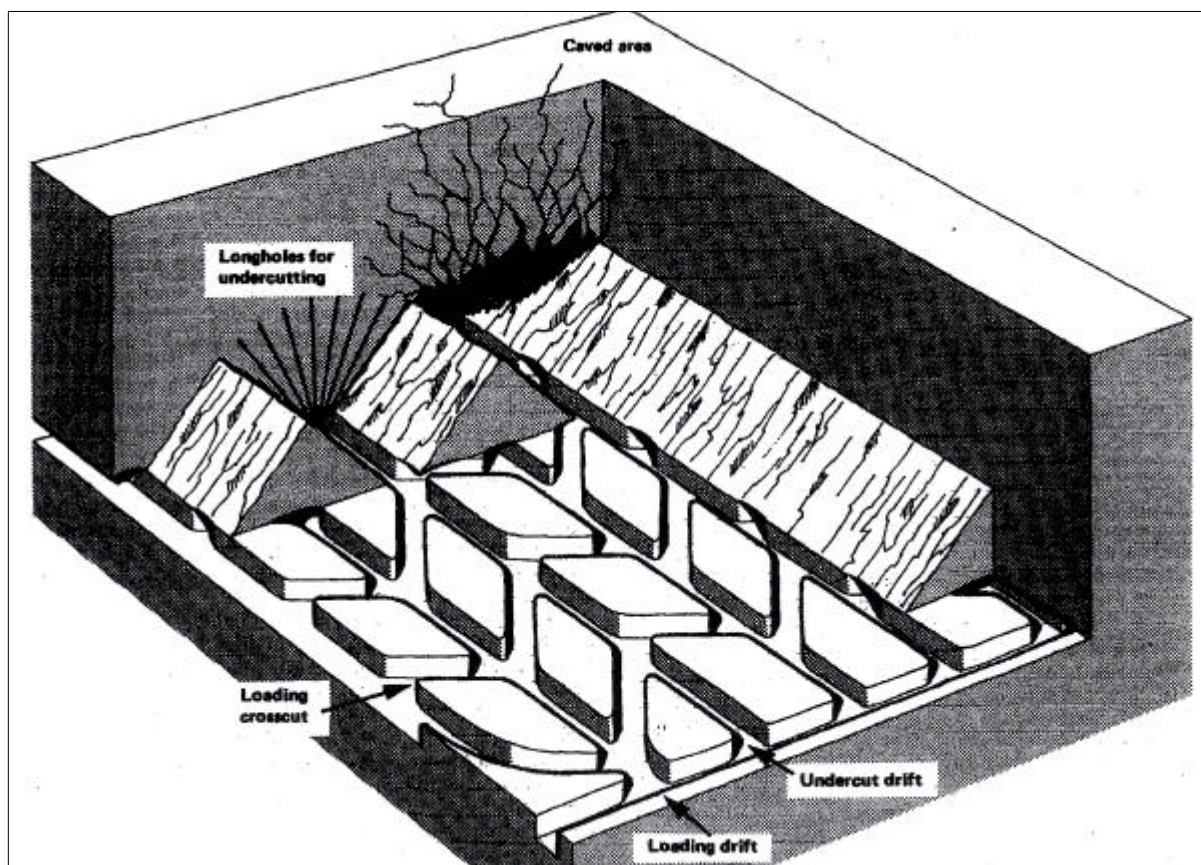
Barrenos largos ($\Phi > 51\text{mm}$) - Carga mecánica - Gravedad - Tren-Scrape - Camión - LHD

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).



Hundimiento por bloques (carga por gravedad)

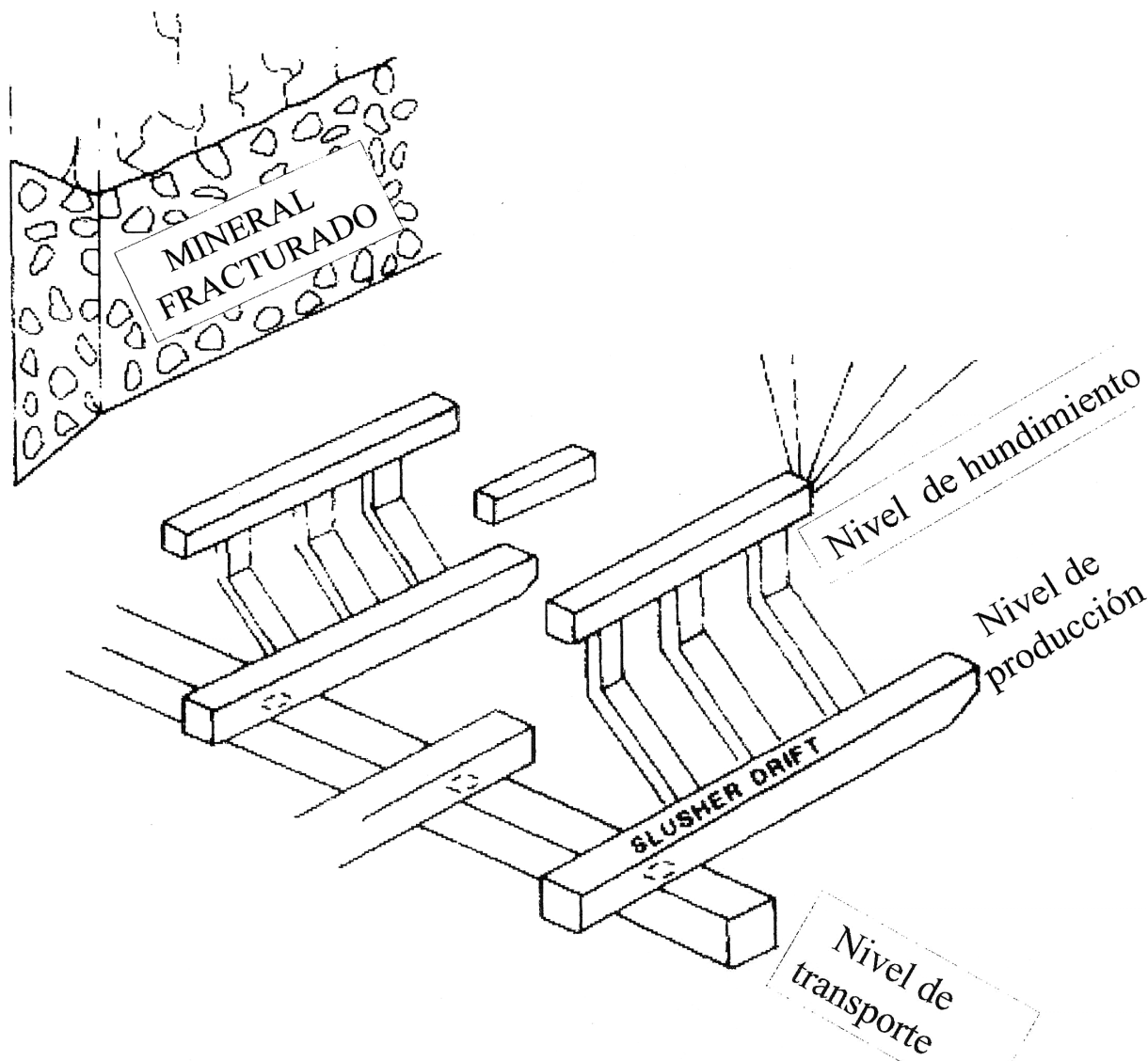


Hundimiento por bloques (carga con LHD).

- -Método simplificado: Un mismo nivel para hundimiento y producción.
- -Transversales de carga oblicuos para mejor maniobrabilidad de la LHD.

