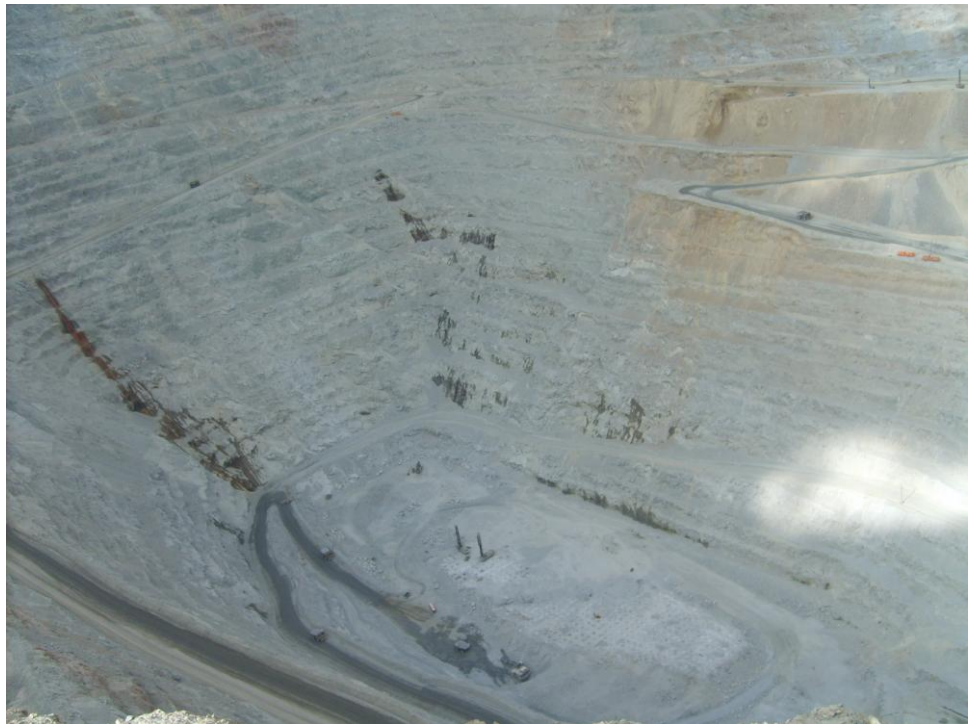


DISEÑO Y OPERACIONES DE MINAS A CIELO ABIERTO



*Ingenieros Civiles de
Minas*

Alejandro Vásquez, Benjamín Galdames, René Le-Feaux

CONSIDERACIONES PRÁCTICAS

En la explotación de un rajo abierto uno busca extraer y procesar las reservas que nos entreguen el mayor margen de beneficio (Ingresos - Costos), por lo que la explotación de fases dentro de la mina, es un camino que permite lograr este objetivo.

Debemos notar que puede darse el caso que definamos nuestra primera, segunda o cualquiera de las fases y que una de estas corresponda a más de un “pit” dentro del “pit final”, es decir que podamos explotar dos o mas sectores dentro de la mina ubicados en distintos lugares de ella y debemos definir por cual de ellos comenzamos.

Siguiendo con la idea inicial, tendremos que analizar cada “pit” y comenzar por el que me reporte mayores beneficios inmediatos. Además para seleccionar debemos tomar en cuenta que la apertura de uno de estos “pit” permita acceso a reservas que serán explotadas a futuro.

En resumen podemos decir que hay más de una forma de explotar una mina, lo importante es realizar un buen análisis de cada alternativa, para llegar al mejor resultado posible.

Otra consideración que debe estar presente, es que estos criterios de obtener las mejores leyes los primeros períodos no es aplicable siempre. Si tomamos en cuenta el caso del Cobre Sulfurado, notamos que el proceso de flotación nos exige y nos permite pensar en explotar las mejores leyes inicialmente, por el costo de oportunidad que significa tratar menores leyes pudiendo tratar leyes mayores, ya que a la planta le costará más tiempo de proceso lograr el concentrado a partir de un mineral de baja ley que lo que le cuesta procesar mineral de alta ley. Podemos decir que se cumple lo siguiente:

Con Leyes de cabeza altas:

- La Recuperación metalúrgica instantánea es mayor.
- El tiempo de proceso es menor para lograr el resultado.
- Es decir es más fácil conseguir una tonelada de Concentrado.
- Con una alimentación fija obtengo mayor cantidad de Concentrado.

Con Leyes de cabeza bajas:

- La Recuperación metalúrgica instantánea es menor.
- El tiempo de proceso es mayor para lograr el resultado.
- Es decir es más difícil conseguir una tonelada de Concentrado.
- Con una alimentación fija obtengo menor cantidad de Concentrado.

También debemos tomar en cuenta que las leyes de relaves son prácticamente constantes en el proceso, independientemente de las leyes de cabeza.

En el caso que se tenga un yacimiento de Cobre Oxidado, de donde se obtenga Cobre por medio de la lixiviación, debemos notar que la producción anual es constante, es decir no se maneja el concepto de sacar el máximo de fino en los primeros años, ya que la capacidad de refinación de la planta de beneficio o EW es limitada (constante), por lo que es difícil pensar en buscar leyes que me den mejores beneficios en los primeros períodos del proyecto. En este caso es relevante que se cumpla con la ley en la solución que envío a la planta para cumplir con la producción final de cátodos de la planta de EW y por el otro lado si se tiene una ley de cabeza mayor se estará utilizando menor espacio para lixiviar el material y obtener una solución con la ley deseada, costará menos y el beneficio económico viene dado por una disminución de los costos para una mismo valor del ingreso (producción constante de Cobre fino).

En el caso de yacimientos explotados por rajo abierto donde el metal de interés es el Oro, por lo general se tienen procesos de cianuración, ya que este tiene mejores recuperaciones metalúrgicas. Posteriormente esta solución tendrá que pasar por un proceso de precipitación o carbón activado. Al obtener Oro precipitado se envía a fusión directa y en el caso del carbón activado se envía a EW. En resumen para el caso de Oro se tiene algo similar al caso del Cobre Oxidado (lixiviación).

Contenido

DISEÑO DE MINAS A CIELO ABIERTO	6
Introducción.....	6
1. ESTIMACIÓN DE LA LEY DE CORTE CRÍTICA, PARA EL DISEÑO DE UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO.....	11
1.1 Ejemplo de Aplicación.....	15
2. CURVAS TONELAJE v/s LEY	17
2.1 Ejemplo de aplicación	20
2.2 Ejemplo de determinación de Leyes de corte Marginal, para mineral con ley bajo la ley de corte crítica.....	21
2.3 Manejo de información gráfica	23
3. DETERMINACIÓN DE LA LEY DE CORTE ÓPTIMA.....	25
3.1 Descripción del Modelo.....	26
3.2 Determinación de Leyes de Corte Económicas.....	26
Mina	29
Concentrador	30
Refinería.....	31
3.3 Leyes de corte de equilibrio	32
Mina - Concentrador.....	32
3.4 Determinación de la ley de corte óptima.....	35
3.5 Ejemplos de aplicación.....	36
4. MÉTODOS DE DEFINICIÓN PARA LOS LÍMITES ECONÓMICOS DE UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO.....	45
4.1 Descripción conceptual del algoritmo del cono móvil optimizante	45
Bondades del cono móvil optimizante	46
i) Secuencias de extracción de Conos	47
ii) Conos con sobrecarga relacionada	48
4.2 Método de lerchs-grossman.....	50
4.3 Método de la relación estéril/ mineral V/ S ley media.....	54
4.3.1 Ejemplos de aplicación.....	59
5. SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN	63
5.1 Definición de las fases a partir de la variación del precio de venta	66

6.	DISEÑO DE ACCESOS Y PARÁMETROS GEOMÉTRICOS DE UNA MINA A CIELO ABIERTO	68
6.1	Ángulos de Talud en Explotaciones a Cielo Abierto	75
6.2	Pistas, bermas, zanjas y cunetas	80
6.3	Pistas para cruce de camiones o doble vía	81
6.4	Bermas de seguridad o contención	82
6.5	Ancho mínimo de operación (Perforación, Carguío y Transporte)	83
6.6	Ancho máximo de expansión	85
6.7	Desfase entre palas o largo mínimo de expansión	86
7.	PLANIFICACIÓN EN UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO	87
7.1	Ejemplos de aplicación	91
7.2	Fotos anuales	109
8.	DISEÑO DE BOTADEROS	110
8.1	Disposición de Botaderos en laderas	112
8.2	Disposición de Botaderos en quebradas	113
8.3	Disposición de Botaderos en pilas o tortas	114
8.3	Colapso en los bordes del Botadero	115
8.4	Mantenimiento de Botaderos	116
8.5	Presión ejercida sobre el terreno por el Botadero	118
8.6	Operación en Botaderos	118
8.7	Cálculo del Volumen a utilizar por el botadero y Costo de utilización	121
8.8	Costo de una tonelada de estéril enviada a botadero	124
9.	EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO EN YACIMIENTOS TABULARES	126
9.1	YACIMIENTOS TIPO MANTO	126
9.1.1	Manto horizontal	126
9.1.2	Manto inclinado	129
9.1.3	Sistema de mantos horizontales	131
9.1.4	Sistemas de mantos inclinados	135
9.2	YACIMIENTOS TIPO VETA	137
9.2.1	Veta vertical	137
9.2.2	Sistemas de Vetas	141
9.2.3	Sistema de vetas verticales	141
10.	EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO EN YACIMIENTOS CON CUERPOS SATÉLITES	145

11.	EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO EN YACIMIENTOS CALICHEROS.....	147
12.	PROCESOS PRODUCTIVOS EN MINERÍA A CIELO ABIERTO	149
12.1	Esquema Proveedores - Entradas - Proceso - Salidas - Clientes	150
12.2	Características Geomecánicas de la Roca	151
12.3	Características del Material removido	151
12.4	Mantenimiento.....	151
12.5	Planificación y Producción	152
12.6	Servicios Mina.....	152
12.7	Seguridad, Salud y Medio Ambiente	152
12.8	Suministros.....	153
12.9	Operaciones y funcionamiento global.....	153
12.10	Tecnología, Equipos y respaldo	153
12.11	Costos.....	154
12.12	Calidad del personal	154
13	OPERACIONES UNITARIAS O PROCESOS PRODUCTIVOS INDIVIDUALES EN LA EXPLOTACIÓN DE MINAS A CIELO ABIERTO	155
13.1	PERFORACIÓN.....	155
	¿Cuándo se lleva a cabo?	156
	¿Qué se hace?	156
	¿Con qué se hace?.....	156
	¿Cómo se hace?	156
	¿Cuál es el costo de perforar?	156
	Esquema Particular Proveedores - Entradas - Perforación - Salidas - Clientes	157
	Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de Perforación.....	158
13.2	TRONADURA	160
	¿Cuándo se lleva a cabo?	161
	¿Qué se hace?	161
	¿Con qué se hace?.....	161
	¿Cuál es el costo de tronar?.....	161
	Esquema Particular Proveedores - Entradas - Tronadura - Salidas - Clientes.	162
	Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de la Tronadura.....	163

13.3	CARGUÍO Y TRANSPORTE.....	165
	¿Cuándo se lleva a cabo?	166
	¿Qué se hace?	166
	¿Con qué se hace?.....	167
	¿Cuál es el costo de cargar y transportar?.....	167
	Esquema Particular Proveedores - Entradas - Carguío y Transporte - Salidas - Clientes.	168
	Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de Carguío y Transporte.	169
13.4	SERVICIOS MINA	172
	¿Cuándo se lleva a cabo?	172
	¿Qué se hace?	172
	¿Con qué se hace?.....	173
	¿Cuál es el costo de esta operación?.....	173
	Esquema Particular Proveedores - Entradas - Servicios Mina - Salidas - Clientes.....	173
	Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de Servicios Mina.	174
14.	DISEÑO DE TRONADURAS EN MINAS A CIELO ABIERTO	176
14.1	Diseño de tronaduras	181
14.2	Columna explosiva	183
14.3	Hoja de Tronaduras	184
14.4	Otras Configuraciones de amarre	188
15.	DIMENSIONAMIENTO DE UNA FLOTA DE EQUIPOS PARA LA EXPLOTACIÓN DE UNA MINA A CIELO ABIERTO	191
15.1	Índices de operación (ASARCO).....	192
15.2	Índices Operacionales	196
16.	DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS PARA LAS OPERACIONES UNITARIAS.....	199
16.1	Perforación	199
16.2	Tronadura	202
16.3	Carguío y transporte.....	204
16.4	Servicios mina.....	211
17.	COSTOS DE OPERACIÓN.....	214
17.1	Perforación	215

17.2	Tronadura	217
17.3	Carguío	219
17.4	Transporte	221
17.5	Servicios mina	223
17.6	Imprevistos	223
18.	INVERSIONES Y VIDA ECONÓMICA DE LOS EQUIPOS Y REEMPLAZO	225
19.	PROGRAMA DE INVERSIONES	227
20.	ANÁLISIS Y SELECCIÓN DE LA OFERTA DE UN EQUIPO O FLOTA.....	229

DISEÑO DE MINAS A CIELO ABIERTO



Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.

Introducción

La elección de un método de explotación de un yacimiento mineral se basa principalmente en una decisión económica (Costos, beneficio, inversiones, flujos de caja, etc.). Esta decisión está relacionada con múltiples factores propios del yacimiento tales como:

- Ubicación.
- Forma.
- Tamaño.
- Topografía superficial.
- Profundidad del cuerpo mineral.
- Tipo de mineral.
- Complejidad y calidad de la mineralización.
- Distribución de la calidad de la mineralización (selectividad).
- Características del macizo rocoso.
- Calidad de la información de reservas.
- Inversiones asociadas.

Esta información provendrá de una campaña de exploración debidamente desarrollada.

Además, y no menos importante, la elección dependerá de las políticas, necesidades y recursos que disponga la empresa interesada en realizar dicha explotación.

Es por ello que cada yacimiento es potencialmente sensible a ser explotado por cualquier método minero, de los cuales serán descartados los que no representen un buen negocio para la empresa interesada.

Una vez definido el método más apropiado podremos pensar si el proyecto minero proseguirá su curso hacia la explotación y para efectos de nuestro propósito asumiremos que esta etapa ya ha sido salvada y que definitivamente explotaremos yacimientos por el método de **Rajo Abierto (Cielo Abierto u Open Pit**, como se conoce comúnmente el mismo método en otros países, donde recibe distintos nombres).

La explotación de un yacimiento por el método de rajo abierto, requiere de datos iniciales, provenientes de campañas de exploración (Sondajes), los cuales serán procesados de modo de obtener un modelo de bloques (Kriging, Ivor, etc.). Este modelo de bloques consiste en una matriz tridimensional de bloques de dimensiones definidas por su largo, ancho (ambos iguales por lo general) y alto, este último valor corresponderá a la altura de los bancos del futuro rajo. Dicha altura será definida principalmente en función de las características del yacimiento y la elección de los equipos de explotación. La altura del banco a su vez define en la estimación de reservas la altura que tendrán los compósitos en la campaña de sondajes.

Cada uno de los bloques podrá guardar información relevante de datos como:

- Tipo de Roca (geomecánica, estructuras y litología).
- Leyes (tanto del mineral principal como de sus sub - productos).
- Datos económicos (costos de extracción, de proceso, de venta y/o beneficio económico asociado).
- Recuperaciones metalúrgicas.
- Etcétera.

Una vez disponible la información entramos a la etapa de diseño, la cual nos entregará como resultado los límites económicos de nuestra explotación denominado Pit final, a lo cual podemos agregar los límites de las distintas etapas de la explotación llamadas Fases, las cuales nos definen la secuencia de explotación del yacimiento.

Debemos notar que muchos de los datos utilizados para el diseño del rajo, son estimaciones basadas en estudios y recopilación estadística de otras explotaciones, además de los datos sujetos a corrección por la aparición de nuevas tecnologías (influyentes en los costos), nuevas reservas (futuras expansiones) y condiciones del mercado (Precio del metal, leyes nacionales, regulaciones ambientales, políticas nacionales e internacionales, etc.), por lo que difícilmente podemos decir que nuestro rajo se comportará tal cual lo hemos planteado en la etapa inicial del diseño. En otras palabras debemos decir que el diseño final de un rajo con seguridad será modificado al ir incorporando información fresca en las bases de datos.

Disponiendo de los límites económicos del rajo final y las fases de explotación, es decir la secuencia de extracción de materiales, debemos definir el *Cómo vamos a extraer las reservas*, por lo que debemos entrar en una etapa de planificación de la explotación.

Esta planificación comprende tres etapas paralelas y que cada una abarca las actividades de explotación para períodos de tiempo distintos, hablamos entonces de Planificación de Corto, Mediano y Largo Plazo.

En estas etapas se planifican las actividades a realizar en función de la explotación misma del rajo, políticas de la Compañía (necesidades, recursos, intereses, etc.), influencia de agentes internos (problemas climáticos, recursos humanos, etc.) y externos a la empresa (mercado, regulaciones, normativas, etc.).

Dependiendo de cada explotación la planificación de corto, mediano y largo plazo abarcará períodos distintos (Corto plazo: día, semana, mes, trimestre, semestre. Mediano plazo: trimestre, semestre, año, bi anual, tri anual. Largo plazo: anual, bi anual, 10 años, etc.).

Como todo proyecto, la explotación de un yacimiento deberá ser evaluada técnica y económicamente, dentro de un período o vida del yacimiento. Esta vida del yacimiento dependerá

principalmente de las cantidades de reservas mineables, ritmo de explotación requerido o producción de la faena y de las necesidades, políticas, recursos o intereses de la empresa.

Para la correcta evaluación del proyecto, debemos contar con los datos necesarios para el desarrollo de los estudios, los cuales provendrán de fuentes de información técnica fidedignas, tales como la operación de otros yacimientos de similares características, tecnología, procesos productivos involucrados y la experiencia de los encargados de evaluar dicho proyecto.

Dentro de los procesos productivos se encuentran por ejemplo:

- Perforación.
- Tronadura.
- Carguío y Transporte.
- Sistemas de manejo de materiales.
- Servicios de apoyo.

Dentro de los otros procesos que participan de la producción (no menos importantes) se encuentran:

- Exploraciones (paralelas a la operación).
- Proceso físico-químico del mineral (Conminación, flotación, fundición, aglomeración, lixiviación, electro obtención, etc.).
- Venta del producto (transporte, seguros, impuestos, etc.).