HUNDIMIENTO POR BLOQUES

- Altos ritmos de producción y bajos costes de operación
- Alta recuperación (90-100%)
- Mucha preparación y costosa. Requiere continuo mantenimiento
- Método poco flexible.
- Riesgo de atranques en parrillas, coladeros, etc.
- Riesgo de estallidos de roca.
- Subsistencia



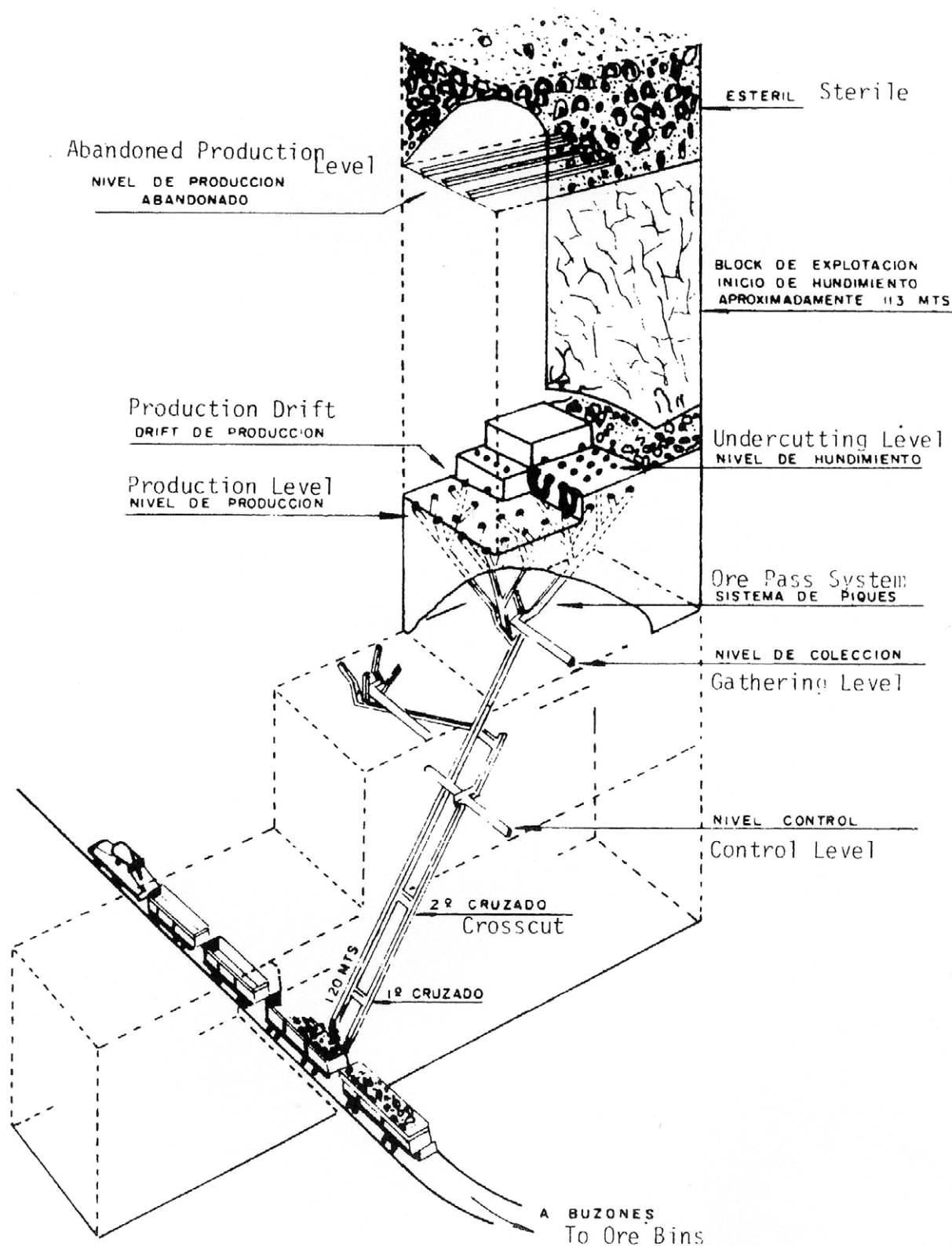
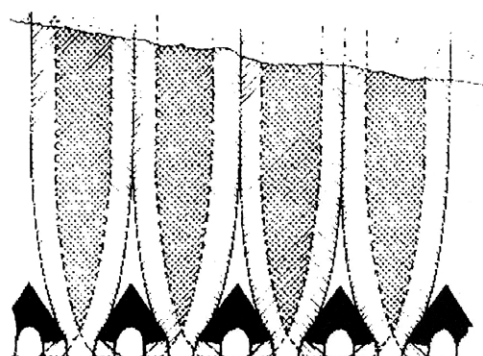
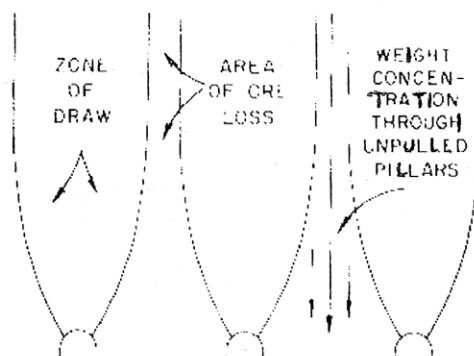


Fig. 20.3.11. Isometric of a manual caving block — El Teniente.
Conversion factor: 1 ft = 0.3048 m.

BLOCK CAVING (Disposición de pozos tolva)

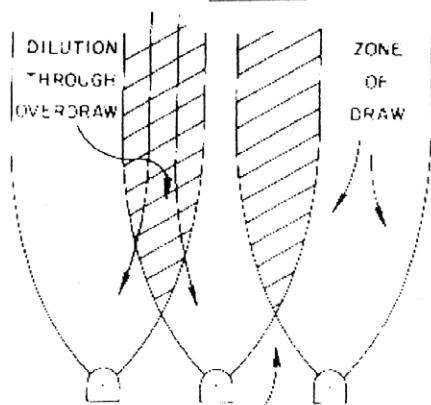


(a)



(b)

PILAR INTERMEDIO SIN HUNDIR
(Menor recuperación y riesgo de estallido de roca)

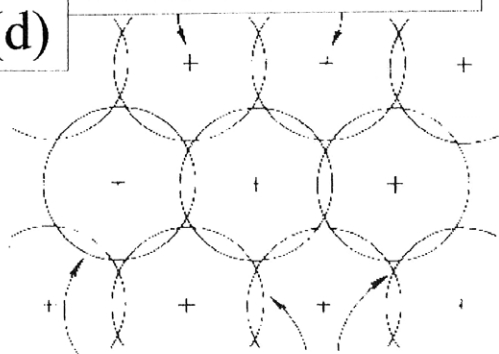


(c)

PILAR REDUCIDO
(Problemas sostenimiento y dilución por sobreextracción)

CENTROS POZOS TOLVA

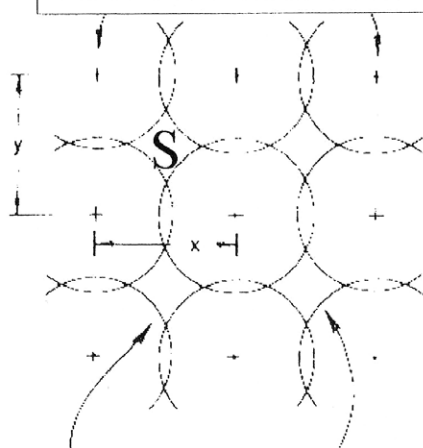
(d)





- (a): Separación correcta.**
- (b): Separación excesiva.**
- (c): Separación insuficiente.**
- (d): Disposición al tresbolillo.**
- (e): Disposición en línea.**

CENTROS POZOS TOLVA

(e)

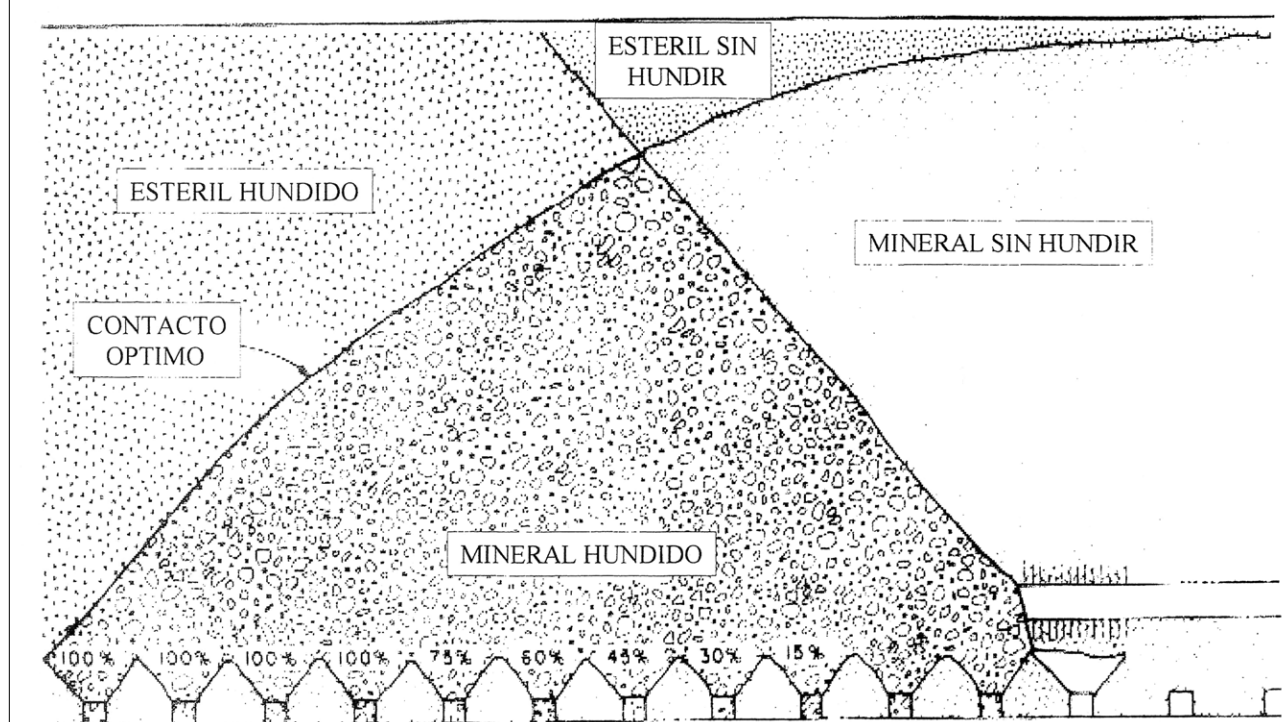


$$S = xy = 150\Phi + 10 \quad (\Phi: \text{Tamaño medio de fragmento en metros})$$

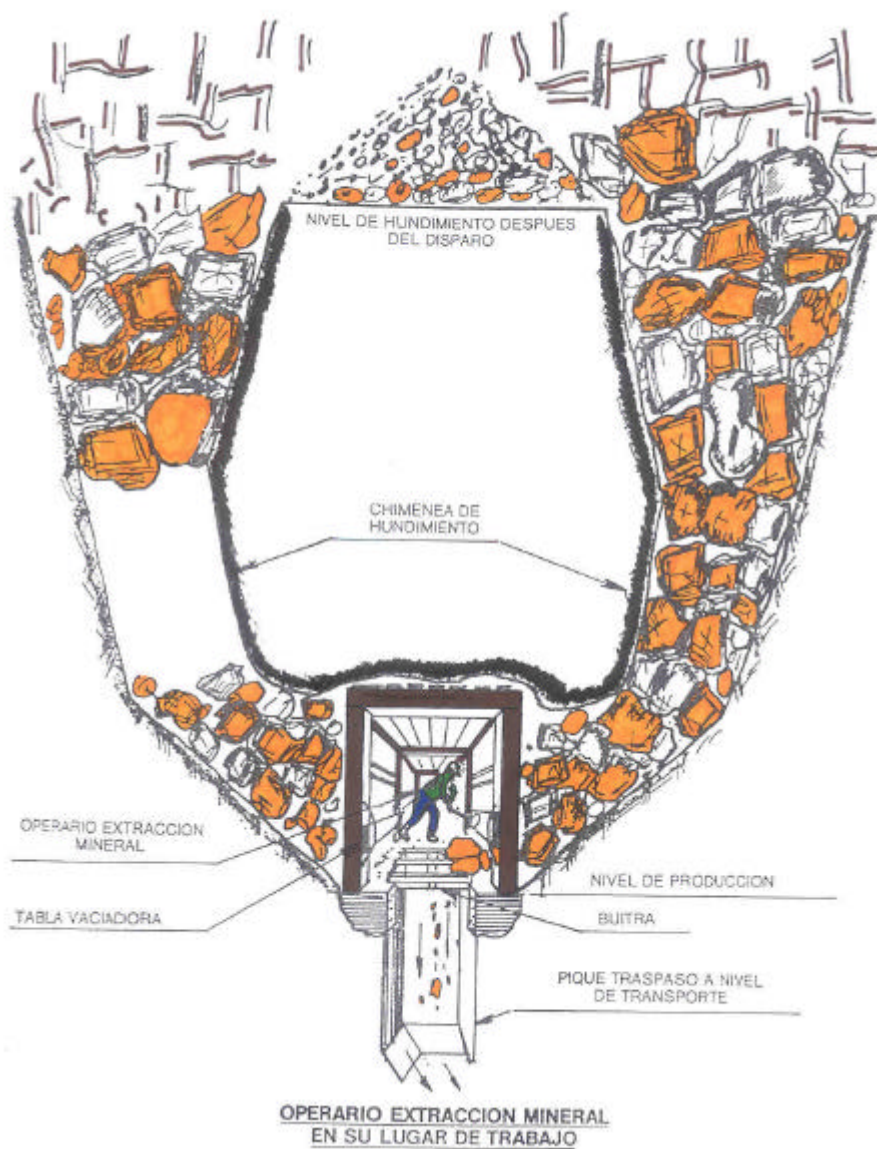
		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 11 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES	Pág.: 141

HUNDIMIENTO POR BLOQUES (extracción controlada)

- Ritmo de extracción: 150 - 1200 mm/día, según tiempo de hundimiento de la roca.
- Ritmo de producción: 5000 - 60000 Tm/día.



		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIIMM	CAPÍTULO 11 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES	Pág.: 142



DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DEL TAJO LARGO

OBJETIVOS DEL TEMA

- Comprender la concepción y operatividad del método de tajo largo.
- Explicar las características diferenciadoras y singularidades de este método.
- Comprender como se realiza la explotación en este caso.
- Conocer la geometría del método.
- Comprender la maquinaria y los elementos necesarios para desarrollar la explotación con este método.
- Comprender como funciona la ventilación.
- Conocer cuales son las ventajas y desventajas.
- Conocer las características de la rozadora y de los equipos empleados en esta operación.





1. EL MÉTODO DEL TAJO LARGO

El método de tajo largo es de preparación simple y tiene la ventaja de proporcionar una producción continua con la posibilidad de una mecanización completa, lo cual mejora la productividad, la seguridad y la salud del personal. La ventilación es buena y el personal trabaja en el frente siempre bajo los escudos de sostenimiento por lo que este método es incluso más seguro que el de cámaras y pilares. Como además este método incluye el hundimiento total del minado, la recuperación de carbón es mayor y la subsidencia relativamente uniforme y completa.

La profundidad de trabajo de este método se sitúa entre los 60 y los 850 m y se aplica a capas de carbón entre 1 y 4 m de potencia.