Debemos notar que existen actividades paralelas a estas que participan directamente con las distintas operaciones y que forman parte del proceso mismo y de sus costos asociados como por ejemplo:

- Geología.
- Mantenimiento de equipos, maquinarias e instalaciones.
- Depreciación de los equipos.
- Suministros de energía e insumos.
- Recursos humanos y administración.

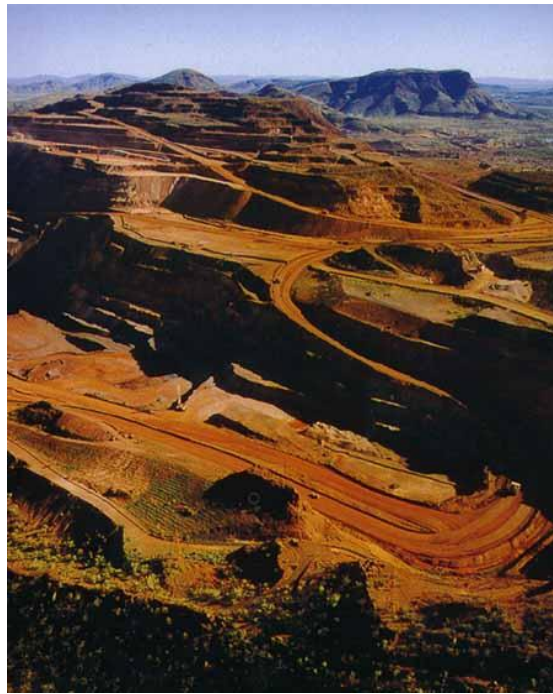
- Seguridad, higiene y prevención de riesgos.
- Medio ambiente.
- Contabilidad y finanzas.
- Control de calidad.
- Etcétera.

Cada uno de estos procesos o actividades ligadas a ellos, significa un costo dentro del desarrollo de la explotación. Estos costos serán los que definirán si un bloque con ley mayor que cero será considerado como Mineral, Mineral de baja ley o simplemente Estéril, ya que obtener el fino asociado a ese bloque significará un costo y por ende un beneficio económico para el proyecto.

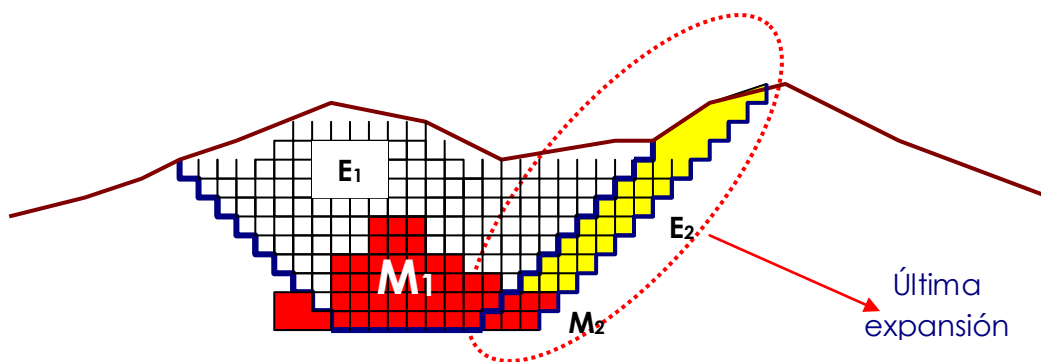
En este sentido podemos decir que en función de los costos estimados para la extracción de un bloque del yacimiento, definiremos una ley que permita discriminar un bloque como mineral o estéril, la cual llamaremos **LEY DE CORTE CRÍTICA**.



1. ESTIMACIÓN DE LA LEY DE CORTE CRÍTICA, PARA EL DISEÑO DE UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO



La definición de los límites económicos de explotación de un rajo, se basará en un modelo económico de beneficio nulo al extraer la última expansión marginal. Esquemáticamente lo podemos ver en la siguiente figura:



$$B = I - C$$

B: *Beneficio neto esperado de la última expansión marginal*

I: *Ingresos por venta del producto*

C: Costos para obtener el producto

Sabemos que la extracción de M_1 nos ha reportado beneficios mayores que cero, la pregunta es: ¿La extracción de M_2 nos reportará un beneficio mayor que cero?. Si así fuese significaría que M_2 por sí solo permite la extracción de su estéril asociado E_2 , así como M_1 logró pagar los costos asociados a la extracción de E_1 . El asunto ahora es evaluar si vale la pena extraer la lonja adicional o la que llamamos la última expansión marginal.

Teniendo en cuenta lo anterior y recurriendo al formulismo se tiene que:

$$B_1 = I_1 - C_1 > 0$$

*con lo que aseguramos que efectivamente
el rajo se explotará inicialmente con esos límites*

Debemos comprobar ahora si es conveniente realizar o no la expansión marginal, entonces si:

$$B_2 = I_2 - C_2 > 0$$

*se asegura que la última expansión marginal
se explotará ampliándose los límites iniciales del rajo*

$$B_2 = I_2 - C_2 < 0$$

*se asegura que la última expansión marginal NO se explotará
y el límite de la explotación queda definido por la explotación de M_1*

Este modelo permitirá obtener las líneas finales de nuestro rajo en una zona tal que el estéril es pagado única y exclusivamente por el mineral sin que se produzcan pérdidas ni ganancias, en función de las variables y costos estimados para la futura explotación.

Bajo el concepto de Beneficio nulo (o que el ingreso que se perciba al explotar un cierto tonelaje de mineral sea igual al costo asociado a ello), el balance para una tonelada de mineral (**UT**) que se encuentre expuesta, es decir sin estéril asociado, es el siguiente:

Ingresos por Venta = Costos de obtención

$$UT * CEI * R * P = UT * CM + UT * CP + UT * (CEI * R * CR)$$

$$CEI * R * (P - CR) = CM + CP$$

- CEI** : Contenido de la Especie de interés en el mineral (o Ley en unidades convenientes).
- R** : Recuperación Total Metalúrgica.
- P** : Precio de venta de la unidad de la especie de interés.
- CR** : Costo de Refinería.
- CM** : Costo de Extracción del mineral en la Mina.
- CP** : Costo Proceso del mineral.

Esta expresión da origen a la siguiente fórmula para la determinación de la ley de corte crítica:

$$\text{Ley de Corte Crítica} = (CM + CP) / (RM \times (P - FyR))$$

Debemos tomar en cuenta que tanto el costo mina como el costo planta varían durante la vida de la explotación, ya que la distancia de transporte tanto para el mineral como para el estéril son variables y el tratamiento del mineral en la planta varía dependiendo de las características del mineral que es alimentado, las cuales pueden variar dependiendo de la profundidad en la cual nos encontremos explotando, por lo que en ambos casos se debe ocupar la mejor estimación posible en función del criterio y experiencia del encargado de realizar el diseño del rajo.

La expresión inicial para la Ley de Corte Crítica puede expresarse de la siguiente manera al incluir las unidades y en el costo mina considerar el costo de capital:

$$\text{Ley de Corte (\%)} = ((\text{CM} + \text{CC}) + \text{CP}) \times 100 / (2204.6 \times \text{RM}/100 \times (\text{P} - \text{FyR}))$$

En esta expresión se considerarán como Costos de **CATEGORÍA I**, a los costos en **US\$/Ton** de material movido relacionados con la extracción del mineral, es decir los costos Mina, que incluyen los siguientes procesos:

* Como Costos Directos (**CM**):

- Perforación.
- Tronadura.
- Carguío.
- Transporte.
- Servicios de apoyo Mina.
- Administración.

* Además se maneja como un Costo a la Depreciación (**CC**).

La suma de estos valores **CM + CC** conforma la **CATEGORÍA I**.

Se considera como Costos de **CATEGORÍA II**, los relacionados con el proceso del mineral (**CP**) y se expresa en unidades de **US\$/Ton** de Mineral tratado. Además se incluyen costos administrativos (en las mismas unidades). Cabe notar que la depreciación de las instalaciones de la planta está incluida dentro del costo de proceso.

Se considera como Costos de **CATEGORÍA III**, los relacionados con la venta del producto (**FyR**), en el cual se incluyen el transporte, seguros, créditos, refinería, etc. y se expresa en unidades de **US\$/lbCu**.

De este modo podemos resumir la expresión de Ley de Corte Crítica como:

$\text{Ley de Corte Crítica \%} = \frac{(\text{CATEGORÍA I} + \text{CATEGORÍA II}) \times 100}{2204.6 \times \text{RM}/100 \times (\text{PRECIO} - \text{CATEGORÍA III})}$
--

La sensibilidad del valor obtenido dependerá directamente de la variabilidad del mercado (precio del metal de interés y en cierta medida el precio de los insumos), ya que en cuanto a costos

por lo general se cuenta con una estructura definida por la experiencia en otras explotaciones y las estadísticas mineras (considerando cierta estabilidad en el precio de los insumos y recursos), y acerca de la recuperación metalúrgica podemos decir que es muy poco variable por ser un producto de estudios definidos.

1.1 Ejemplo de Aplicación

CATEGORÍA I:

- 1) Costo directo Mina:

Costo de Perforación	0.04	US\$/Ton Mat.
Costo de Tronadura	0.07	US\$/Ton Mat.
Costo de Carguío	0.11	US\$/Ton Mat.
Costo de Transporte	0.28	US\$/Ton Mat.
Costo de Servicios	0.18	US\$/Ton Mat.
Costo de Administración Mina Prevención de Riesgos, Recursos Humanos, Administración, Servicios Médicos, etcétera	0.21	US\$/Ton Mat.
TOTAL COSTO DIRECTO MINA	0.89	US\$/Ton Mat.

- 2) Depreciación de los equipos mineros **0.50** US\$/Ton Mat.

TOTAL CATEGORÍA I	1.39	US\$/Ton Mat.
--------------------------	-------------	---------------

CATEGORÍA II:

- 1) Costo tratamiento del Mineral:

Costo Procesamiento de Mineral	4.40	US\$/Ton Min.
---------------------------------------	-------------	---------------

- 2) Costo Gerencia General:

Costo Administración Central	0.90	US\$/Ton Min.
-------------------------------------	-------------	---------------

TOTAL CATEGORÍA II	5.30	US\$/Ton Min.
---------------------------	-------------	---------------

CATEGORÍA III:

- 1) Costo transporte, puerto, créditos, seguros, tratamiento por fusión y/o refino, etcétera:

TOTAL CATEGORÍA III	0.38	US\$/lb Cu
----------------------------	-------------	-----------------------

Recuperación Metalúrgica :

90 %

Precio del Metal :

1.10 US\$/lb Cu

Ley de Corte Crítica	$\frac{(CATEGORÍA I + CATEGORÍA II) \times 100}{2204.6 \times RM/100 \times (PRECIO - CATEGORÍA III)}$	= 0.47 %
% =		

Para el caso anterior podemos observar que para un mismo modelo de costos y condiciones metalúrgicas se obtienen los siguientes resultados para distintos precios del metal:

TABLA EJEMPLO

Precio Metal US\$/lb Cu	Ley de Corte Crítica %
1.25	0.39
1.20	0.41
1.15	0.44
1.10	0.47
1.05	0.50
1.00	0.54
0.95	0.59
0.90	0.65
0.85	0.72
0.80	0.80
0.75	0.91
0.70	1.05
0.65	1.25

Para cada uno de estos precios se considerará como recurso explotable o Mineral todo aquel material que tenga una ley igual o superior al de la ley de corte crítica correspondiente, por lo cual se tiene que a un mejor precio se hace rentable o beneficioso la extracción y procesamiento de una mayor cantidad de recursos. Esto tiene directa relación con la vida útil de la mina.

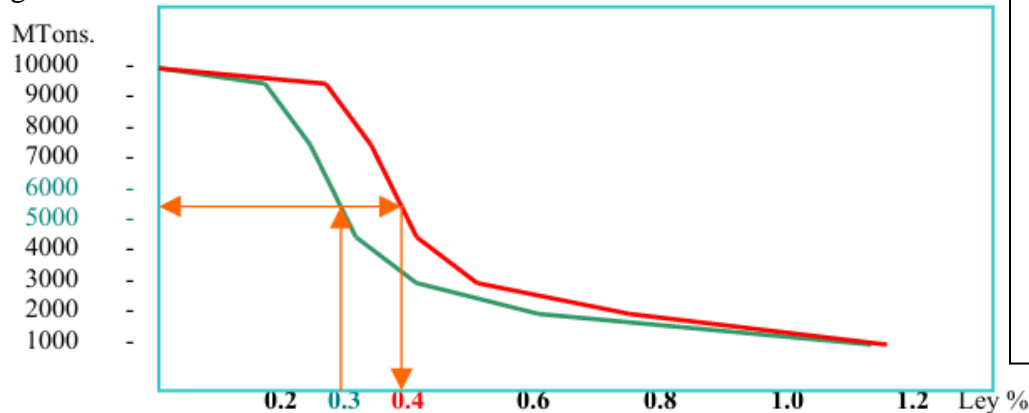
Esta variación se traduce en una variación de los recursos explotables por el proyecto, por lo que resulta muy importante la estimación del modelo económico para el diseño de una explotación a rajo abierto, por la notable sensibilidad del recurso ante la variación del precio del producto.

Debemos considerar que aún no tenemos la información referente al tipo de yacimiento y a la distribución de las leyes en él, por lo que es necesario realizar un inventario de reservas, el cual nos permitirá definir el grado de sensibilidad del diseño en función de los indicadores económicos del modelo.

Este inventario de reservas da origen a las curvas de **Tonelaje v/s Ley (de corte y media)** y la variación de recursos explotables se puede determinar del análisis de dichas curvas, las que se describen a continuación.

2. CURVAS TONELAJE v/s LEY

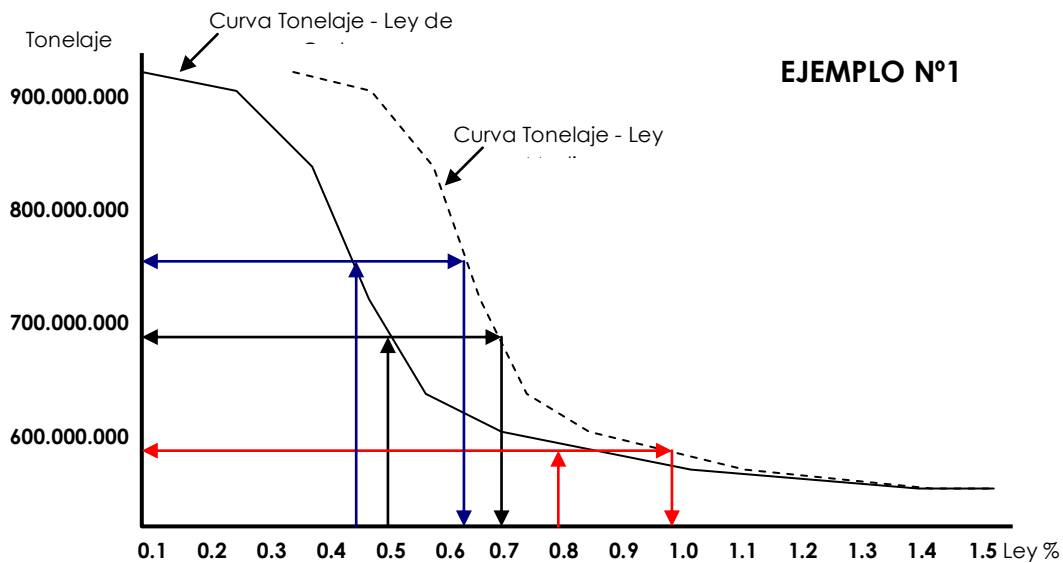
Teniendo los datos de las reservas del yacimiento se puede obtener una curva de Tonelaje v/s la Ley de corte y la Ley media. Esto se logra a través del inventariado de reservas del yacimiento que se encuentran bajo una ley de corte determinada y calculando la ley media de todos los recursos cuya ley es superior o igual a la ley de corte determinada obteniéndose dos curvas en un mismo gráfico.



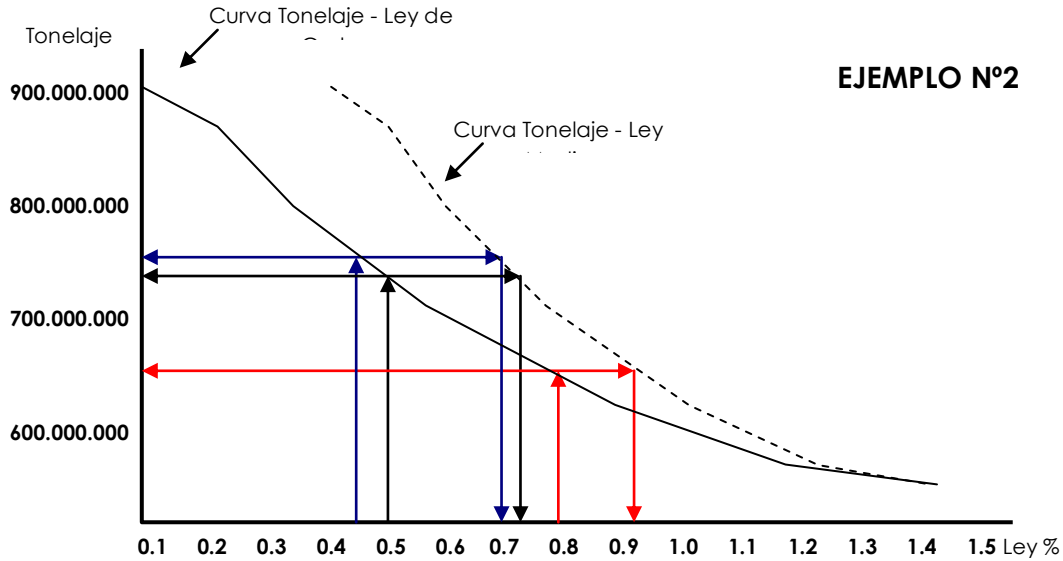
Como ejemplo en la figura se puede apreciar que para una **ley de corte de 0.3 % de Cu** existen aproximadamente **5.500.000.000 toneladas de mineral** con una **ley media de 0.4 % de Cu**.

El mismo tratamiento se tendrá que realizar una vez definido el pit final y las fases de explotación, por lo que teniendo los límites de cada fase se obtendrán las curvas correspondientes a las reservas mineras involucradas.