Las entradas al cuartel o panel son las de cabeza y cola. La entrada de cabeza se usa para la entrada de ventilación, el transporte del carbón, la entrada del personal y de los suministros, mientras que la entrada de cola se emplea para el retorno del aire.

El carbón arrancado por la rozadora o el cepillo es llevado por el transportador blindado del frente a la

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 12 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DEL TAJO LARGO	
		Pág.: 144	

entrada de cabeza y transferido a un panzer elevador que lo descarga en la cinta transportadora de evacuación. Se utiliza una entibación marchante hidráulica (autodesplazable) para sostener el techo del frente y se adelanta después de cada pasada de la rozadora continua. Las entradas al panel o cuartel se mantienen mediante bulonado; en la entrada de cola se ponen además una o dos filas de llaves o castilletes y también en la galería de entrada a lo largo de 30 a 150 m.

La anchura del panel está entre 100 y 300 m y la longitud entre 500 y 4000 m. Si la anchura del panel es inferior a 100 m se prefiere emplear el arranque con un minador continuo y entonces el método se llama de tajo corto.

Es evidente que la anchura del panel es muy importante, porque un tajo largo más ancho incrementará la producción de carbón. Los factores que influyen la anchura del tajo son económicos y técnicos. Desde el punto de vista económico el incremento de la anchura reducirá el número de paneles en la mina con lo que disminuirá el coste de la preparación, se incrementará la recuperación de carbón al haber menos pilares barrera, y se aumentará la producción de carbón hasta un cierto límite (anchuras de panel mayores de 300 metros tienen una influencia menor en la producción de carbón). Desde el punto de vista técnico es posible llegar a anchuras de 300 metros con fuertes producciones; sin embargo debe tenerse en cuenta que la anchura está limitada por la potencia eléctrica requerida por el transportador blindado y los esfuerzos estructurales que tiene que soportar. Además con mayores anchuras pueden aparecer múltiples problemas de techo, alineamiento del frente etc.

Con el fin de proteger las entradas al tajo y el frente inicial donde se localiza todo el equipo se dejan unos pilares barreras de unos 60 a 150 m de ancho en el sentido del avance en ambos extremos del tajo.

2. LA ROZADORA INTEGRAL

Las máquinas de corte usadas en el tajo largo son la rozadora integral y el cepillo. La rozadora es por mucho la más utilizada y por lo tanto es la que estudiamos a continuación.

Hoy en día se utilizan tres tipos de rozadoras: La rozadora de doble tambor articulado, la de tambor simple articulado y la de tambor simple fijo. La más utilizada es la de doble tambor articulado que permite realizar el corte en una o dos direcciones. En el corte

unidireccional este se realiza de cola de tajo a cabeza, y en el bidireccional en los dos sentidos, aunque lo más normal es que solo se realice el corte en una sola pasada estando el tambor de corte delantero elevado mientras que el de cola va libre o corta al muro dependiendo de la potencia de la capa. Durante la vuelta solo se limpia o carga el carbón rozado sobre el transportador blindado. El corte bidireccional solo se emplea en tajos en los que el movimiento de la rozadora se ha automatizado.

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_a el alcance del brazo del tambor, B el espesor del cuerpo de la rozadora (ver figura), se tiene:

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

En las rozadoras de dos tambores la altura máxima rozada no excederá dos veces el diámetro D del tambor de corte.

Ejemplo:

Usar el ábaco de la fig. 20.1.5 adjunta para seleccionar el diámetro D de corte, dada la altura de corte y las dimensiones principales de la rozadora:



$$H_c = 2,29 \text{ m (90 in)}; H_b = 1270 \text{ mm (50 in)}; B = 508 \text{ mm (20 in)}; L_a = 1778 \text{ mm (70 in)}; \alpha = 30^\circ$$

Solución:

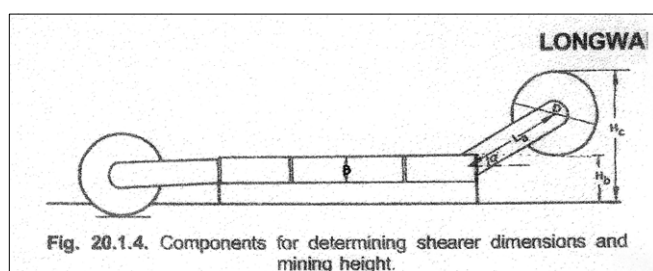
Se sigue la línea a-b-c-d-e-f. El valor mínimo de D requerido en las condiciones dadas es de 762 mm (30 in). En la práctica, en orden a reducir la resistencia de carga del tambor e incrementar la eficiencia de carga, el diámetro del tambor se selecciona mayor que el valor mínimo. Generalmente D se coge del orden del 75 al 80% de la altura a rozar. En este ejemplo $D = 60 \text{ in (152,4 cm)}$. De este modo siguiendo la línea g-h-i en la figura la altura de corte puede alcanzar 105 in (266,7 cm).

El ancho del tambor puede variar pero es habitual un ancho de 813 mm (32 in). Las velocidades de rotación también varían pero la más común es de 44 rpm. La velocidad de desplazamiento de la máquina puede variar de 4 a 25 m/min. Hoy en día se utilizan velocidades comprendidas 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:

$$Q_{she} = 60 H_c s V_s \gamma C \quad (\text{t/hora})$$

 UPM	 ETSIMM	DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
		CAPÍTULO 12 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DEL TAJO LARGO	Pág.: 145

$Q_c = W H_c s \gamma C$ (t/ciclo)
 $T_{cut} = 60 k Q_c / Q_{she}$ (minutos)
 en dónde
 H_c - altura de corte en m
 S - ancho de corte en m
 V_s - velocidad de desplazamiento de la rozadora en m/min
 γ - densidad del carbón en t/m^3
 W - ancho del panel en m
 C - coeficiente de carga de la rozadora (0.90 a 0.95)
 k -l coeficiente de utilización, entre 1,1 y 1,4 dependiendo de los tiempos de parada.



El grafico de la fig. 20.1.6 permite determinar la producción de un tajo largo.

Ejemplo:
 Usar el gráfico 20.1.6 para hallar la producción por ciclo y el número de ciclos requeridos por relevo . Los datos de partida son
 $W = 180 \text{ m (600ft)}$
 $\gamma = 1,28 \text{ t/m}^3 \text{ (80 lb/ft}^3\text{)}$
 $s = 0,76 \text{ m (2,5 ft)}$
 $H_c = 2 \text{ m (6,5 ft)}$

Se sigue la flecha para hallar la producción por ciclo $Q_c = 340 \text{ t (380 t)}$. Así, si la producción de carbón planificada es de 2 700 t (3 000 t) se necesitan 7 u 8 ciclos para obtenerla.

Potencia: La potencia consumida por la rozadora refleja la carga total consumida durante la operación de rozado y depende de numerosos factores como la velocidad de desplazamiento, diámetro del tambor, profundidad del corte y estado de las picas, ancho del tambor y velocidad de rotación, altura de corte y dureza de la capa. En condiciones normales y basado en la experiencia se ha confeccionado el gráfico de la fig. 20.1.7.

Ejemplo:
 Usar el gráfico 20.1.7 par determinar la potencia requerida por una rozadora en las condiciones siguientes : $H_c = 2 \text{ m (80 in)}$, dureza dela capa media.

Siguiendo la flecha se encuentra
 $N = 557 \text{ CV (550 Hp)}$ con control manual y $N = 659 \text{ CV (650 Hp)}$ con control electrohidráulico.

3. SELECCIÓN DEL TRANSPORTADOR BLINDADO

Los hay de diversos tipos dependiendo de la disposición de las cadenas de arrastre, pero los más comúnmente utilizados son los de cadena central(single center chain strand SCS) y los de cadena doble en los laterales (double outboard chain strand DOCS). En los DOCS las cadenas de arrastre son de 30 a 34 mm y los SCS son de 38 a 42 mm. El ancho de los transportadores modernos de tajo largo está entre 945 y 1000 mm.

Capacidad del transportador:



La capacidad de transporte de carbón se determina por las relaciones

$Q_{afc} = q_c V_c = A_{max} \psi \gamma_c V_c$ (t/s)
 $q_c = A_{max} \psi \gamma_c$ (t/m de panzer)
 q_c : peso del carbón por metro de panzer
 A_{max} : sección eficaz máxima de carga en m^2 . Se tomará $A_{max} = k (3hl/2 - \sqrt{3} h^2/4)$, donde $k = 0,95$ a $0,97$
 ψ :coeficiente de carga que varía entre 0,65 y 0,90
 γ_c : densidad aparente del carbón cargado de 0,88 a $1,3 \text{ (t/m}^3\text{)}$
 V_c : velocidad de la cadena . 1,27 a 1,5 m/s

Potencia del transportador:

Para calcular la potencia del motor del transportador ha de hallarse previamente la resistencia de rozamiento en movimiento del lado cargado o superior R_L del panzer y del lado descargado o inferior R_E y determinarse la fuerza F_S de tracción necesaria.

$R_L = (q_c f_c + q_n f_n) L_{afc} \cos \alpha + (q_c + q_n) L_{afc} \sin \alpha$
 $R_E = q_n L_{afc} (f_n \cos \alpha + \sin \alpha)$
 $F_S = K_b K_s (R_L + R_E)$ en dónde
 L_{afc} - longitud del transportador en m
 q_n - peso por metro de cadena en kg/m
 q_c - peso del carbón cargado por metro en kg/m
 f_c - coeficiente de rozamiento en movimiento del carbón
 f_n - coeficiente de rozamiento en movimiento de la cadena, (los valores de referencia de estos coeficientes están en la tabla 20.1.1)
 α - ángulo de la pendiente del transportador

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSIMM	CAPÍTULO 12 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DEL TAJO LARGO	
		Pág.: 146	

$K_b = 1,1$ es un factor por la resistencia adicional debido a la curvatura y a los cojinetes de las ruedas dentadas de arrastre de las cadenas
 $K_s = 1,1$ es otro factor de resistencia debido a los tramos serpenteantes del panzer

La potencia máxima requerida para mover el transportador cargado es

$$N_{\max} = 1,15 g F_s V_c / f 1000 \text{ (kw)}$$

La potencia mínima necesaria con el transportador vacío es

$$N_{\min} = 1,15 g q_n f_n L_{afc} \cos \alpha V_c / f 1000 \text{ (kw)},$$

donde:

1,15 es un factor de seguridad adicional
 $f = 0,80$ a $0,83$ es el factor de eficiencia de la transmisión del reductor y del acoplamiento fluido
 g es la aceleración de la gravedad

La potencia ponderada que finalmente se instalará será

$$N = K_{afc} (N_{\max}^2 + N_{\max} N_{\min} + N_{\min}^2)^{1/2} / 3^{1/2}, \text{ expresada en kilowatios}$$

$K_{afc} = 1,15$ a $2,0$ es un factor de seguridad

Sin embargo si el piso es blando o se producen movimientos del piso se añadirá un 35% de potencia adicional de acuerdo con las condiciones del emplazamiento.

Ejemplo: usar las anteriores ecuaciones para seleccionar un transportador blindado.

La capacidad de transporte del panzer debe ser compatible con la de la rozadora:

$$Q_{she} = Q_{afc} \cdot 3600 \text{ (t/h)}$$

Las condiciones del panel son:

Ancho de panel $W = 180$ m (600 ft)

Altura de corte $H_c = 2,0$ m (6,5 ft)

La capa de carbón se supone horizontal, $\alpha = 0$

Densidad del carbón, $\gamma = 1,28$ t/m³ (80 lb/ft³)

Las características conocidas de la rozadora son:

Ancho de corte $s = 0,76$ m (2,5 ft)

Coefficiente de carga $C = 0,92$

Velocidad de desplazamiento $V_s = 9,15$ m/min (30 ft/min);

Esto es compatible con la velocidad de avance

controlada electrohidráulicamente de los escudos (si el tiempo del ciclo de avance de cada escudo es de 10 s, la velocidad de avance será de 6 escudos por minuto, es decir de 9,15 m/min).

Solución: la producción de la rozadora es

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

$$Q_{she} = 982 \text{ t/h} = Q_{afc} \cdot 3600$$

Los parámetros conocidos del panzer del tipo SCS son :

Cadena central de 30 por 108mm

Peso unitario de la cadena $q_n = 19,20$ kg/m

Ancho del panzer $B = 0,83$ m

Sección máxima eficaz de carga $A_{\max} = 0,28$ m².

Coefficiente de carga $\psi = 0,85$

Densidad aparente del carbón en el panzer

$$\gamma_c = 1 \text{ (t/m}^3\text{)}$$

Coefficiente de rozamiento del carbón en movimiento en el panzer $f_c = 0,5$

Coefficiente de rozamiento de la cadena en movimiento $f_n = 0,3$

Utilizando la ecuación $q_c = A_{\max} \psi \gamma_c$, el peso por metro de carbón en el panzer es

$$q_c = 0,28 \cdot 0,85 \cdot 1 = 0,238 \text{ t/m}$$

La velocidad de la cadena V_c se obtiene inmediatamente:

$$V_c = Q_{she} / (3600 q_c) = 1,14 \text{ m/s}$$

Otros factores retenidos para el transportador seleccionado son:

Coefficientes de resistencia $K_b = 1,1$ y $K_s = 1,1$

Eficiencia de la transmisión $f = 0,81$

Factor de seguridad $K_{afc} = 1,2$

Tomamos $f_c = 0,5$ y $f_n = 0,3$

$$R_L = (238 \cdot 0,5 + 19,2 \cdot 0,3) \cdot 183 = 22.831 \text{ kg}$$

$$R_E = 19,2 \cdot 183 \cdot 0,3 = 1054 \text{ kg}$$

$$F_s = 1,1 \cdot 1,1 \cdot (22.831 + 1.054) = 28.901 \text{ kg}$$

$$N_{\max} = 1,15 \cdot 28901 \cdot 1,14 \cdot 9,81 / 0,81 \cdot 1000 = 459 \text{ kw}$$

$$N_{\min} = 1,15 \cdot 1054 \cdot 1,13 \cdot 9,81 / 0,81 \cdot 1000 = 16,60 \text{ kw}$$

$$N = 324 \text{ kw}$$

$N_{\text{real}} = 324 \cdot 1,35 = 438$ kw que es la potencia del motor eléctrico necesario para el transportador blindado.