De la Tabla Ejemplo vista anteriormente, considerando una alimentación a planta de 80.000 toneladas al día (360 días al año), con un 90 % de recuperación metalúrgica y junto con la curva tonelaje v/s ley obtenidas, se puede observar la variación de los recursos explotables (minables) como se ilustra en los siguientes ejemplos:



Precio US\$/lb Cu	Ley de Corte %	Ley Media %	Mineral Toneladas	Cu Fino lb Cu	Ingresos US\$	Vida Útil Años
1.25	0.39	0.60	550.000.000	6.547.662.000	8.184.577.500	19
1.10	0.47	0.67	400.000.000	5.317.495.200	5.849.244.720	14
0.80	0.80	1.00	160.000.000	3.174.624.000	2.539.699.200	6



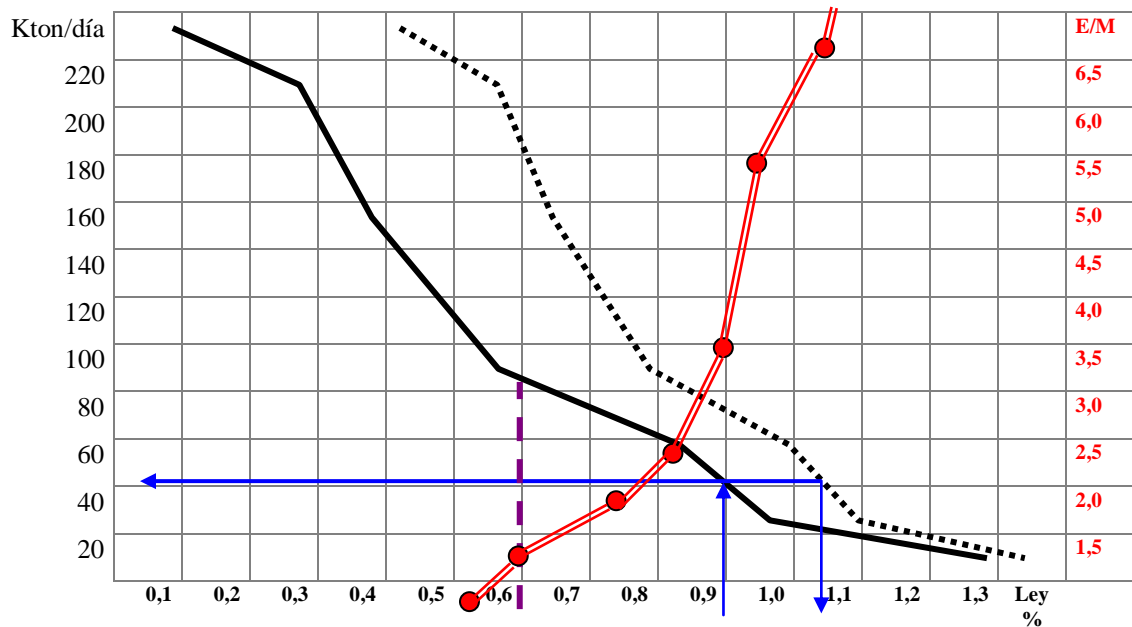
Precio US\$/lb Cu	Ley de Corte %	Ley Media %	Mineral Toneladas	Cu Fino lb Cu	Ingresos US\$	Vida Útil Años
1.25	0.39	0.68	550.000.000	7.420.683.600	9.275.854.500	19
1.10	0.47	0.72	520.000.000	7.428.620.160	8.171.482.176	18
0.80	0.80	0.94	320.000.000	5.968.293.120	4.774.634.496	11

Como podemos observar la forma de la curva tonelaje v/s ley nos determina la sensibilidad de nuestro yacimiento respecto a la variación de la ley de corte, ya que su pendiente determina la cantidad de recursos que quedan fuera de la explotación al producirse una variación de la ley de corte.

El ejemplo anterior ilustra los cambios que pueden surgir en el diseño y explotación de un rajo frente a las variaciones del modelo económico. En este ejemplo no se incluye la tasa de descuento, la cual haría que los valores finales de los ingresos sean menores en función del tiempo que tome la explotación del yacimiento.

2.1 Ejemplo de aplicación

Una empresa minera explota su yacimiento, según lo muestra la siguiente curva de Movimiento Mina v/s Leyes de Corte y Media, para el período correspondiente (reservas inventariadas para el período de producción definido). Además se ilustra el comportamiento de la relación E/M operacional para dicho período:



La siguiente tabla muestra el esquema del movimiento mina ante la variación de las capacidades de recepción de mineral por parte de la planta (3ª columna). En ella se asume que la mina no varía su producción, por lo que tendrá que buscar la mejor asignación de materiales para satisfacer la alimentación a planta.

Se puede apreciar que a mayor ley de envío a planta la relación E/M operacional aumenta, debido a que en el momento de decidir el destino de los camiones, la mayor parte se destinará a acopios (con mineral de leyes superiores a la ley de corte crítica e inferiores a la ley de corte de envío a planta) y sólo se destinarán a procesos el mineral con leyes sobre la ley de corte óptima o de envío a planta. El material que se envía a botaderos corresponde al mineral con ley inferior a la ley de corte crítica.

En el caso de que la planta requiera mayor producción sin aumentar la producción de la mina y además los recursos disponibles (cuya ley sea superior a la ley de corte crítica dentro del

inventario de reservas del período) no son los suficientes, tendremos que evaluar una nueva ley de corte sobre los materiales estériles disponibles en la mina. Esta nueva ley de corte deberá considerar que el material pueda pagar los costos asociados a su manejo posterior y procesamiento, ya que si fue extraído de la mina como estéril quiere decir que existe mineral que pagó la extracción de este material (al diseñar la mina). Debido a ello se evaluará si dicho material contiene la cantidad suficiente de metal fino, que permita satisfacer la capacidad de la planta y además obtener un beneficio extra con su proceso.

L _{cc} %Cu	L _{cop} %Cu	L _{media} %Cu	Planta Ton/día	Acopio Ton/día	Botaderos Ton/día	E/M Diseño	E/M Operacional	Movimiento Total
0,60	0,30	0,57	175.000	0	35.000	1,5	0,20	210.000
0,60	0,40	0,66	138.000	0	72.000	1,5	0,52	210.000
0,60	0,51	0,73	104.000	0	106.000	1,5	1,02	210.000
0,60	0,55	0,76	100.000	0	110.000	1,5	1,16	210.000
0,60	0,60	0,85	84.000	0	126.000	1,5	1,50	210.000
0,60	0,75	0,95	70.000	14.000	126.000	1,5	2,00	210.000
0,60	0,83	1,00	60.000	20.000	126.000	1,5	2,43	210.000
0,60	0,90	1,04	48.000	36.000	126.000	1,5	3,38	210.000
0,60	1,00	1,10	35.000	49.000	126.000	1,5	5,00	210.000
0,60	1,10	1,21	30.000	54.000	126.000	1,5	6,00	210.000
0,60	1,20	1,28	25.000	59.000	126.000	1,5	7,40	210.000

2.2 Ejemplo de determinación de Leyes de corte Marginal, para mineral con ley bajo la ley de corte crítica

Se tiene el siguiente esquema de costos y la correspondiente ley de corte crítica:

Costo de Perforación	0.07	US\$/Ton Mat.
<i>Costo de Tronadura</i>	0.09	US\$/Ton Mat.
Costo de Carguío	0.12	US\$/Ton Mat.
Costo de Transporte	0.30	US\$/Ton Mat.
Costo de Servicios	0.18	US\$/Ton Mat.
Costo de Administración Mina	0.20	US\$/Ton Mat.
Depreciación equipos mina	0.50	US\$/Ton Mat.
Costo Procesamiento de Mineral	4.20	US\$/Ton Min.
Costo Administración Central	0.90	US\$/Ton Min.

Recuperación Metalúrgica: 84 %

CATEGORÍA III	0.39	US\$/lb Cu
----------------------	-------------	-----------------------

Ley de Corte Crítica	$\frac{(CATEGORÍA I + CATEGORÍA II) \times 100}{2204.6 \times RM/100 \times (PRECIO - CATEGORÍA III)}$	= 0.60
% =		%

CASO N°1:

El material será enviado directamente a la Planta destinando equipos cargados hacia ella, es decir con una reasignación de tareas:

En este caso debemos considerar la variación de costos que podría sufrir el destinar este material a la planta de procesos. Si observamos la estructura de los costos este material fue perforado, tronado, cargado y será transportado a la planta en vez de los botaderos, por lo que habría que determinar si esa variación en el destino genera o no una variación del costo del transporte. En el caso que fuese igual a cero dicha variación, nuestra ley de corte sobre el estéril será:

Ley de Corte Marginal	$\frac{(d \text{ Costo transporte}) + CATEGORÍA II}{2204.6 \times RM/100 \times (PRECIO - CATEGORÍA III)} \times 100$	= 0.47 %
% =		

CASO N°2:

El material será enviado a acopio para su posterior procesamiento (en un tiempo no definido), por lo que debe pagar su costo de remanipulación del material (Carguío y Transporte correspondientes).

En este caso debemos considerar todos los costos asociados a la manipulación extra del material. Lo más probable es que se le asocien costos relacionados con el carguío extra, que puede ser diferente al costo del carguío en la mina (por ejemplo una pala en la mina y un cargador en el acopio). Obviamente también se debe incluir el costo de transporte que puede ser distinto (por los perfiles de transporte) y en el caso que se requiera asistencia de equipos auxiliares para la mantención de los accesos o de los acopios mismos tendremos que incluir el costo asociado a ello en la evaluación. También puede suceder que la malla de perforación en el estéril sea diferente a la del mineral, generando una granulometría mayor en este material que deseo evaluar, por lo que también debería incorporarse el costo asociado a la reducción secundaria (si es necesario).

En este caso resulta fundamental el tener acopios bien definidos (rangos de leyes), ya que no se podría aplicar esta evaluación si no sabemos donde se encuentran los recursos.

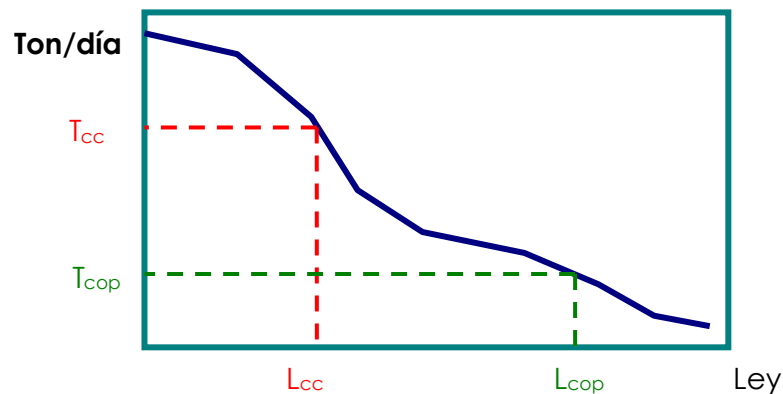
Para nuestro ejemplo incluiremos solamente los costos de carguío y transporte, y se asumirán que son los mismos que en el caso base, quedando lo siguiente:

Ley de Corte Marginal	$\frac{(C_c^* + C_t^* + \text{CATEGORÍA II}) \times 100}{2204.6 \times \text{RM}/100 \times (\text{PRECIO} - \text{CATEGORÍA III})}$	= 0.51
% =		%

2.3 Manejo de información gráfica

Por lo general se dispone de gráficos representativos de nuestro yacimiento y del movimiento de la mina, lo cual permite obtener información operacional interesante y una visualización de las características de nuestro yacimiento en explotación.

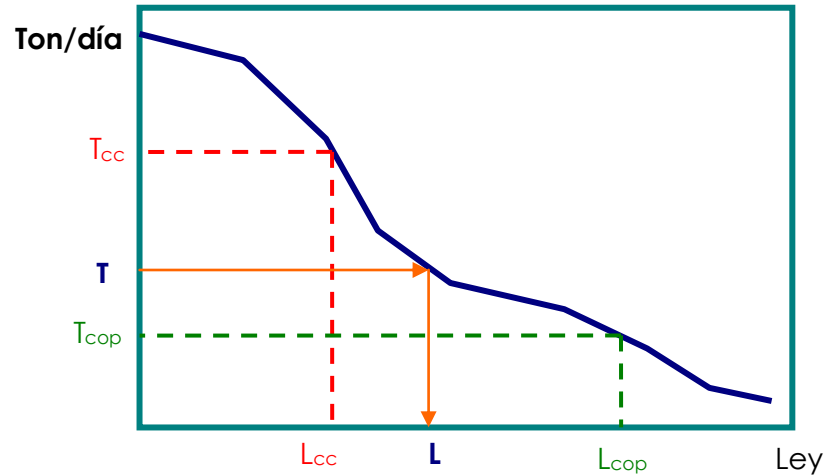
Por ejemplo:



En este caso se tiene que la faena está trabajando a un ritmo de T_{cop} toneladas al día de mineral con una ley de envío a planta de L_{cop} . Es decir todo el mineral que está siendo sacado de la mina con una ley menor de que L_{cop} y mayor que L_{cc} está siendo enviado a un acopio especial para dicho mineral, ya que no es estéril y solo se envía a planta lo que tenga ley superior o igual a L_{cop} .

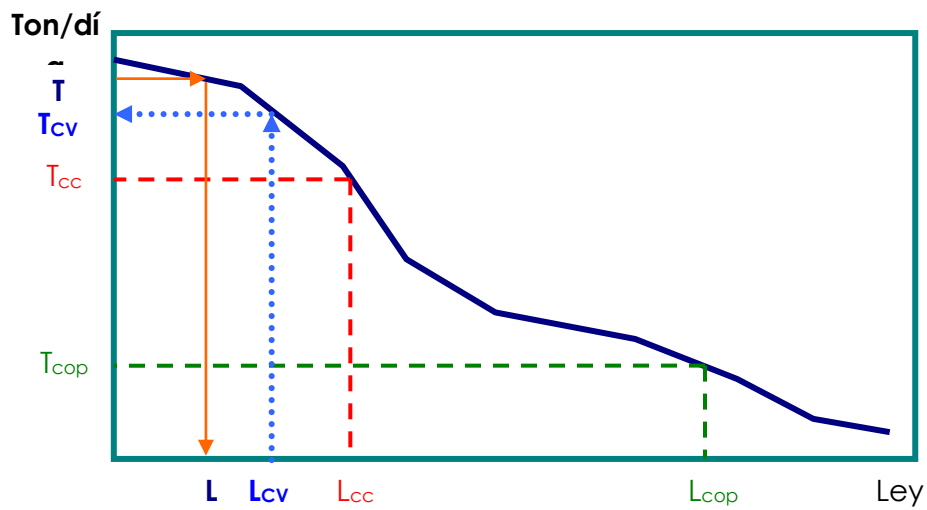
Supongamos ahora que se amplía la capacidad de la planta y se requiere enviar más mineral a proceso. Nuestro gráfico podría quedar de las siguientes formas:

CASO N°1



En este caso la mina enviará mineral con la nueva Ley L (que será la ley de envío a planta), ya que ésta aumentó su capacidad. Si observamos en la fórmula de la ley de corte óptima propuesta por Lane, cuando la planta limita la operación, vemos que al aumentar la capacidad de la planta, necesariamente bajará la ley de corte óptima, lo que se cumple en este caso. La mina enviará mineral a la planta que antes se dirigía a acopios de mineral y todo el mineral con leyes entre L_{cc} y L se enviará a estos acopios.

CASO N°2



En este caso la mina no necesariamente enviará mineral con la nueva Ley L , ya que ésta ley está bajo la ley de corte crítica, y a pesar de que la planta aumentó su capacidad, no podemos enviar estéril a proceso. Si observamos bien existe una ley L_{cv} la cual representa la ley de un material que si bien salió de la mina como estéril permite pagar sus costos variables (proceso), por lo cual si es enviado a planta generará un beneficio extra a la explotación. Por esto sólo será enviado a planta el mineral que tenga una ley sobre la ley de corte crítica más el estéril que tenga ley suficiente como para pagar su proceso. Si la planta aún queda con una capacidad ociosa tendríamos que pensar en comprar mineral para copar su capacidad o seleccionar mineral de otros sectores (botaderos) o simplemente dejarla con esta capacidad ociosa, pero no podemos pensar en enviar a la planta material estéril que no pague su proceso.

3. DETERMINACIÓN DE LA LEY DE CORTE ÓPTIMA



La ley de corte es el criterio empleado en minería para discriminar entre el mineral y estéril. Se busca determinar la ley de corte que maximiza el valor presente de los flujos de caja de la operación de un modelo general: Mina, Planta y Refinería, obteniéndose tres leyes de corte económicas al considerar que cada una de estas etapas limita por sí sola la capacidad de operación, y tres leyes de corte de equilibrio al equilibrar las capacidades de cada par de etapas. Una de estas seis leyes corresponde a la ley de corte óptima.

El mejor criterio para definir la ley de corte es el de maximizar el valor presente de los flujos de caja de la operación, lo cual fallaría bajo consideraciones muy especiales.

3.1 Descripción del Modelo

Sean 3 unidades básicas. Mina, Planta y Refinería, cada una de ellas con una capacidad máxima dada y costos unitarios constantes en el tiempo, teniéndose además los costos fijos totales, precios de venta del producto refinado y una recuperación total del proceso.

Material	Etapa	Capacidad Máxima	Costos unitarios
↓ Mineral	MINA	M	m
↓ Concentrado	PLANTA	C	c
↓ Producto	REFINERÍA	R	r
→	MERCADO		

Definiciones:

M : Cantidad máxima de material (estéril y mineral) a extraer en un año.

C : Cantidad máxima de mineral a tratar en un año.

R : Cantidad máxima de fino a producir en un año.

m : Costo de mina por unidad de material, independiente de la ley de la unidad explotada (perforación, tronadura, carguío y transporte).

c : Costo por unidad de mineral tratado.

r : Costo por unidad de producto incluyendo fundición, refinería y ventas.

f : Costos fijo.

s : Precio de venta.

u : Recuperación metalúrgica.

3.2 Determinación de Leyes de Corte Económicas

Para determinar la influencia de la ley de corte en la economía de la operación, se plantea una expresión básica del beneficio. De ella se deduce la fórmula para el valor presente y de esta última se obtienen las leyes de corte óptimas para cada unidad productora.

El beneficio está dado por la siguiente expresión:

$$(1) P = (s - r) \times Qr - c \times Qc - m \times Qm - (f \times T)$$

En que:

- Qm : Cantidad de material a extraer en un período de T años. Limitado por M.
- Qc : Cantidad de mineral a tratar en un período de T años. Limitado por C.
- Qr : Cantidad de producto obtenido en un período de T años. Limitado por R.
- T : Período de operación en años.