(Ref. S.S. Peng y H.S. Ghang)

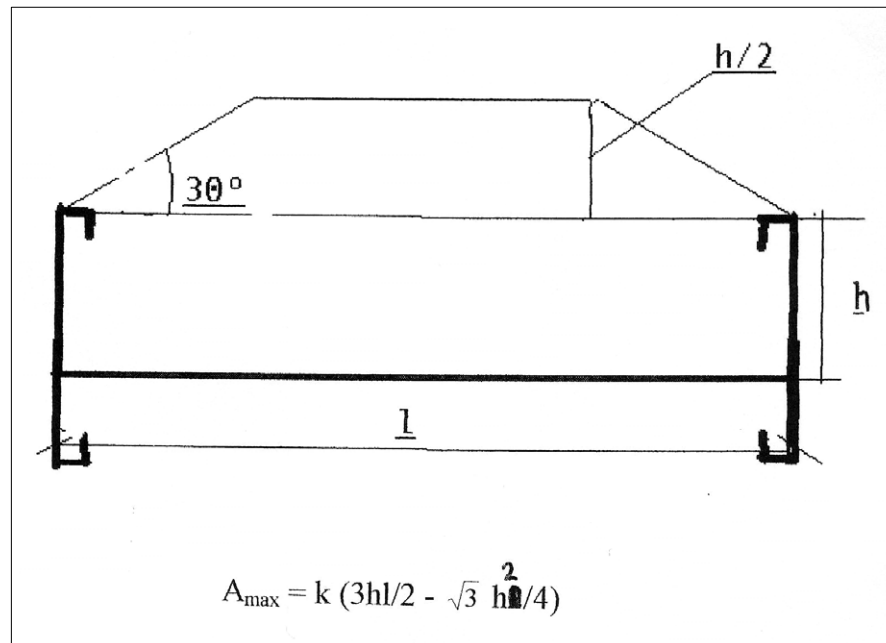


Table 20.1.1. Coefficients of Moving Resistance for Chains

Chain Strand Type	f_c	f_n
SCS	0.40–0.60	0.25–0.40
DOCS	0.60–0.80	0.20–0.35

* f_n is positive when the chain is moving upslope while f_n is negative when the chain is moving downslope.

** when the floor and subsequently the AFC are undulating, f_c and f_n may be increased accordingly.

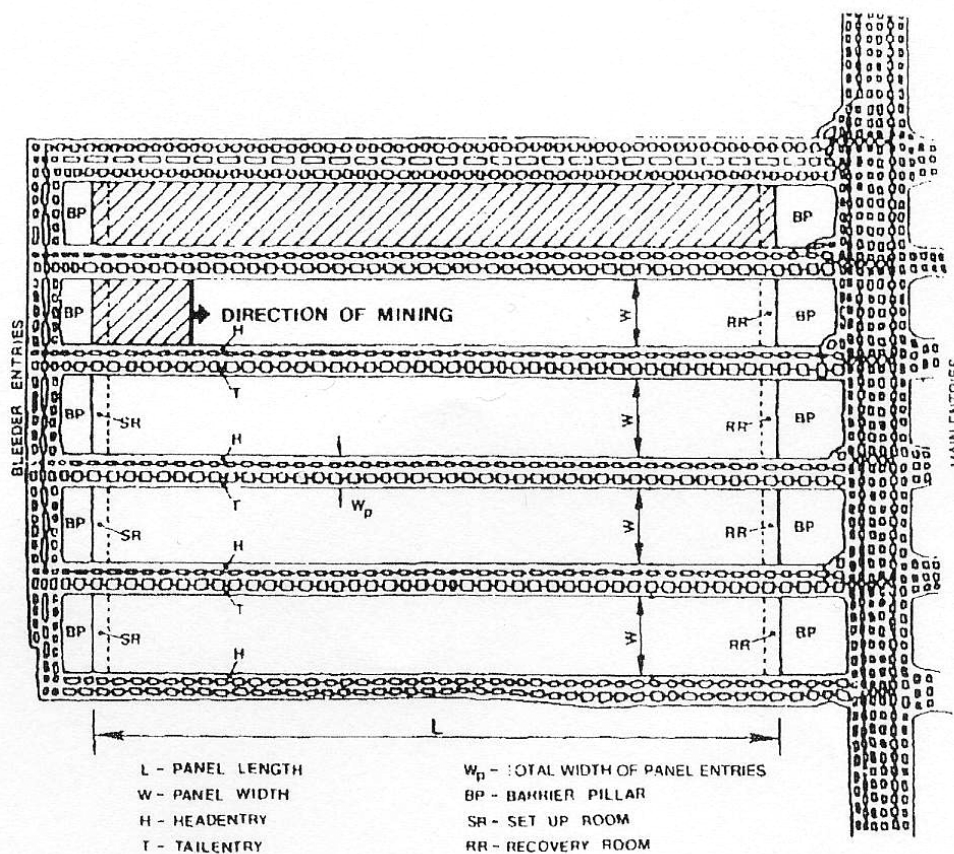


Fig. 20.1.1. Typical US longwall panel layout (Peng and Chiang, 1984. By permission from John Wiley & Sons, Inc., New York).



UPM



ETSIMM

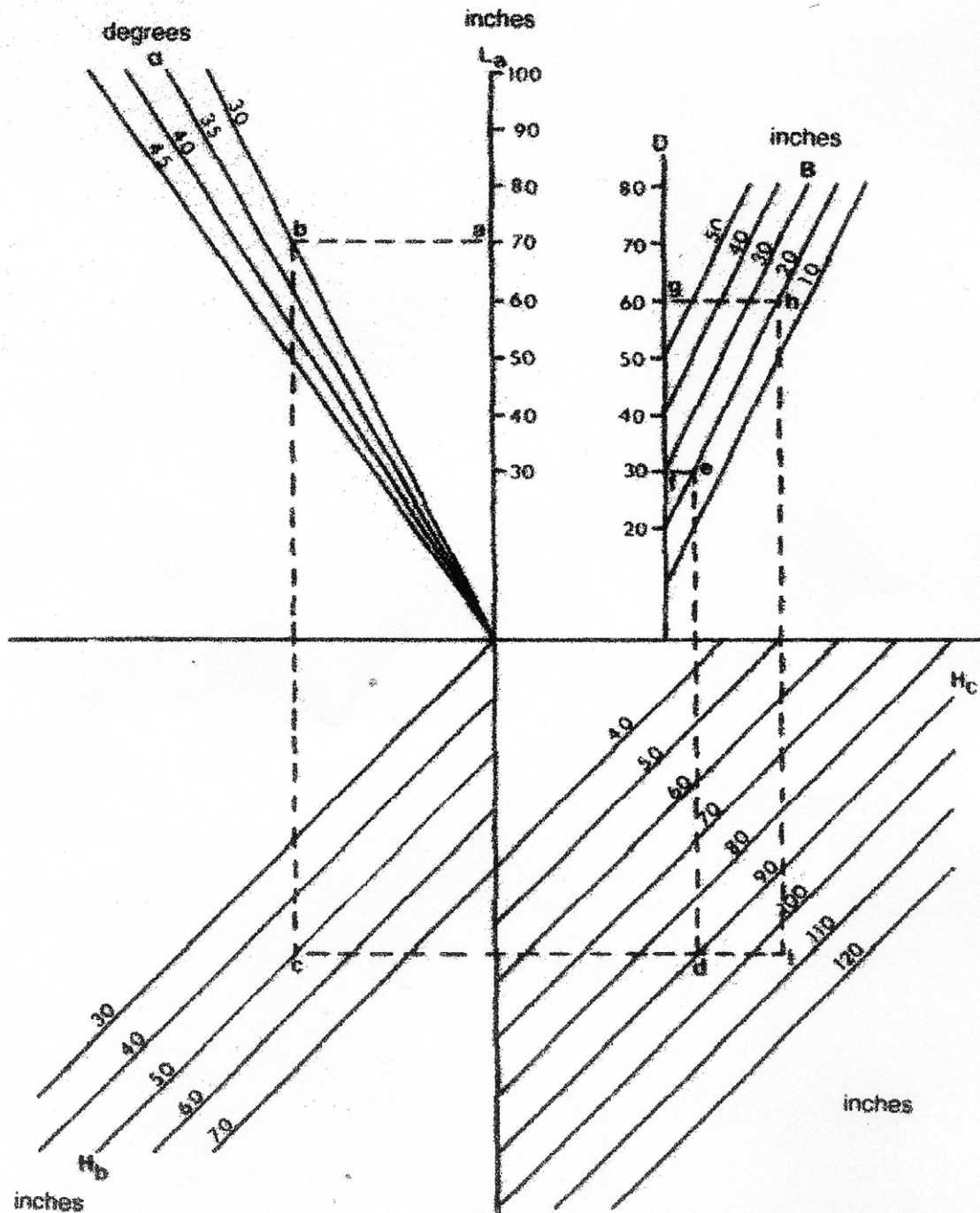


Fig. 20.1.5. Nomograph for determining shearer dimensions and mining height. Conversion factor: 1 in. = 25.4 mm.