Los costos totales para el período son:

$$(2) Ct = r \times Qr + c \times Qc + m \times Qm + f \times T$$

El ingreso bruto del período está dado por:

$$(3) R = s \times Qr$$

El beneficio neto del período será:

$$(4) P = R - Ct$$

Qc y Qr dependen de la ley de corte.

El objetivo es maximizar el valor presente de los beneficios de la operación. Se busca una expresión para el incremento del valor presente de la explotación de un período. Como esto es difícil suponemos que conocemos la respuesta y analizaremos la estructura de la solución.

Sea “V” el valor presente máximo posible de los beneficios futuros de la operación.

Sea “W” el valor presente máximo posible de los beneficios futuros después de la explotación del período T.

La ley de corte aplicable a Qm debe ser tal que el valor presente del beneficio de la explotación de $Qm + W$ sea máximo.

De la definición de valor presente, considerando a d como la tasa de descuento, se tiene:

$$\mathbf{VPN = - I + \Sigma (B_i / (1 + d)^i) \quad "i = 1 \text{ a } n"}$$

$$\mathbf{VPN = - I + \Sigma (B_i / (1 + d)^i) + P / (1 + d)^T + \Sigma (B_j / (1 + d)^j) \quad "i = 1 \text{ a } T-1, j = T+1 \text{ a } n"}$$

en el período T ya he recibido los flujos anteriores, por lo que no se consideran para el cálculo, entonces tenemos que:

$$\mathbf{V = P / (1 + d)^T + \Sigma (B_j / (1 + d)^j) \quad "j = T+1 \text{ a } n"}$$

$$\mathbf{V = P / (1 + d)^T + 1 / (1 + d)^T \times \Sigma (B_k / (1 + d)^k) \quad "k = 1 \text{ a } n-T"}$$

$$\mathbf{W = \Sigma (B_k / (1 + d)^k) \quad "k = 1 \text{ a } n-T"}$$

$$\mathbf{(5)V = (P + W) / (1 + d)^T}$$

Como se trata de un futuro inmediato tenemos que T es muy pequeño, por lo que podemos considerar la expresión:

$$\mathbf{(1 + d)^T = 1 + T \times d}$$

quedando:

$$\mathbf{(6)V - W = P - d \times V \times T}$$

Sea $v = V - W$, el incremento en el valor presente debido a la explotación del siguiente Q_m , luego:

$$\mathbf{(7)v = (s - r) \times Q_r - c \times Q_c - m \times Q_m - (f + d \times V) \times T}$$

“v” corresponde a la expresión del incremento en el valor presente, en que el término $d \times V$ representa el costo de oportunidad de extraer leyes bajas cuando es posible extraer leyes altas. Además de maximizar el beneficio del período buscamos maximizar el beneficio total.

Observaciones a la expresión (7):

- La expresión involucra un valor V , que es desconocido, ya que sólo se puede saber su magnitud cuando se ha decidido la ley de corte óptima. En la práctica se hacen estimaciones sucesivas de V .
- Esta expresión es válida si V sólo depende de las reservas, pero no del tiempo. Esto es equivalente a suponer precios y costos constantes.

En la expresión (7) puede reemplazarse T como una razón la cantidad Q tratada por la unidad correspondiente y la capacidad máxima de ésta. Se tiene entonces:

Mina



Si la mina define al ritmo de explotación, el período T está dado por:

$$T = Q_m / M$$

y reemplazando este valor en (7) se obtiene:

$$vm = (s - r) \times Q_r - c \times Q_c - \{m - (f + d \times V) / M\} \times T$$

$$Q_r = Q_c \times g_m \times y$$

Dado un Q_m , la ley de corte afecta sólo a Q_r y Q_c por lo tanto, la ley de corte debe ser escogida para maximizar el término $\{(s - r) \times Q_r - c \times Q_c\}$. Esto implica que cada unidad de material para la cual $(s - r) \times Q_r$, excede el costo de concentración “c”, deberá clasificarse como mineral.

Luego, la ley de corte económica dada por la mina es:

$$(s - r) \times Q_r = c \times Q_c$$

$$(s - r) \times g_m \times y = c$$

$$(8)g_m = c / \{(s - r) \times y\}$$

g_m : Ley que da el máximo aporte al valor presente en el caso que la mina defina el ritmo de explotación.

Concentrador



Si la planta concentradora define al ritmo de explotación, el período T está dado por:

$$T = Q_c / C$$

y reemplazando este valor en (7) se obtiene:

$$vc = (s - r) \times Q_r - \{c + (f + d \times V) / C\} \times Q_c - m \times Q_m$$

$$Q_r = Q_c \times g_c \times y$$

Análogamente al caso anterior se tiene que la ley de corte económica dada por la planta concentradora es:

$$(s - r) \times Q_r = \{c + (f + d \times V) / C\} \times Q_c$$

$$(s - r) \times g_c \times y = c + (f + d \times V) / C$$

$$(9)g_c = \{c + (f + d \times V)\} / \{(s - r) \times y\}$$

g_c : Ley que da el máximo aporte al valor presente en el caso que la concentradora defina el ritmo de explotación.

Refinería



Si la refinería define al ritmo de explotación, el período T está dado por:

$$T = Q_r / R$$

y reemplazando este valor en (7) se obtiene:

$$vr = \{(s - r) - (f + d \times V) / R\} \times Q_r - c \times Q_c - m \times Q_m$$

$$Q_r = Q_c \times g_r \times y$$

Análogamente al caso anterior se tiene que la ley de corte económica dada por la planta refinera es:

$$\{(s - r) - (f + d \times V) / R\} \times Qr = c \times Qc$$

$$(10) \quad g_r = (c \times R) / \{(s - r) \times y \times R - (f + d \times V) \times y\}$$

g_r : Ley que da el máximo aporte al valor presente en el caso que la refinera defina el ritmo de explotación.

Estas tres leyes de corte económicas dependen directamente de los precios, costos y capacidades, pero sólo indirectamente a través del valor presente V, de la distribución de leyes del yacimiento, por lo tanto son estables en el sentido que varían poco durante la vida del yacimiento, por ejemplo g_m no varía nunca.

3.3 Leyes de corte de equilibrio

Ninguna de las anteriores leyes de corte económicas es necesariamente la ley de corte óptima a emplear. La razón es que la capacidad de operación no está limitada sólo por una de las etapas necesariamente, sino que puede estar limitada por dos y excepcionalmente por las tres. Es por esto que debemos determinar leyes de corte de equilibrio entre cada par de etapas. Estas leyes son independientes de los factores económicos y además son dinámicas en el sentido que dependen de la distribución de leyes del yacimiento y por lo tanto pueden variar ampliamente durante la vida de éste.

Se definen:

- G_{mc} : Ley de corte de equilibrio Mina - Concentrador.
- G_{mr} : Ley de corte de equilibrio Mina - Refinera.
- G_{rc} : Ley de corte de equilibrio Refinera - Concentrador.

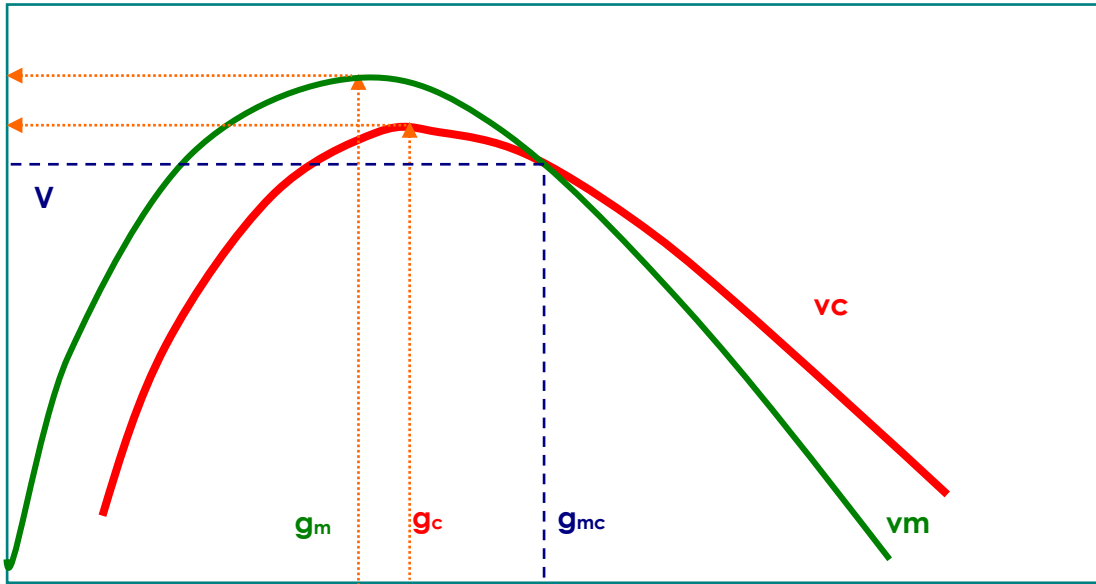
Mina - Concentrador

Se calcula vm y vc en función de distintas leyes de corte. Si se representa gráficamente ambas curvas se encuentran los siguientes 3 puntos singulares:

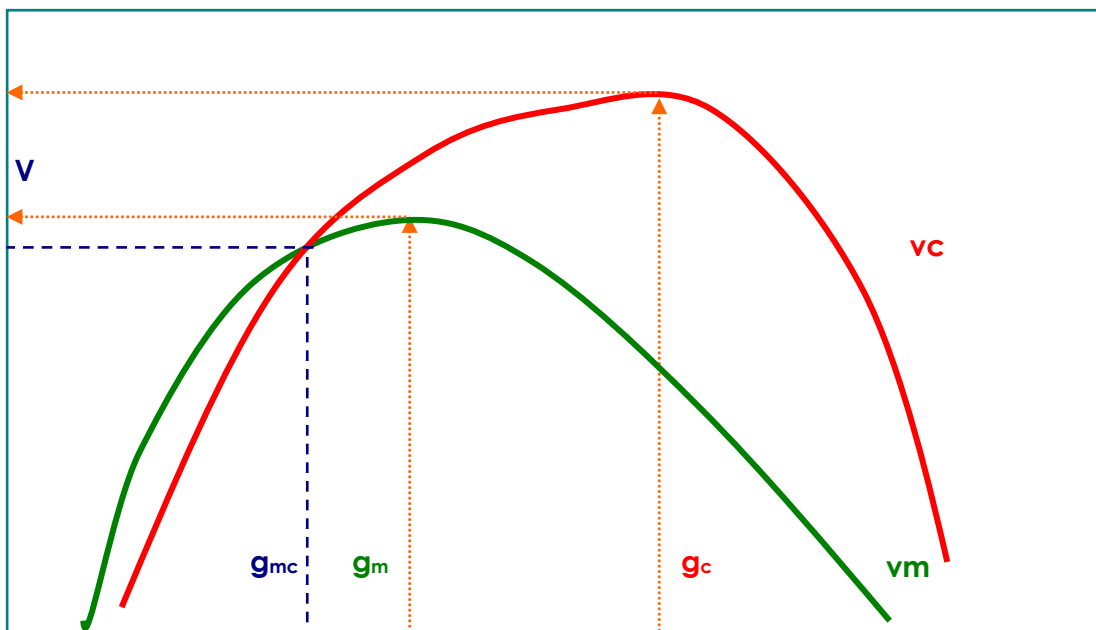
- g_m : Ley económica dada por la mina.
- g_c : Ley económica dada por la concentradora.

g_{mc} : Intersección de ambas curvas.

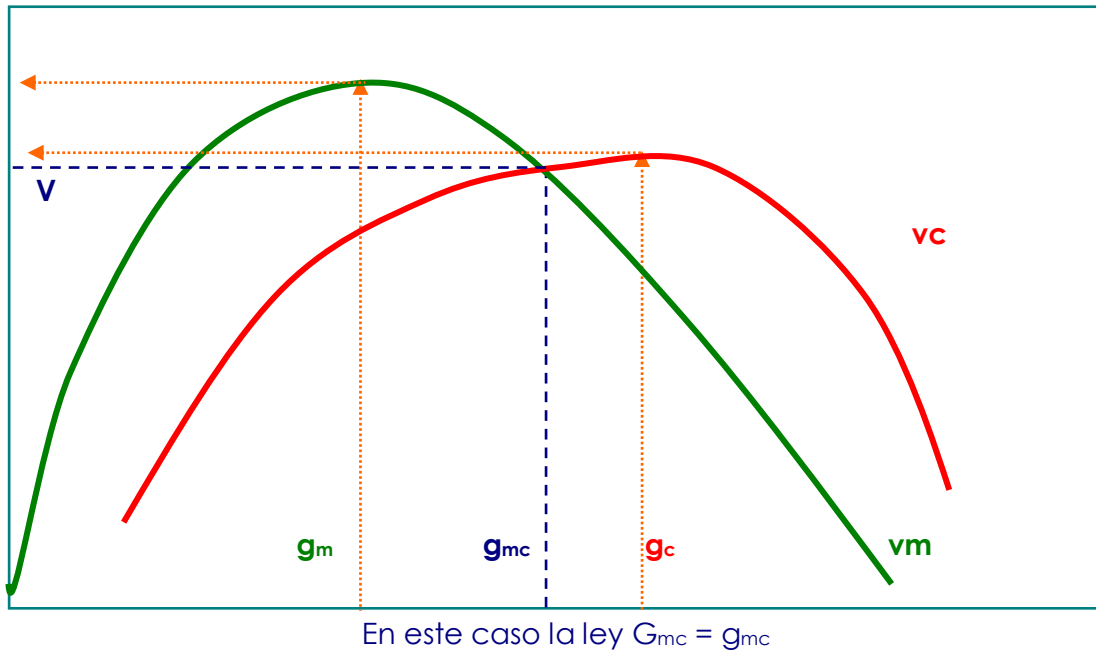
Se pueden dar los tres casos siguientes:



En este caso la ley $G_{mc} = g_c$



En este caso la ley $G_{mc} = g_m$

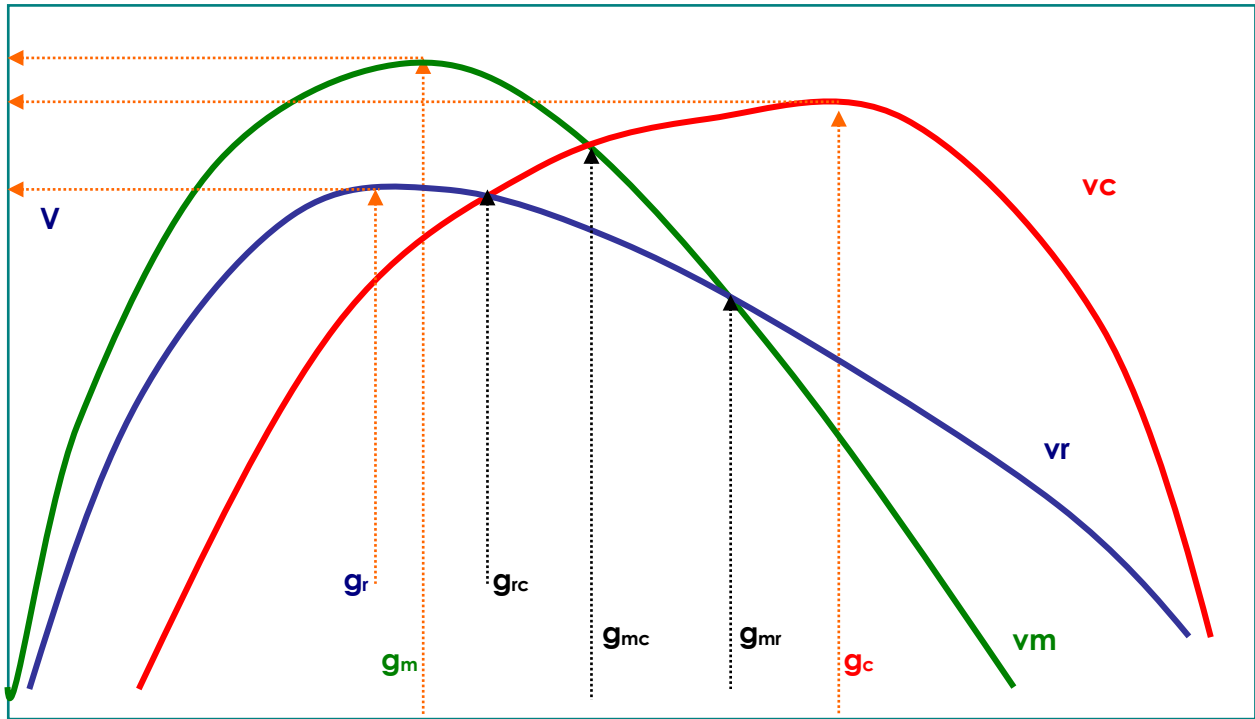


Se escoge como G_{mc} la ley de corte que da el máximo de la curva factible para las dos unidades consideradas.

En forma análoga se realiza el análisis para los casos **MINA - REFINERÍA** (G_{mr}) y **REFINERÍA - CONCENTRADORA** (G_{rc}).

3.4 Determinación de la ley de corte óptima

La ley de corte óptima es una de las tres calculadas anteriormente G_{mc} , G_{mr} o G_{rc} . Se escoge como ley de corte óptima la ley correspondiente al máximo valor de la curva factible de las tres unidades. Este máximo corresponde al valor medio de G_{mc} , G_{mr} o G_{rc} .



En este caso la ley COG = g_{rc}

3.5 Ejemplos de aplicación

EJEMPLO N°1: Dada la siguiente curva de Tonelaje v/s Ley, definir las leyes de corte óptimas correspondientes a cada área (Mina, Proceso y Refino) y determine la ley de corte óptima global del sistema.

Ritmo de Explotación Kton/día	Ley de Corte % Cu (Sulfuro)	Ley Media % Cu (Sulfuro)
200	0,30	0,63
195	0,31	0,64
190	0,32	0,65
185	0,33	0,66
180	0,34	0,66
175	0,35	0,67
170	0,36	0,67
165	0,37	0,68
160	0,38	0,68
155	0,39	0,69
150	0,40	0,70
145	0,42	0,71
140	0,44	0,72
135	0,45	0,73
130	0,46	0,74
125	0,48	0,75
120	0,50	0,76
115	0,52	0,78
110	0,54	0,79
105	0,55	0,80
100	0,55	0,81
95	0,58	0,83
90	0,60	0,84
85	0,64	0,87
80	0,68	0,90
75	0,73	0,93
70	0,78	0,96
65	0,82	0,99
60	0,85	1,02
55	0,88	1,04
50	0,91	1,05

Capacidad Mina inicial:	90.000 ton. Mineral/día
	210.000 ton. Estéril/día
Total Mina:	300.000 ton.
Material/día	
Capacidad Planta:	100.000 ton.
Mineral/día	
Capacidad Refinería:	2.200 ton.
Concentrado/día	
Recuperación Metalúrgica:	85 %
Ley del Concentrado:	32 % Cu
Costo Mina:	0,63 US\$/ton. Material
Costo Planta:	4,1 US\$/ton. Mineral

Según la información presentada el problema se puede abordar de dos formas:

- La primera forma es utilizar la aproximación de una función al conjunto de datos, de lo cual resultarían las funciones correspondientes a las curvas Ritmo de explotación v/s Ley y de las leyes entre sí.
- La otra forma dice relación con la utilización de gráficos, para lo cual habría que dibujar el gráfico correspondiente.

Recordemos que para calcular la cantidad de concentrado se utiliza la expresión:

$$\text{Tonelaje de concentrado} = \frac{\text{Tonelaje de Mineral} \times \text{Ley de Cabeza (o ley Media)} \times \text{Recuperación}}{\text{Ley del Concentrado} \times 100}$$

En nuestro ejemplo se tiene:

$$\text{Tonelaje de concentrado} = \frac{\text{Tonelaje de Mineral} \times \text{Ley Media} \times 0,85}{32}$$

En el primer caso, ajustando funciones a los datos, se tiene lo siguiente:

$$\begin{aligned} \text{Ritmo (Kton)} &= 36.678 \text{ Lc}^6 - 137.093 \text{ Lc}^5 + 206.997 \text{ Lc}^4 - 161.768 \text{ Lc}^3 + 69.538 \text{ Lc}^2 - 16.061 \text{ Lc} \\ &\quad + 1.759 \\ \mathbf{R^2} &= \mathbf{0,9988} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Ritmo (Kton)} &= - 94.384 \text{ Lm}^6 + 447.298 \text{ Lm}^5 - 876.681 \text{ Lm}^4 + 907.454 \text{ Lm}^3 - 520.733 \text{ Lm}^2 + \\ &\quad 155.464 \text{ Lm} - 18.353 \\ \mathbf{R^2} &= \mathbf{0,9987} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Lm (\%Cu)} &= - 119,07 \text{ Lc}^6 + 431,54 \text{ Lc}^5 - 634,33 \text{ Lc}^4 + 482,53 \text{ Lc}^3 - 199,63 \text{ Lc}^2 + 43,198 \text{ Lc} - \\ &\quad 3,2091 \\ \mathbf{R^2} &= \mathbf{0,9993} \end{aligned}$$

Sabemos que tenemos dos limitantes principales que son la capacidad de la Planta y La capacidad de la Refinería (Fundición), 100.000 toneladas de Mineral al día y 2.200 toneladas de Concentrado al día respectivamente, por lo que en el corto plazo no podríamos ampliar la capacidad de ninguna de ellas, en cambio en el corto plazo podríamos pedirle a la mina que cambie su programa de movimiento de materiales cambiando su relación Estéril/ Mineral por dicho período (inicialmente es de 2,33).

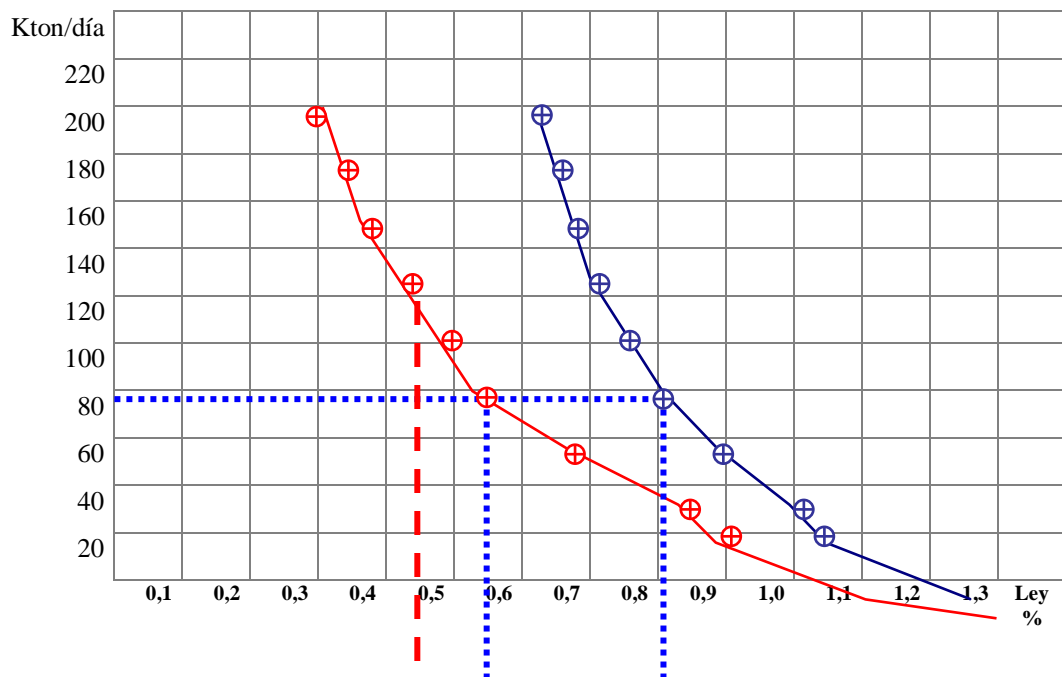
Entonces si procesamos a capacidad máxima de la refinería se obtiene lo siguiente:

Ley de Corte % Cu	Mineral a Proceso Toneladas	Ley Media o Cabeza % Cu	Concentrado a Refinería Toneladas	Ingresos US\$	Costos Totales US\$	Beneficio Período US\$
0,572	98.098	0,838	2.185	1.109.849	1.084.468	25.381
0,570	98.579	0,837	2.192	1.113.404	1.088.020	25.384
0,568	99.065	0,835	2.198	1.116.452	1.091.367	25.084
0,567	99.309	0,835	2.201*	1.117.468	1.092.819**	24.648
0,566	99.555	0,834	2.205	1.117.468	1.093.828	23.640
0,564	100.051	0,832	2.211	1.117.468	1.095.861	21.606
0,562	100.552	0,831	2.218	1.117.468	1.097.915	19.552
0,560	101.058	0,829	2.224	1.117.468	1.099.990	17.478

(*) La refinería sólo puede recibir 2.200 toneladas de concentrado, por lo que no sería posible refinar lo que sobre (se puede acopiar, pero el costo de proceso** en el corto plazo sigue presente por el hecho de haber procesado el mineral).

Desde este punto de vista no sería conveniente procesar una cantidad de mineral por sobre 99.309 toneladas al día. Bajo esta condición se tiene que la mina mueve 99.309 ton de mineral con una ley de corte óptima de 0,567 % Cu, y 200.691 ton de estéril (E/M = 2,02), la Planta procesa dicho mineral entregando 2.200 toneladas de concentrado (lo que sobre se acopia) y la refinería recibirá dicho concentrado entregando 1.552.038 libras de Cobre (al 100% de recuperación).

En el segundo caso debemos construir el gráfico y realizar los cálculos correspondientes de producción de concentrado:



Debemos situarnos en un punto del gráfico, para definir nuestro primer dato, es decir saber cuanto se produce dada una ley de corte.

Situándonos en la producción máxima de la Planta se obtiene que:

- Ley media o de cabeza es 0,81 %Cu, para una ley de corte de 0,55 %Cu.
- La cantidad de concentrado que se produciría es de 2.152 toneladas al día.
- La refinería queda con una capacidad ociosa de 48 toneladas por día.

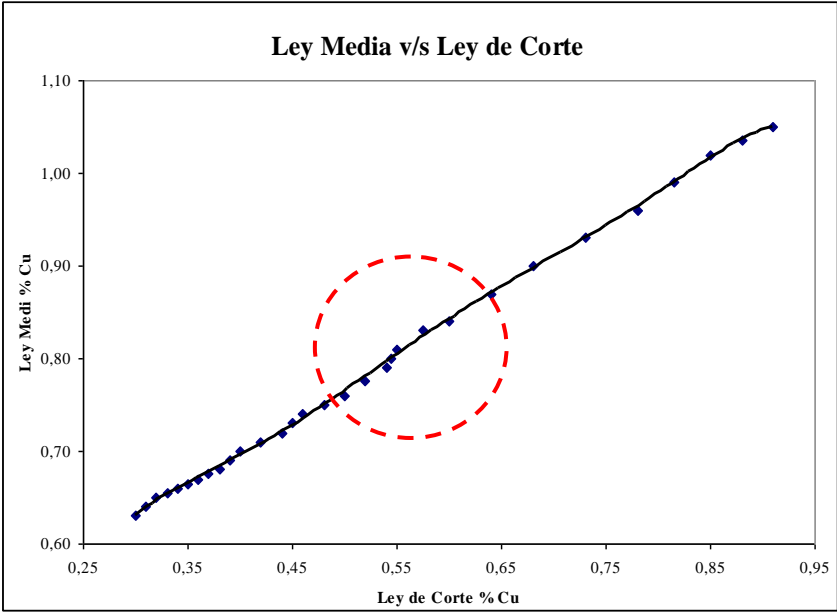
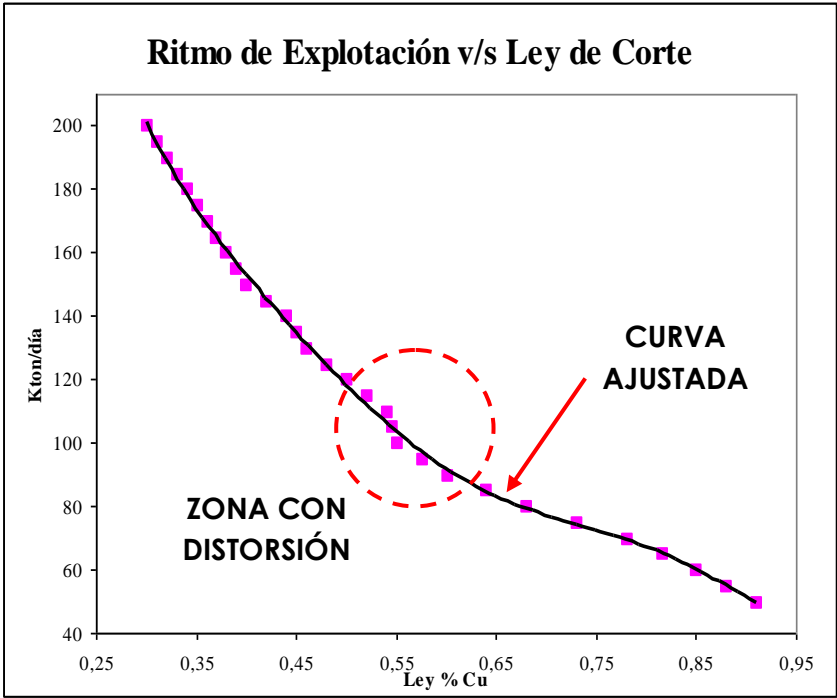
Como la planta no puede producir más, ésta sería la configuración para la producción, obteniéndose los siguientes resultados:

Ley de Corte % Cu	Mineral a Proceso Toneladas	Ley Media o Cabeza % Cu	Concentrado a Refinería Toneladas	Ingresos US\$	Costos Totales US\$	Beneficio Período US\$
0,55	105.000*	0,79	2.203	-	-	-
0,55	100.000	0,81	2.152	1.093.087	1.084.816	8.270
0,56	95.000	0,82	2.069	1.050.928	1.045.579	5.349

(*) No podría alcanzarse esta producción (capacidad de planta sobrepasada).

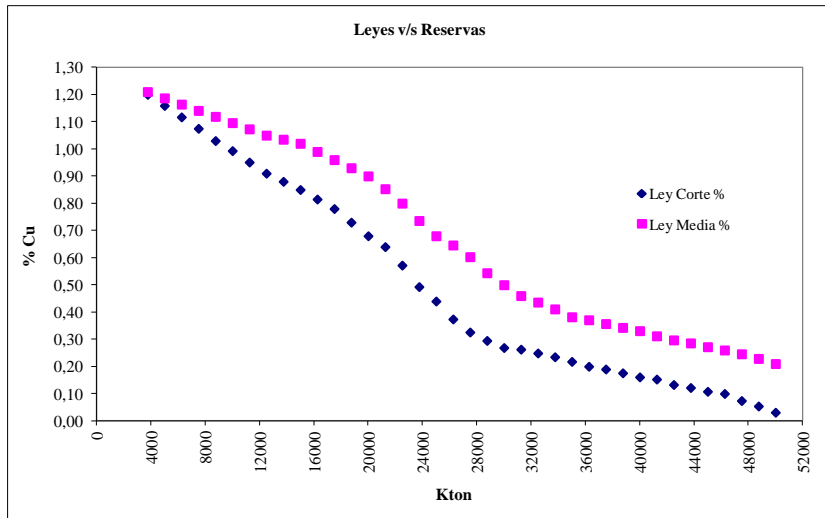
Se pueden apreciar diferencias entre los resultados obtenidos por uno y otro método, especialmente en lo que dice relación a los ingresos y cantidades de concentrado. Sin embargo el valor de la ley de corte óptima obtenido en ambos casos es relativamente parecido, lo cual nos indica que no estamos lejos del resultado buscado.

Ahora bien, la diferencia entre ambos métodos se debe a que la curva Ritmo de explotación v/s Leyes, tiene ciertas irregularidades, especialmente en la zona de estudio (100.000 toneladas al día), lo cual es bien absorbido por la aproximación matemática, ya que se trata de un sector muy pequeño, pero gráficamente se puede observar que existe dicha singularidad, especialmente si se recurre a un gráfico más detallado (Ver gráficos adjuntos).

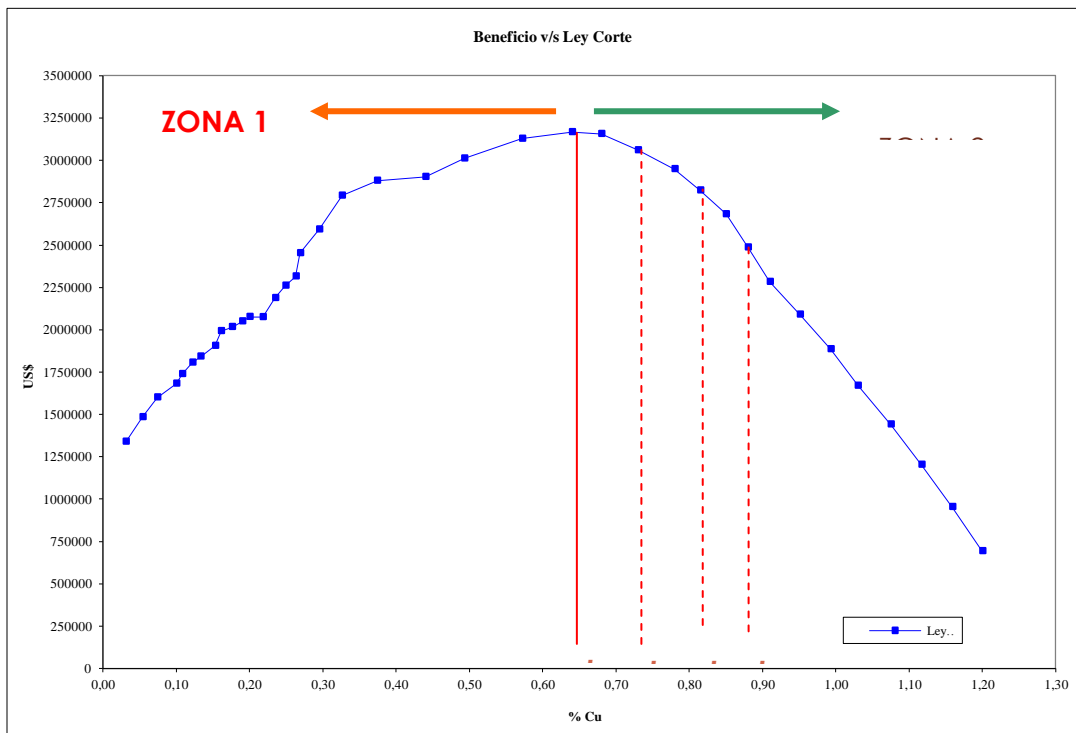


EJEMPLO N°2: Se tiene la siguiente configuración de datos para la explotación de un yacimiento:

Reservas	Mineral	Ley Corte	Ley Media	Beneficio	<i>Movimiento</i>
Kton	Ton/día	%	%	US\$	Máximo Mina 250.000 Ton
50.000	138.889	0,031	0,210	1.339.041	Recuperación Metalúrgica 85 %
48.750	135.417	0,054	0,229	1.483.877	
47.500	131.944	0,074	0,246	1.600.675	
46.250	128.472	0,100	0,260	1.681.810	<i>Ley del Concentrado</i> 32 % Cu
45.000	125.000	0,108	0,272	1.738.349	
43.750	121.528	0,122	0,286	1.806.202	
42.500	118.056	0,133	0,297	1.842.082	<i>Precio</i> <i>US\$/lb Cu</i> 0,72
41.250	114.583	0,153	0,312	1.905.017	
40.000	111.111	0,161	0,331	1.992.054	
38.750	107.639	0,176	0,343	2.016.374	<i>Costo Mina</i> US\$/Ton 0,63
37.500	104.167	0,190	0,357	2.049.549	
36.250	100.694	0,200	0,371	2.075.836	
35.000	97.222	0,218	0,382	2.074.577	<i>Costo Planta</i> US\$/Ton Min 4,1
33.750	93.750	0,235	0,411	2.187.440	
32.500	90.278	0,249	0,436	2.260.458	
31.250	86.806	0,263	0,460	2.315.030	Costo Refinería US\$/lb Cu 0,32
30.000	83.333	0,269	0,500	2.452.242	
28.750	79.861	0,295	0,544	2.592.404	
27.500	76.389	0,326	0,603	2.792.087	
26.250	72.917	0,374	0,646	2.880.109	
25.000	69.444	0,440	0,680	2.902.707	
23.750	65.972	0,493	0,736	3.011.388	
22.500	62.500	0,572	0,800	3.127.940	
21.250	59.028	0,640	0,853	3.167.017	
20.000	55.556	0,680	0,900	3.156.412	
18.750	52.083	0,730	0,930	3.059.970	
17.500	48.611	0,780	0,960	2.948.772	
16.250	45.139	0,815	0,990	2.822.816	
15.000	41.667	0,850	1,020	2.682.103	
13.750	38.194	0,880	1,035	2.486.051	
12.500	34.722	0,910	1,050	2.282.621	
11.250	31.250	0,951	1,073	2.089.521	
10.000	27.778	0,993	1,096	1.885.107	
8.750	24.306	1,030	1,119	1.669.379	
7.500	20.833	1,075	1,141	1.440.862	
6.250	17.361	1,117	1,164	1.202.752	
5.000	13.889	1,159	1,187	953.329	
.750	10.417	1,200	1,210	692.593	



Como resultado del análisis se obtiene la siguiente curva de Beneficio v/s Ley de Corte (incluye la evaluación de todos los costos de extracción, tratamiento y refinado de cada caso):



ZONA 1: El beneficio es menor al máximo, debido a que se procesa **mayor** cantidad de mineral con **bajas** leyes, es decir se gastan más recursos por libra de producto y se privilegia la recuperación del fino.