L MINING

1783

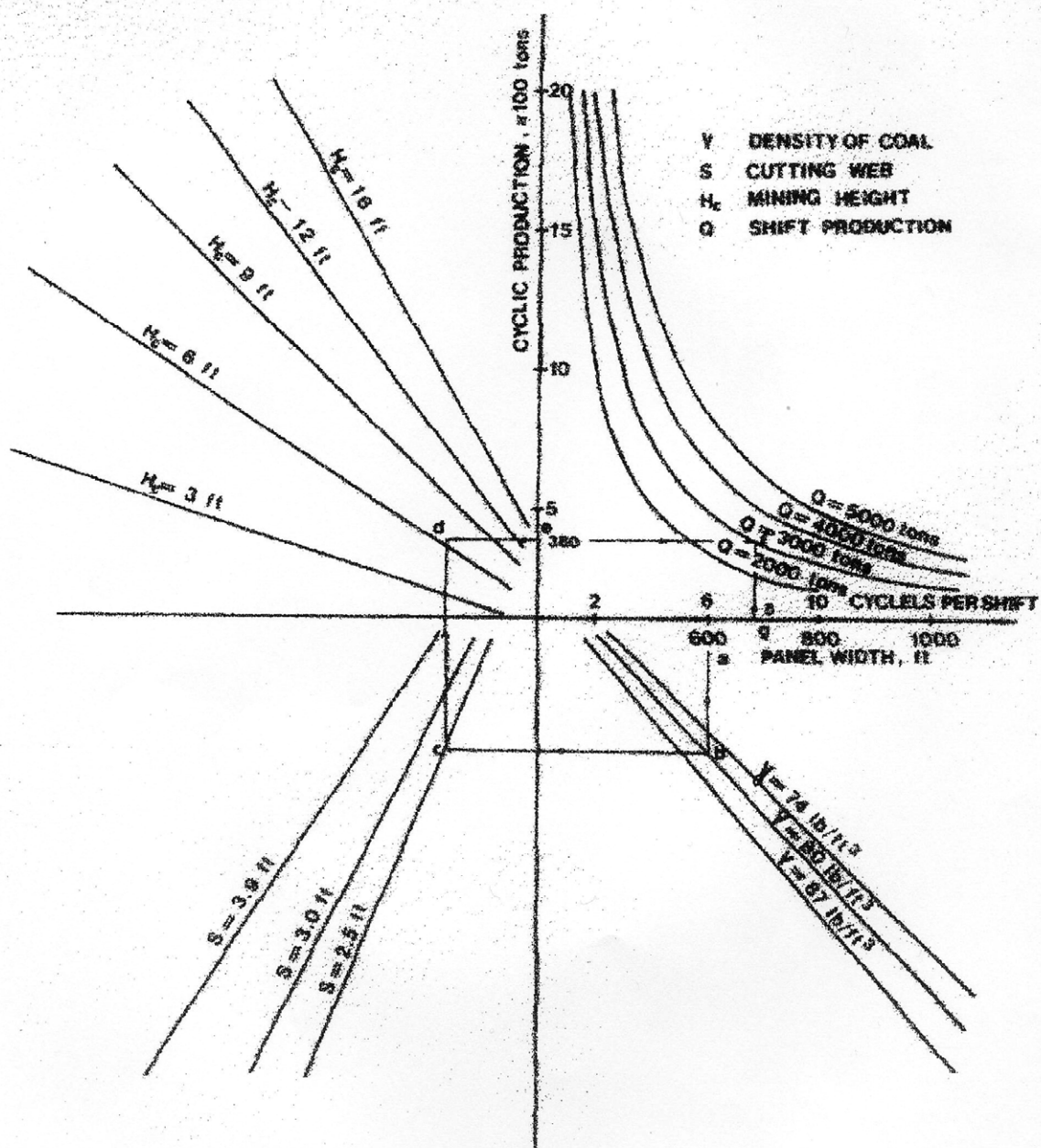


Fig. 20.1.6. Nomograph for determining longwall production.
Conversion factors: 1 ft = 0.3048 m, 1 lb/ft³ = 0.01602 t/m³, 1 ton
= 0.9072 t.

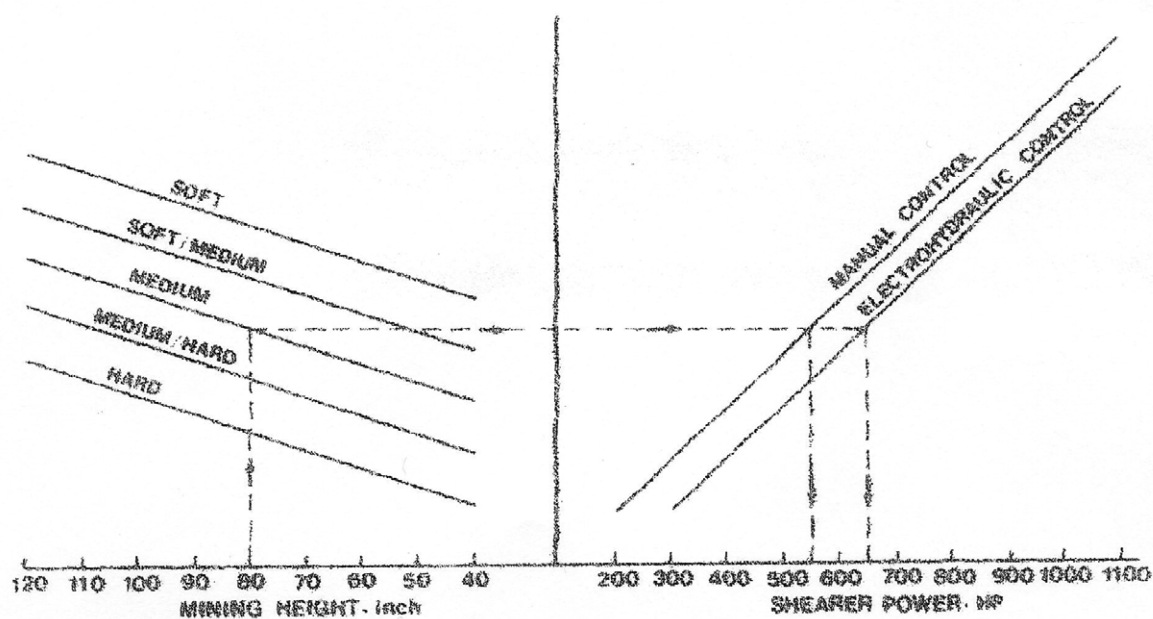


Fig. 20.1.7. Nomograph for selecting shearer power.
Conversion factors: 1 in. = 25.4 mm, 1 hp = 0.7457 kW.