ZONA 2: El beneficio es menor al máximo, ya que hay menos recursos procesables, por lo que se procesa **menor** cantidad de mineral privilegiando la explotación de recursos con mayor ley perdiendo las libras de producto contenidas en minerales de menor ley.

Analizando la situación y según la curva obtenida, se puede ver que la ley de corte óptima para la explotación sería de **0,64 % Cu**.

La situación antes descrita arroja una configuración ideal de:

- **Movimiento Mina:** 250.000 toneladas al día de material.
59.028 toneladas al día de mineral.
190.972 toneladas al día de estéril.
Relación E/M = 3,24
- **Capacidad Planta:** 59.028 toneladas al día de mineral.
1.337 toneladas de concentrado producido al día.
- **Capacidad Refinería:** 1.337 toneladas al día de concentrado
943.216 libras de Cu fino al día.

Si agregamos restricciones individuales a las operaciones se tiene lo siguiente:

a) *Restricción Movimiento Mina:*

Inicialmente se sabe que la mina no puede mover más de 250.000 toneladas al día, por lo que debe distribuir el destino de los materiales en función de esa capacidad. En ese sentido podemos observar que inicialmente no hay restricción de movimiento mina, pero podría darse el caso de que la mina exigiese una restricción de movimiento de estéril para proveer mineral los próximos períodos (abrir mineral para el próximo año). Por ejemplo definiremos que la razón E/M no sea inferior a un valor de **3,8**. Esto genera inmediatamente un cambio en la ley de corte óptima del período de **Lop = 0,64 % Cu** a un valor de **Lm = 0,73 % Cu**.

b) *Restricción Procesamiento Planta:*

Inicialmente no se define una restricción de capacidad de procesamiento de la Planta, pero puede darse el caso que la planta sólo pueda procesar una cierta cantidad de mineral. Por ejemplo

supongamos que la planta sólo puede procesar 45.000 toneladas al día, lo cual nos hace variar nuestra ley de corte óptima de **Lop = 0,64 % Cu** a un valor de **Lp = 0,815 % Cu** aproximadamente.

c) *Restricción Refinería:*

Inicialmente no se define una restricción de capacidad de refino, pero puede darse el caso que la refinería sólo pueda refinar una cierta cantidad de concentrado. Por ejemplo supongamos que la refinería sólo puede recibir 1.050 toneladas al día de concentrado, lo cual haría variar nuestra ley de corte óptima de **Lop = 0,64 % Cu** a un valor de **Lr = 0,88 % Cu**.

Podemos observar que la ley de corte óptima para el período resulta de la combinación de las leyes anteriormente mencionadas, ya que es un proceso conjunto de dichas actividades. La ley de corte óptima global será de **0,88 % Cu**, debido a que, en este caso, la Refinería es la que limita las operaciones.

Si la refinería tuviese una capacidad ilimitada, la ley de corte óptima del período correspondería a la ley de corte óptima de la planta. Si las capacidades de la planta y la refinería fuesen ilimitadas la ley de corte óptima correspondería a la ley de corte óptima de la mina. Finalmente si todas las unidades productivas no tuviesen límites productivos la ley de corte óptima corresponde a la del caso ideal (0,64 % Cu).

4. MÉTODOS DE DEFINICIÓN PARA LOS LÍMITES ECONÓMICOS DE UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO

Dentro de las actividades a desarrollar en el diseño de una explotación a rajo abierto, se encuentra la que dice relación con definir los límites físicos de dicha explotación, ya que ante la presencia de un yacimiento podemos pensar en extraer todo el mineral o extraer solamente lo que más nos convenga. Esta última proposición es la que finalmente tendrá que prevalecer, ya que es la razón por la cual se explota un recurso, y es esta conveniencia la que nos introduce el concepto de optimizar la explotación de nuestro yacimiento, optimización que se traduce en cuidadosos análisis económicos y operacionales que permanentemente van en busca de ese mejor aprovechamiento global de los recursos.

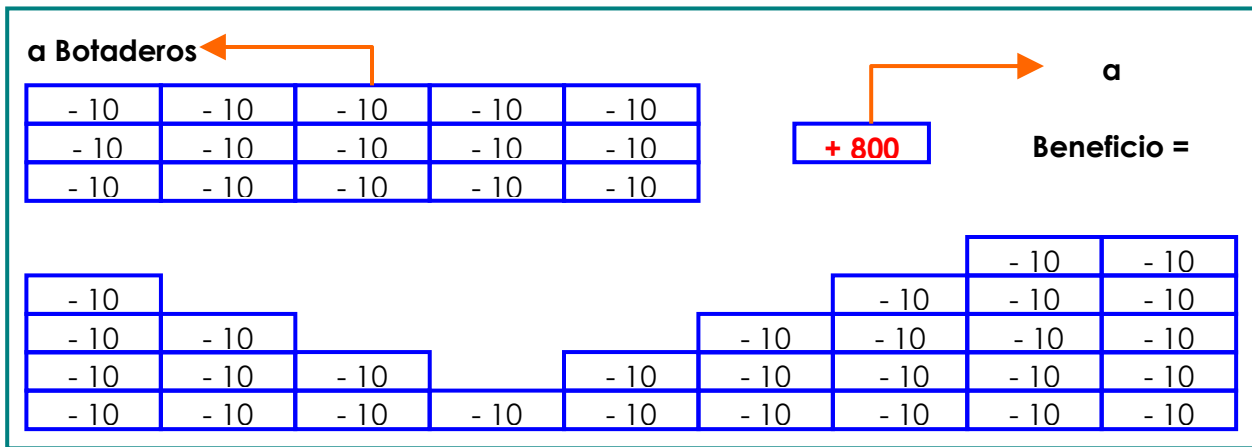
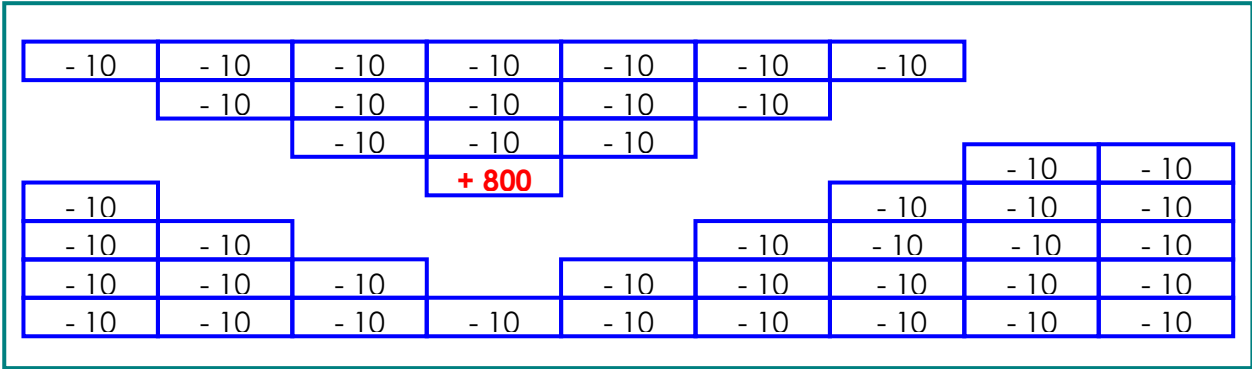
Es así como surgen variados métodos para definir cuales serán los límites económicos de un rajo, que sin duda cada uno aporta un concepto útil y que en muchos casos se combinan para generar otro método.

4.1 Descripción conceptual del algoritmo del cono móvil optimizante

La teoría de los conos flotantes para determinar los límites económicos del Rajo, data de los años 60. La técnica consiste en una rutina que pregunta por la conveniencia de extraer un bloque y su respectiva sobrecarga. Para esto el algoritmo tradicional se posiciona sobre cada bloque de valor económico positivo del modelo de bloques y genera un cono invertido, donde la superficie lateral del cono representa el ángulo de talud. Si el beneficio neto del cono es mayor o igual que un beneficio deseado dicho cono se extrae, de lo contrario se deja en su lugar.

En el siguiente esquema se presenta un perfil de un modelo de bloques sometido al algoritmo del cono móvil optimizante, donde cada bloque está definido por un valor económico, es decir lo que significa económicamente su extracción. Es así que los bloques con valor negativo representan a los bloques de estéril con su costo de extracción asociado (-10) y los bloques de mineral son representados por el beneficio global que reporta su extracción (Beneficio Global = Ingresos - Costos = $810 - 10 = 800$).

- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10
- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10
- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10
- 10	- 10	- 10	+ 800	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10
- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10	- 10



En el ejemplo anterior podemos observar que el extraer el bloque de valor positivo (+800) y sus 15 bloques de estéril asociado (-10 cada uno), genera un beneficio final de **+650**, correspondiente al beneficio de extraer dicho bloque con su sobre carga asociada.

Bondades del cono móvil optimizante

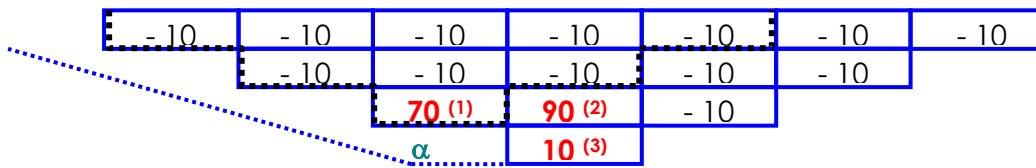
El cono móvil optimizante tiene esa denominación ya que es una versión mejorada de la tradicional rutina del cono flotante. El creador fue el ingeniero Marc Lemieux, quién detectó una serie de deficiencias y mermas económicas producidas por el método convencional de conos flotantes y en 1979 publicó el artículo “*Moving Cone Optimizing Algorithm*”, en Computer Methods

for the 80's in the Mineral Industry, de A. Weiss. El nuevo algoritmo fue probado en Climax Molybdenum Co. y como resultado se obtuvo diseños muy superiores en el aspecto económico, que aquellos obtenidos con el algoritmo convencional.

Las principales mejoras de la rutina del cono móvil optimizante con respecto al método tradicional fueron:

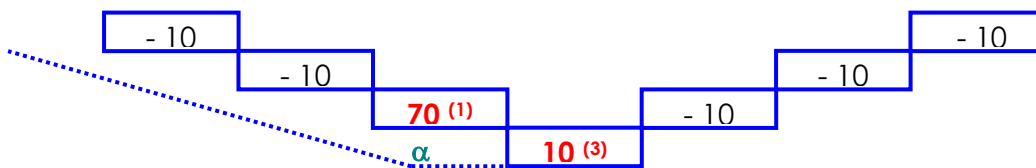
i) Secuencias de extracción de Conos

Esta radica en la secuencia con que son analizados los bloques del modelo.

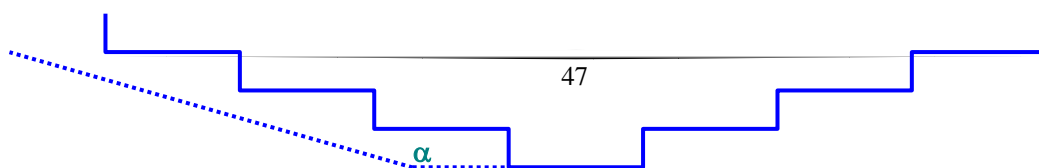


En la figura se puede apreciar el beneficio que reporta la extracción de cada bloque. Los bloques con beneficio positivo ya se les ha descontado lo que cuesta extraer dicho bloque o costo mina (-10).

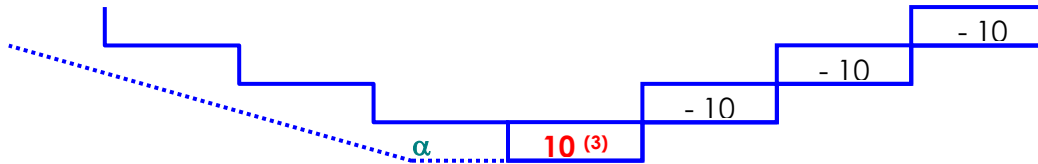
Si el primer cono se construye en el bloque (1) y suponiendo un ángulo de talud α , entonces dicho bloque no puede ser extraído (Beneficio = -10). Al no ser factible la extracción del bloque (1), el segundo cono se construye en el bloque (2), donde el beneficio neto del cono es de +10, siendo en consecuencia ventajosa su extracción, quedando la figura de la siguiente forma:



Continuando con la secuencia, el tercer cono se construye en el bloque (3), resultando un beneficio de +30.



De este análisis se concluye que los tres bloques con valor económico mayor que cero son extraídos con un beneficio económico de +40, sin embargo un correcto análisis debiera obtener un pit con valor de +60, dejando en su lugar el bloque (3) con su respectiva sobrecarga, como podemos ver en la figura siguiente:



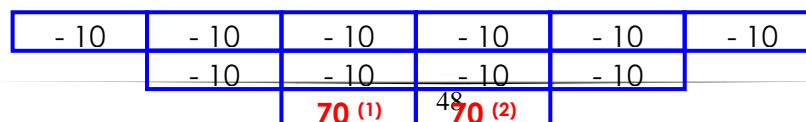
De lo anterior se desprende que la incorrecta secuencia con que se analizan los conos, produce pérdidas económicas cuya magnitud, obviamente, depende de la complejidad de la mineralización, de la variabilidad de las leyes, etc.

El problema antes descrito es resuelto por el nuevo algoritmo introduciendo el concepto del “cono negativo”, algoritmo que consiste en extraer todos los bloques con beneficio positivo, para posteriormente devolverlos al rajo con su respectiva sobrecarga y así analizar la conveniencia de extraerlos o bien eliminarlos. En el ejemplo presentado anteriormente, se aprecia que al devolver el bloque (3) con su respectiva sobrecarga, se produce un beneficio económico pues se libera un valor de +20, esto indica que dicho bloque al no extraerse en su condición más favorable debe ser eliminado del análisis.

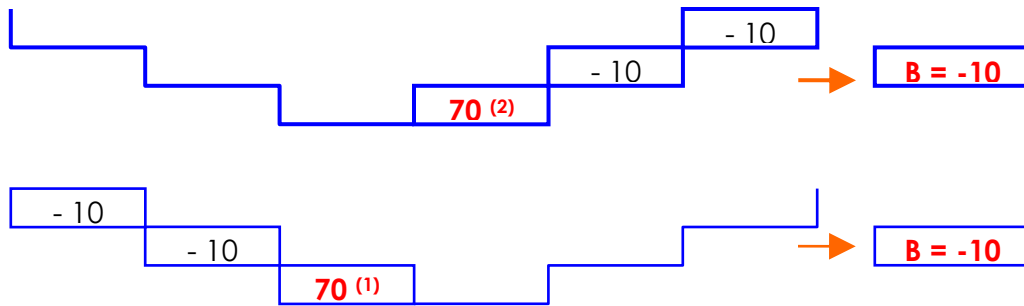
En la práctica la técnica del cono negativo presenta deficiencias similares a las obtenidas mediante lo que se podría llamar el cono positivo, sin embargo un análisis simultáneo de ambas técnicas (cono positivo y negativo) produce resultados satisfactorios. Esta simultaneidad es la que se realiza en la etapa 1 del algoritmo de Lemieux.

ii) Conos con sobrecarga relacionada

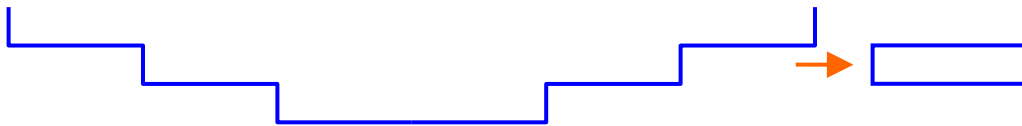
Este es el principal aporte del método del cono móvil optimizante, consiste en analizar conos que tengan sobrecarga compartida, por ejemplo:



Los bloques (1) y (2) tienen un beneficio de +70 (incluido el costo mina). Al analizar conos individualmente, se aprecia que no es conveniente la extracción de dichos bloques, pues cada caso el beneficio neto del cono es -10.



No obstante si se analiza en su conjunto se ve que es ventajosa su extracción, pues esta trae consigo un beneficio de +40.



4.2 Método de Lerchs-grossman

El método bidimensional de Lerchs-Grossman permitirá diseñar, en una sección vertical, la geometría del pit que arroja la máxima utilidad neta. El método resulta atractivo por cuanto elimina el proceso de prueba y error de diseñar manualmente el rajo en cada una de las secciones. La metodología es conveniente, además para el procesamiento computacional.

Al igual que el método manual, el método de Lerchs-Grossman diseña el rajo en secciones verticales. Los resultados pueden continuar siendo transferidos a un plano de plantas del rajo y ser suavizados y revisados en forma manual. Aún cuando el pit es óptimo en cada una de las secciones, es probable que el pit final resultante del proceso de suavizamiento no lo sea.

El ejemplo de la figura N°1 representa una sección vertical por medio de un modelo de bloques del depósito. Cada cubo representa el valor neto de un bloque, si éste fuera explotado y procesado de forma independiente. En la figura los bloques de valor neto positivo se han pintado. Además se ha establecido el tamaño del bloque de forma tal que el método en el perfil del pit se mueva hacia arriba o hacia abajo solamente cada un bloque (máximo), a medida que se mueva hacia los costados.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	-\$ 2	-\$ 2	-\$ 4	-\$ 2	-\$ 2	-\$ 1	-\$ 2	-\$ 3	-\$ 4	-\$ 4	-\$ 3
2	-\$ 5	-\$ 4	-\$ 6	-\$ 3	-\$ 2	-\$ 2	-\$ 3	-\$ 2	-\$ 4	-\$ 5	-\$ 5
3	-\$ 6	-\$ 5	-\$ 7	+\$ 6	+\$ 13	-\$ 2	-\$ 5	-\$ 4	-\$ 7	-\$ 4	-\$ 6
4	-\$ 6	-\$ 6	-\$ 8	-\$ 8	+\$ 17	+\$ 8	+\$ 5	-\$ 6	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 7
5	-\$ 7	-\$ 7	-\$ 8	-\$ 8	+\$ 6	+\$ 21	+\$ 5	-\$ 8	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 7
6	-\$ 7	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 8	-\$ 5	+\$ 22	-\$ 8	-\$ 8	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 8
7	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 8	+\$ 10	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9

Figura N°1

Paso N°1:

Sume los valores de cada columna de bloques e ingrese estos números en los bloques correspondientes en la figura N°2. Este es el valor superior de cada bloque en dicha figura y representa el valor acumulativo del material desde cada uno de los bloques hasta superficie.

Paso N°2:

Comience con el bloque superior de la columna izquierda y repase cada columna. Coloque una flecha en el bloque, apuntando hacia el valor más alto en:

- 1.- El bloque a la izquierda y arriba.
- 2.- El bloque a la izquierda.
- 3.- El bloque a la izquierda y debajo.

Calcule el valor inferior del bloque, sumando el valor superior con el valor inferior del bloque hacia el cual apunta la flecha. El valor inferior del bloque representa el valor neto del material del bloque. Los bloques de la columna y los bloques en el perfil del pit a la izquierda del bloque. Los bloques marcados con una X no se pueden explotar, a menos que se sumen más columnas al modelo.

Paso N°3:

Busque el valor máximo total de la fila superior. Este es el retorno neto total del pit óptimo. Para el ejemplo, el pit óptimo tendría un valor de US\$ 13. Vuelva a trazar las flechas, a fin de obtener la geometría del rajo. La figura N°3 nos muestra la geometría del pit en la sección. Cabe señalar que aunque el bloque de la fila 6, en la columna 6, tiene el valor neto más alto del depósito, éste no se encuentra en el rajo, ya que explotarlo reduciría el valor total del rajo (beneficio).

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	↖ -2 -2	↖ -2 -2	↖ -4 -4	↖ -2 -2	↖ -2 -2	↖ -1 -1	↖ -2 -2	↘ -3 2	↘ -4 -1	↘ -4 13	← -3 10
2	X	↖ -6 -8	↖ -10 -12	↖ -5 -9	↖ -4 -6	↘ -3 -3	↘ -5 5	↘ -2 3	↘ -8 17	← -9 8	X
3	X	X	↖ -17 -25	↖ 1 -11	↖ 9 0	↘ -5 10	↘ -10 8	↘ -9 25	↘ -15 16	X	X
4	X	X	X	↖ -7 -32	↖ 26 15	← 3 18	↘ -5 34	↘ -15 31	X	X	X
5	X	X	X	X	↖ 32 0	↖ 24 39	↖ 0 46	X	X	X	X
6	X	X	X	X	X	↖ 46 46	X	X	X	X	X
7	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X

Figura N°2: Sección después del procedimiento de Búsqueda

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	-\$ 2	-\$ 2	-\$ 4	-\$ 2	-\$ 2	-\$ 1	-\$ 2	-\$ 3	-\$ 4	-\$ 4	-\$ 3
2	-\$ 5	-\$ 4	-\$ 6	-\$ 3	-\$ 2	-\$ 2	-\$ 3	-\$ 2	-\$ 4	-\$ 5	-\$ 5
3	-\$ 6	-\$ 5	-\$ 7	+\$ 6	+\$ 13	-\$ 2	-\$ 5	-\$ 4	-\$ 7	-\$ 4	-\$ 6
4	-\$ 6	-\$ 6	-\$ 8	-\$ 8	+\$ 17	+\$ 8	+\$ 5	-\$ 6	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 7
5	-\$ 7	-\$ 7	-\$ 8	-\$ 8	+\$ 6	+\$ 21	+\$ 5	-\$ 8	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 7
6	-\$ 7	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 8	-\$ 5	+\$ 22	-\$ 8	-\$ 8	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 8
7	-\$ 8	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 8	+\$ 10	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9	-\$ 9

Figura N°3: Geometría del pit óptimo

1) Método Bidimensional de Lerchs-Grossman

En 1965, Lerchs y Grossman propusieron dos métodos diferentes para la optimización de rajos abiertos en un mismo documento. Uno de estos métodos trabaja en una sección simple a la vez. Este sólo maneja taludes que están un bloque arriba o abajo y un bloque transversal, de modo que es necesario seleccionar las proporciones de los bloques de manera tal de crear los taludes requeridos (modificar dimensionalmente el modelo de bloques). Este método es fácil de programar y es confiable en lo que hace, pero dado que las secciones son optimizadas en forma independiente, no hay ninguna garantía de que sea posible unir secciones sucesivas en una forma factible. En consecuencia por lo general se hace necesario una cantidad considerable de ajustes manuales para producir un diseño detallado. El resultado final es errático e improbable de ser verdaderamente óptimo.

Existen dos variantes recientes de este método, una de ellas (Johnson, Sharp, 1971) utiliza el método bidimensional tanto a lo largo de las secciones como a través de éstas en un intento por unirlos. El otro método (Koenigsberg, 1982) emplea una idea similar, pero trabaja en ambas direcciones al mismo tiempo. Ambos métodos están restringidos a los taludes que son definidos por las proporciones de los bloques y ninguno respeta incluso estos taludes a 45° con respecto a la sección. Este último punto queda mejor ilustrado ejecutando los programas en un modelo que contenga solamente un bloque de mineral (muy valioso). El pit resultante tiene forma de diamante en vez de circular, con taludes correctos en las direcciones E-W y N-S, pero bastante empinado entremedio.

2) **Lerchs-Grossman Tridimensional y Flujos de Redes**

El segundo de los métodos representados por Lerchs y Grossman (1965) se basó en un método de la teoría de gráficos (grafos), y Johnson (1968) publicó un método de flujos de redes para optimizar un rajo. Ambos garantizan encontrar el óptimo en tres dimensiones, sin importar cual sean las proporciones de los bloques. Naturalmente ambos entregan el mismo resultado.

Los dos son difíciles de programar para un ambiente de producción, donde existen grandes cantidades de bloques. No obstante, esto se ha logrado y en la actualidad existen programas disponibles que pueden ser ejecutados en cualquier computador tipo PC en adelante. La mayoría de estos programas utilizan el método de Lerchs-Grossman.

Debido a que estos programas garantizan encontrar el subconjunto de bloques con el máximo valor absoluto acatando las limitaciones de taludes, las alteraciones a la geometría del rajo causada por pequeños cambios en los taludes o valores de los bloques son indicadas confiablemente como efectos de tales cambios. Esto ha permitido la apertura del campo del análisis de sensibilidad real, donde los efectos de los cambios de talud, precio y costos pueden ser medidos en forma precisa. Con los demás métodos, sólo es posible el trabajo de sensibilidad más tosco.

Lo anterior ha conducido al desarrollo de programas que automatizan algunos aspectos del análisis de sensibilidad, llegando a un punto tal que es posible plotear fácilmente los gráficos del valor presente neto en función, del tonelaje total del pit.



4.3 Método de la relación estéril/ mineral V/ S ley media

Tomando como base la ecuación de beneficio:

$$B = I - C$$

y asumiendo un beneficio nulo:

$$B = 0$$

$$I = C$$

se tiene que:

$$CEI * R * P = ((1 + F * E/M) * (CM + CC) + CP) * FS + CEI * R * CR$$

$$CEI * R * (P - CR) = ((1 + F * E/M) * (CM + CC) + CP) * FS$$

CEI : Contenido de la Especie de interés en el mineral (o Ley en unidades convenientes).

R : Recuperación Total Metalúrgica.

- P** : Precio de venta de la unidad de la especie de interés.
- CR** : Costo de Refinería
- E/M** : Relación de Estéril y Mineral.
- F** : Incremento de la razón E/M por movimientos extras de material (Rampas, accesos, etc.), ($F > 1$).
- CM** : Costo de la Mina del material movido
- CC** : Costo de Capital Mina.
- CP** : Costo Proceso del mineral.
- FS** : Factor de seguridad, que incrementa los costos de obtención del producto ($FS > 1$)

En nuestro caso (Cobre sulfurado), se tiene la siguiente expresión para una tonelada métrica de mineral (TM):

$$TM*(L/100)*2204.6 \text{ lb/Ton}*(RM/100)*P= ((1+1.15*E/M)*TM*(CM+CC)+CP*1\text{Ton M})*FS+... \\+TM*(L/100)*2204.6 \text{ lb/Ton}*(RM/100)*FyR$$

$$TM*(L/100)*2204.6 \text{ lb/Ton}*(RM/100)*(P-FyR)=((1+1.15*E/M)*TM*(CM+CC)+CP*TM)*FS$$

Donde:

- L** : Ley media Cu %
- RM** : Recuperación Total Metalúrgica en %
- P** : Precio de venta en US\$/lbCu
- FyR** : Costo de fundición y refinería en US\$/lbCu
- E/M** : Relación de Estéril y Mineral (adimensional Ton/ Ton)
- CM** : Costo de la Mina en US\$/Ton de material movido
- CC** : Costo de Capital en US\$/Ton de material movido
- CP** : Costo de la Planta de procesamiento de minerales en US\$/Ton de Mineral
- FS** : Factor de seguridad, que incrementa los costos de obtención del producto ($FS > 1$)

También es bueno mencionar que el proceso dependerá del mineral a tratar y por ello hay costos que en algunos casos desaparecen, aparecen, o son reemplazados por los correspondientes al mineral en estudio (calizas, óxidos, gravas, Oro, Zinc, etc.).

En el caso del factor de seguridad, queda a criterio del encargado del diseño y por lo general este factor incrementa los costos de un 10 a un 40 %, según la calidad de la información disponible.

Dentro de la ecuación, aparece un factor **1.15** que incrementa la razón Estéril / Mineral, esto debido a que en nuestro pit no podemos generar un agujero sin construir accesos hacia él, por lo que se considera un aumento en la razón **E/M** (es decir aumenta el movimiento de estéril) por concepto de construcción de rampas y accesos. Este valor puede variar según el criterio de los encargados del diseño.

A partir de la expresión anterior podemos obtener una relación entre la ley media y los costos por categoría, y podremos observar que se obtiene la misma expresión que permite determinar la Ley de corte crítica para el yacimiento (dejando como **FS = 1**, considerando el movimiento de una tonelada de mineral sin estéril asociado, es decir relación **E/M = 0**) y agregando otros costos de administración, depreciación de equipos (mina), venta del producto, etc.

Prosiguiendo con el manejo de las expresiones podemos obtener una expresión de la razón **E/M** en función de la **Ley Media**, lo que queda como sigue:

$$TM*(L/100)*2204.6 \text{ lb/Ton}*(RM/100)*(P-FyR)=((1+1.15*E/M)*TM*(CM+CC)+CP*TM)*FS$$

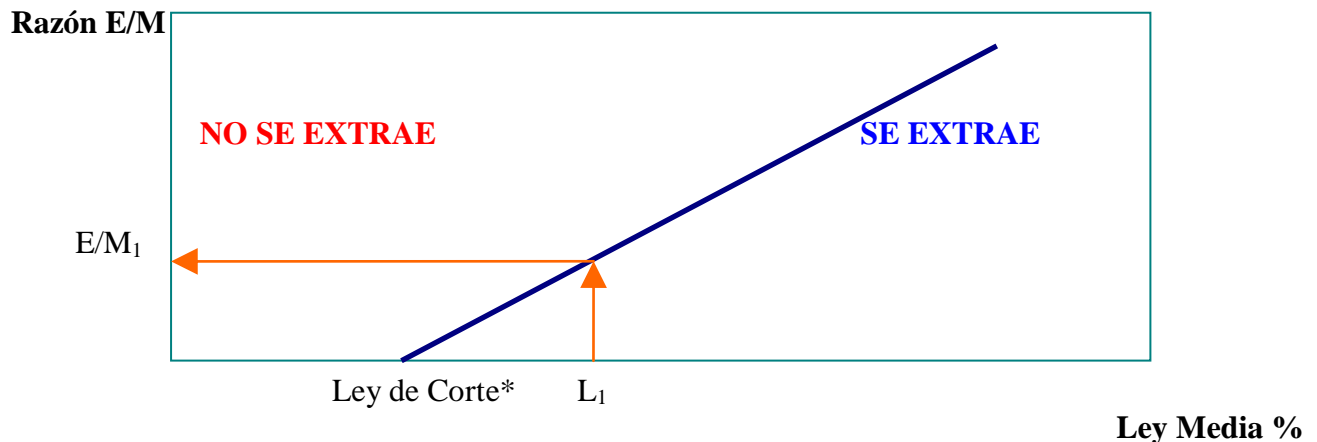
$$E/M=\left(\frac{(TM*(L/100)*2204.6 \text{ lb/Ton}*(RM/100)*\{P-FyR\})/FS-CP*TM}{(CM+CC)*TM}-1\right)/1.15$$

Numéricamente se tiene:

$$E/M = \frac{\left[\frac{L * 0.22046 * RM * (P - FyR)}{FS} - CP \right]}{(CM + CC) * 1.15} - 1$$

Sobre la base de esta función (Recta), podremos aplicar la metodología de los conos flotantes y con ello nuestra primera etapa del diseño para la explotación, sabiendo que para una determinada **Ley** promedio de **M** tonelaje de mineral, se podrán extraer **E** toneladas de estéril (a partir de la Razón E/M).

Esto nos genera una recta similar a la siguiente:



Para una *Ley media* de L_1 %, se podrá extraer una cantidad de material que cumpla con que el valor de la *relación E/M* sea **menor o igual** a E/M_1
 (Ley de Corte *: Ley de corte afectada por los factores de corrección de la ecuación y que es mayor a la ley de corte calculada para el diseño)

Cabe notar que para el caso en que la ley es igual a la ley de corte tendríamos que sacar el material siempre y cuando no exista material estéril asociado a él ($E/M = 0$), lo que resulta de la definición de Ley de corte Crítica y en este caso podemos observar que la ley de corte* es mayor que la ley de corte crítica de diseño por la sencilla razón de estar afectada por los factores de seguridad.

Considerando el siguiente perfil asociado a un modelo de bloques con sus respectivas leyes en %Cu, donde la densidad de la roca es de 2,5 Ton/ m³ y sus dimensiones son de 30 x 30 x 30 = 27000 metros cúbicos, los bloques pintados (amarillos) corresponden a mineral con leyes sobre la ley de corte crítica (0.6 %Cu) y los bloques en blanco corresponden a bloques sin ley (estéril), se tiene lo siguiente:

	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1		
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8	
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2	
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3	
				0.3	2.0	0.2	0.2			
					0.2					

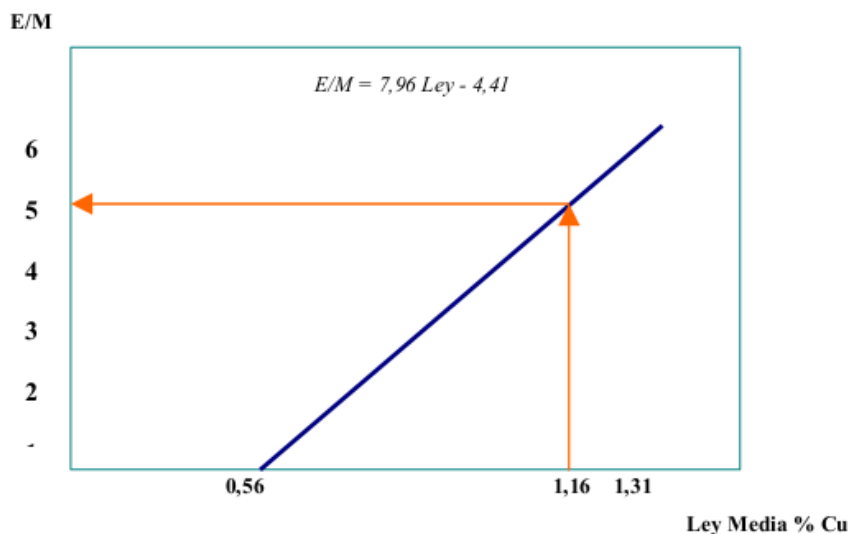
Con esto podemos evaluar una cantidad de mineral con su estéril asociado y verificar si vale la pena extraerla o simplemente la dejamos en su lugar de origen, determinando la ley media asociada al conjunto de bloques mineralizados (**LM**), la cantidad de mineral (**TM**), la cantidad de estéril asociado (**TE**) y evaluándolas en la función E/M v/s Ley Media.

Si consideramos la construcción del primer cono de la siguiente forma:

			0.2				0.3			
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1		
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8	
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2	
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3	
				0.3	2.0	0.2	0.2			
					0.2					

La ley media asociada a este “cono” corresponde a $LM = 11,6/10 = 1,16\%$ Cu, el tonelaje de mineral de los 10 bloques es $TM = 675.000$, el tonelaje de los 26 bloques de estéril es $TE = 1.755.000$, se tiene que la relación $E/M = 2,6$ por lo que deberá evaluarse en la función si la relación E/M correspondiente a la ley media calculada es mayor o menor que la obtenida del modelo, si fuese mayor que la obtenida en el modelo ($E/M = 2,6$) quiere decir que la explotación de dicho cono reporta beneficios positivos, por lo que este cono será explotado. En caso contrario ($B < 0$) el cono no se extrae.

Como ejemplo tomemos la siguiente ecuación E/M v/s Ley Media:



Como podemos observar con una ley media de 1,16 % Cu se paga la extracción de 4,8 unidades de material estéril por cada unidad de mineral ($E/M^* = 4,8$), y en nuestro ejemplo el cono evaluado arroja como resultado una relación $E/M = 2,6 < E/ M^*$, con esto podemos decir que nuestro cono inicial puede ser extraído generando un beneficio positivo.

Ahora bien, si el cono se extrae ($B > 0$), no necesariamente corresponderá a una explotación óptima, ya que puede que existan bloques minerales dentro de este bloque que no paguen la extracción del estéril asociado a ellos y que tendrán que someterse a una evaluación (como tajada individual) y si así fuese los límites del pit se desplazarían hacia el interior.