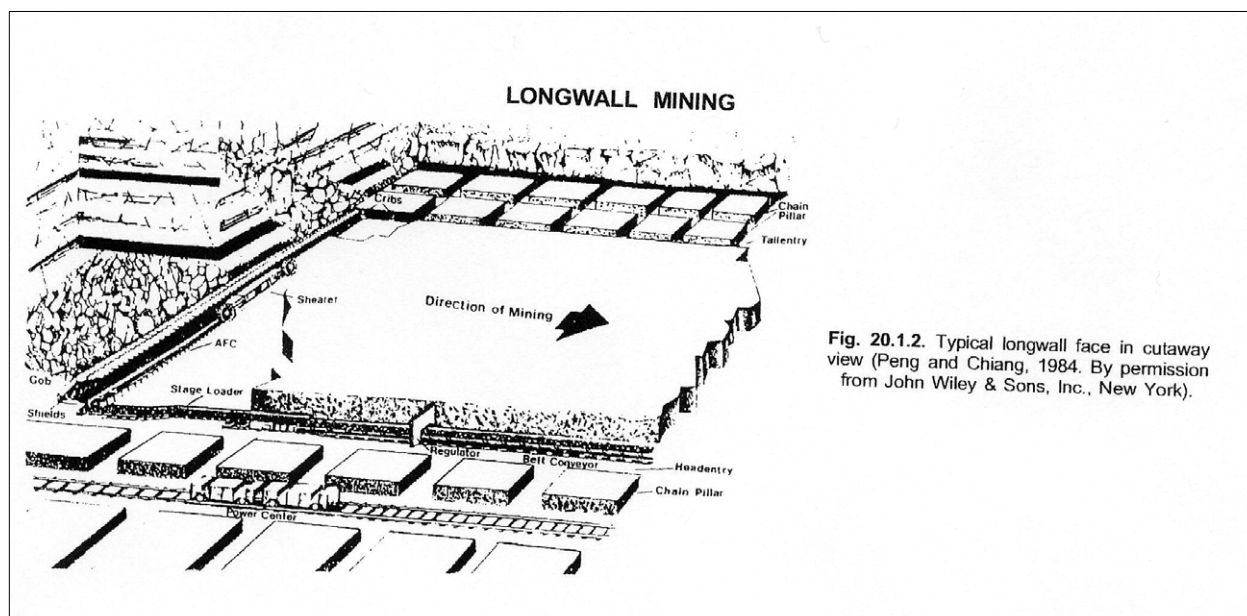


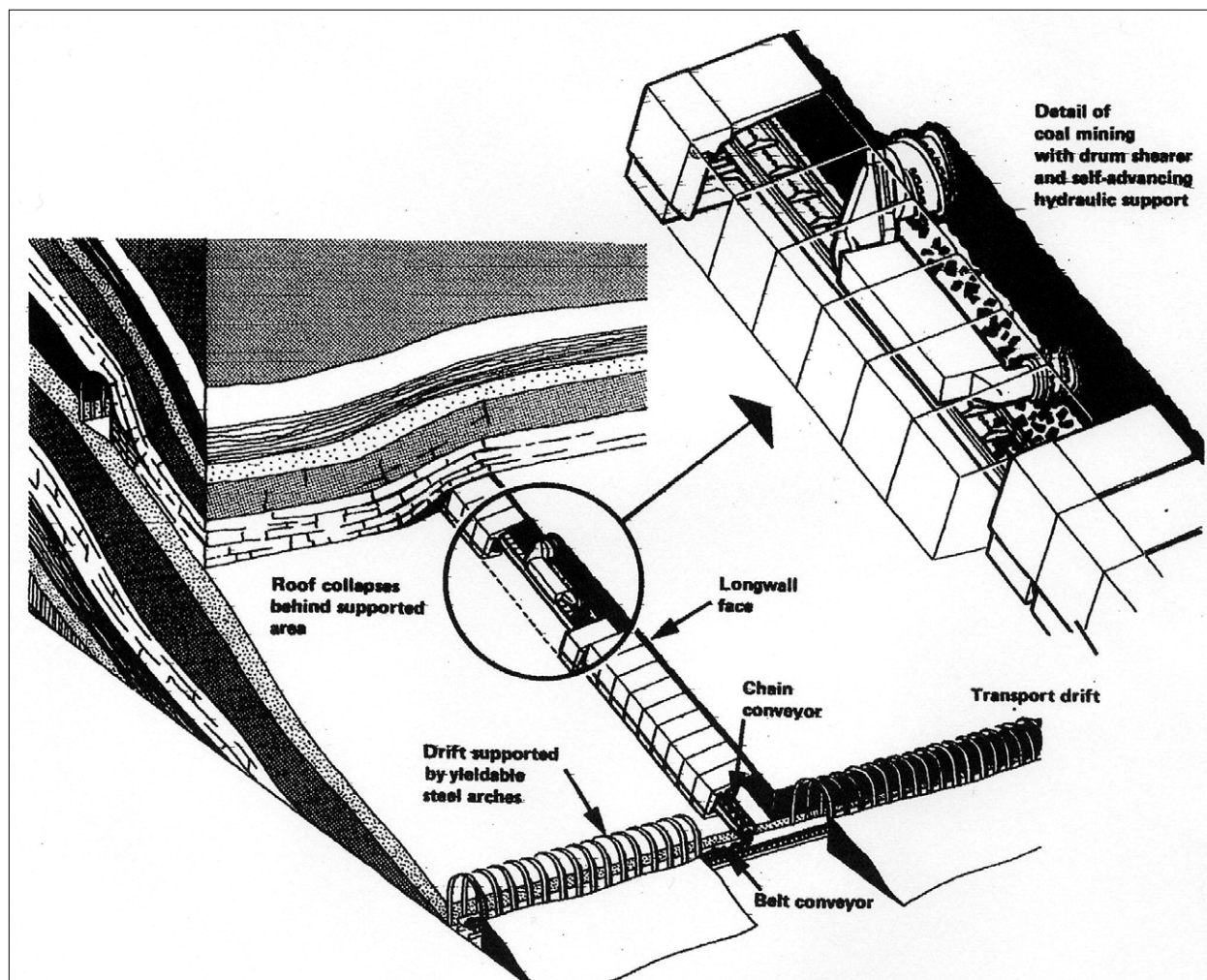


Fig. 20.1.2. Typical longwall face in cutaway view (Peng and Chiang, 1984. By permission from John Wiley & Sons, Inc., New York).

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI	CAPÍTULO 12 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DEL TAJO LARGO	Pág.: 152



Descripción:

Explotación:

Dividida en paneles de 500-3000m de longitud y 100-300m de anchura.

Tajos entibados de longitud igual a la anchura del panel, altura igual a la potencia y 2'5-4m de ancho, que desembocan en las galerías longitudinales de transporte.

Según dureza del mineral el arranque es mecánico (rozadora o cepillo) o con explosivo. A medida que avanza el tajo se avanza la entibación y se deja hundir el techo por detrás. Si no hunde de forma natural se puede ayudar con agua a presión, aire comprimido o explosivo.

Preparación:

Galerías longitudinales de acceso y transporte excavadas en mineral. Con más de una entrada y recortes a 90° si la mina es grisúosa (USA).

Sistema

Continuo (para mineral blando)

ARRANQUE Y CARGA + TRANSPORTE + SOSTENIMIENTO

-Rozadora (750mm/pasada) +(Transportador de cadenas y cinta) + (Entibación hidráulica automarchante) -Cepillo (75mm/pasada)

Cíclico (para mineral duro)

PERFORACIÓN (manual) + VOLADÜRA + CARGA (scraper o LHD) + TRANSPORTE (tren) + SOSTENIMIENTO (estemples madera/ metálicos)



Variante

Tajo corto: Tajo < 100m. Arranque con minador.

Transporte con shuttlecar (camión lanzadera D/E).

Aplicaciones:

- Yacimientos horizontales / inclinados (<70°) de minerales blandos.
- Yacimientos horizontales / semihorizontales (<30°) de minerales duros.

		DISEÑO DE EXPLOTACIONES E INFRAESTRUCTURAS MINERAS SUBTERRÁNEAS	
UPM	ETSI MM	CAPÍTULO 12 DISEÑO DE APLICACIONES DEL MÉTODO DEL TAJO LARGO	Pág.: 153

- Techo inmediato de dureza baja / moderada que rompa y hunda. Muro firme (soporte de pilas).
- Depósitos tabulares de gran extensión y potencia pequeña (0'8-5m) y uniforme.