Del mismo modo dado que el cono será extraído puede que otros recursos cercanos a él (con sobrecarga relacionada) queden expuestos y su extracción reporte nuevos beneficios con lo cual los límites del pit original son desplazados hacia fuera.

4.3.1 Ejemplos de aplicación

Ejemplo N°1: Si evaluamos la lonja adicional (de la derecha) tenemos lo siguiente:

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8		
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

La ley media asociada a esta “lonja” corresponde a $LM = 1,9/2 = 0,95$ % Cu, el tonelaje de mineral de los 2 bloques es $TM = 135.000$, el tonelaje de los 3 bloques de estéril es $TE = 202.500$, se tiene que la relación $E/M = 1,5$. Evaluando en nuestra función se obtiene que $E/M^* = 3,15 > E/M$ de la lonja evaluada, por lo que la lonja adicional reporta beneficios positivos al extraerla.

Nuestro nuevo perfil queda de la siguiente forma:

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8		
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

Ejemplo N°2: Supongamos que tenemos el siguiente caso en vez del anterior:

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1			
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	0.9	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

Si evaluamos la lonja adicional (de la derecha) tenemos lo siguiente:

La ley media asociada a esta “lonja” corresponde a $LM = 0,9 \% \text{ Cu}$, el tonelaje de mineral del bloque es $TM = 67.500$, el tonelaje de los 4 bloques de estéril es $TE = 270.000$, se tiene que la relación $E/M = 4$. Evaluando en nuestra función se obtiene que $E/M^* = 2,75 < E/M$ de la lonja evaluada, por lo que la lonja adicional no reporta beneficios positivos al extraerla. En este caso nuestro nuevo perfil queda de la siguiente forma:

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1			
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	0.9	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

Ejemplo N°3: Si hubiésemos iniciado nuestra evaluación desde otro bloque podría haberse generado lo siguiente:

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8		
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

LM = 0,8 % Cu, E/M = 3 > E/M* = 2, con lo que el cono no se extrae.

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8		
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

LM = 1,0 % Cu, E/M = 5 > E/M* = 3,6, con lo que el cono no se extrae.

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8		
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3		
				0.3	2.0	0.2	0.2				
					0.2						

LM = 0,93 % Cu, E/M = 3,67 > E/M* = 3, con lo que el cono no se extrae.

			0.2				0.3				
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1			
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8		
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2		
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3		

				0.3	2.0	0.2	0.2					
					0.2							

LM = 1,1 % Cu, E/M = 3,2 < E/M* = 4,35, con lo que el cono se extrae.

			0.2				0.3					
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1				
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8			
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2			
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3			
				0.3	2.0	0.2	0.2					
					0.2							

LM = 1,22 % Cu, E/M = 2 < E/M* = 5,3, con lo que la lonja adicional se extrae quedando de la sección de la siguiente forma:

			0.2				0.3					
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1				
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8			
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2			
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3			
				0.3	2.0	0.2	0.2					
					0.2							

Finalmente evaluando la última lonja (de igual forma como en el **Ejemplo N°1**) se obtiene la siguiente configuración:

			0.2				0.3					
	0.8	0.2	0.1	0.3	0.4	0.5	0.2	0.1				
		0.4	0.9	1.1	0.5	0.9	0.5	0.1	0.8			
		0.1	0.4	0.5	1.8	0.6	0.4	0.2	0.2			
		0.5	0.2	1.0	1.7	0.8	1.1	0.3	0.3			
				0.3	2.0	0.2	0.2					
					0.2							



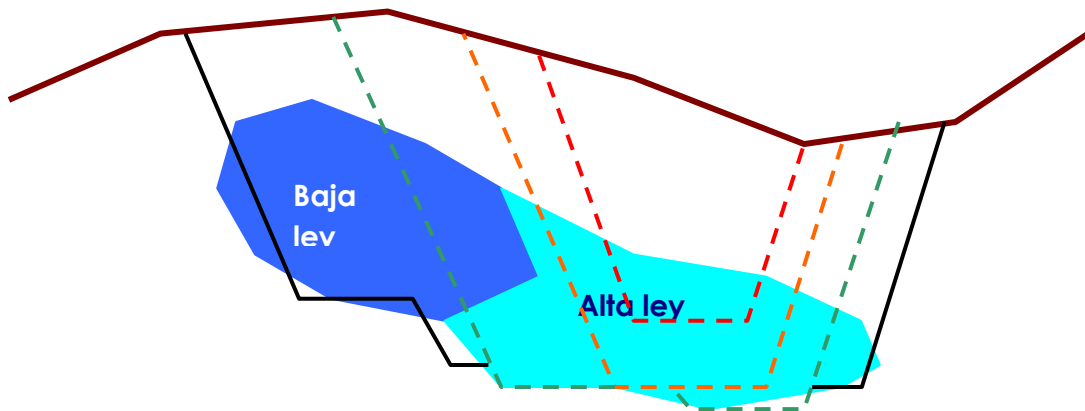
5. SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN

Se denomina secuencia de explotación o estrategia de consumo de reservas, a la forma en que se extraen los materiales desde el rajo, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (pit final). La extracción del material se realiza en sucesivos rajos intermedios, los que reciben el nombre de **Fases** o **Expansiones**.

La secuencia de extracción de las distintas fases tiene una estrecha relación con la distribución de las variables geológicas, geomecánicas, metalúrgicas y económicas del yacimiento. En la actualidad existen mecanismos aproximados que nos ayudan a obtener una secuencia de extracción de los materiales desde el yacimiento.

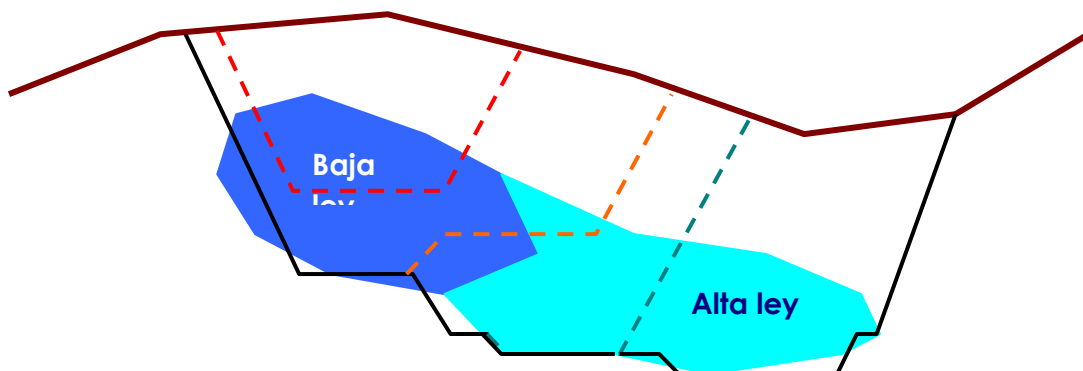
Una técnica muy utilizada se basa en maximizar la recuperación del metal fino del yacimiento y consiste en diseñar rajos intermedios al pit final utilizando la misma metodología de diseño del pit final introduciendo variaciones de precio de venta del producto final (metal), con esto se obtiene una secuencia de rajos más pequeños (pudiendo generarse como fase N°1 la explotación de dos o más rajos pequeños), en que este o estos rajos tiene o tienen asociado el precio de venta del

producto (**PVP**) más bajo (cada bloque tiene una mayor exigencia para ser extraído), hasta llegar al **PVP** pronosticado para el largo plazo, el cual corresponde al que originó el rajo final. Esta metodología tiene el problema de que los precios altos hacen mover la dirección de la mina hacia sectores de mejor ley aún cuando estos tengan una mayor sobrecarga, ya que el costo de mover los estériles asociados al mineral permanece constante.



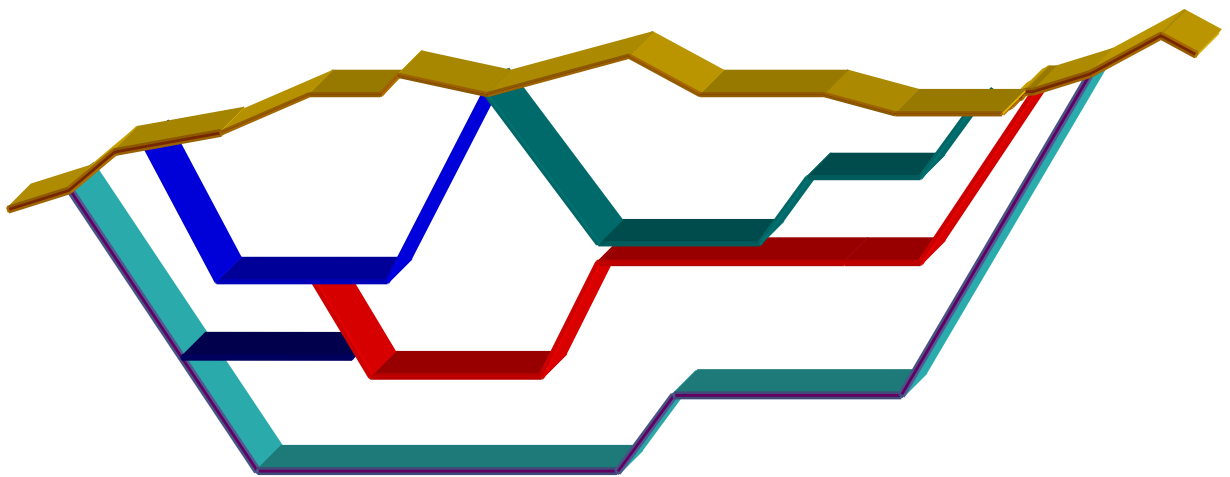
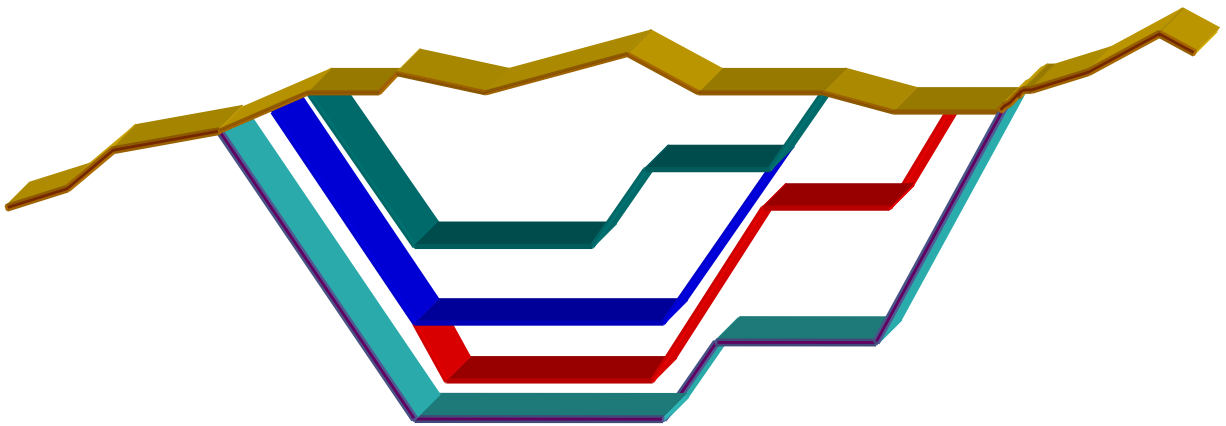
Otra metodología, también utilizada, se basa en generar rajos para diferentes leyes críticas de diseño, por lo tanto el rajo de menor tamaño tiene asociada una ley de diseño mayor, y el rajo final tendrá la ley de diseño más baja y corresponderá a la ley crítica de diseño. Esta metodología privilegia las leyes altas sin considerar la razón Estéril/ Mineral asociada a esas leyes (similar al caso anterior).

Una metodología utilizada últimamente se basa en la estrategia de exigir descuentos decrecientes en el beneficio de los bloques, por lo tanto las primeras corridas de conos están afectadas por descuentos más altos que los posteriores. Esto permite estructurar una estrategia de beneficios decrecientes, luego se tendrán fases intermedias con una envolvente iso - beneficio decreciente en el tiempo.



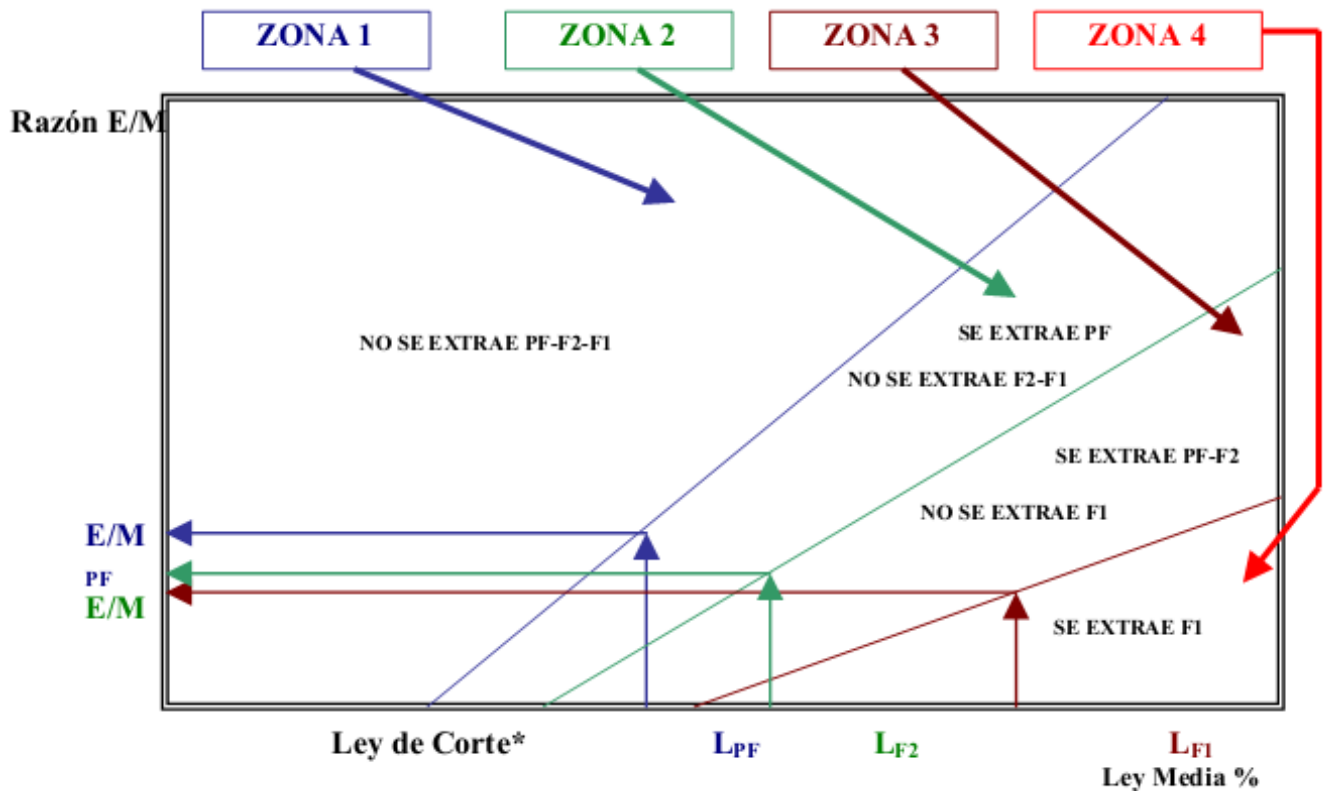
Todas estas metodologías permiten favorecer el valor presente de la operación, es decir optimizan el VAN al término de la explotación del yacimiento extrayendo los mejores cuerpos minerales del yacimiento en las primeras fases de la explotación (desde el punto de vista económico), garantizando la salida de las mejores reservas económicas primero dándole una secuencia de extracción con menor riesgo para el inversionista

Las fases de explotación se pueden visualizar esquemáticamente en las siguientes figuras:



5.1 Definición de las fases a partir de la variación del precio de venta

Dentro de la expresión de la relación E/M v/s Ley media, podemos definir variaciones del precio del producto, lo cual nos hará variar la función mencionada, generando las siguientes rectas:



En Pit Final para una *Ley media* de L_{PF} %, se podrá extraer una cantidad de material que cumpla con que el valor de la *relación E/M* sea **menor o igual** a E/M_{PF}

En Fase 2 para una *Ley media* de L_{F2} %, se podrá extraer una cantidad de material que cumpla con que el valor de la *relación E/M* sea **menor o igual** a E/M_{F2}

En Fase 1 para una *Ley media* de L_{F1} %, se podrá extraer una cantidad de material que cumpla con que el valor de la *relación E/M* sea **menor o igual** a E/M_{F1}

Se puede observar que el par ordenado (Ley Media_i, E/M_i), obtenido en el análisis del modelo de bloques, puede caer en distintas zonas, como por ejemplo:

- Zona 1: La porción evaluada no podrá ser extraída.
- Zona 2: La porción evaluada solo podrá ser extraída si estamos evaluando a pit final.
- Zona 3: La porción evaluada solo podrá ser extraída si estamos evaluando a pit final o en fase 2.
- Zona 4: La porción evaluada podrá ser extraída en cualquier caso.

6. DISEÑO DE ACCESOS Y PARÁMETROS GEOMÉTRICOS DE UNA MINA A CIELO ABIERTO

Dentro de las actividades permanentes en una explotación minera se encuentra la construcción o habilitación de accesos.

En un rajo abierto (y también en una cantera), se requiere ir coordinando la ejecución de las actividades productivas diarias con la ejecución de las actividades que dicen relación con esta construcción de accesos, las cuales tendrán que satisfacer las siguientes restricciones:

1. Debe permitir el acceso libre y seguro a la zona determinada.
2. Debe permitir el acceso a tiempo a la zona determinada, de acuerdo al programa de producción.
3. Debe cumplir con las restricciones geométricas de los equipos y las actividades.
4. Debe cumplir con las restricciones geomecánicas del sector.
5. Debe permitir la extracción de todo el material relacionado con el sector.
6. Debe permitir la realización de actividades paralelas en completa seguridad.

Como vemos no es tan sencillo acceder a un sector, especialmente en condiciones en que se realizan variadas actividades en el mismo sector (tránsito de vehículos, equipos operando, etc.), por lo que dicha tarea deberá programarse de tal modo de que se genere el menor impacto negativo en el resto de la operación, considerando que es una actividad clave dentro de la operación misma.

Dentro de esta actividad participan los equipos de servicios mina, aunque a veces se requiere de la participación de los equipos productivos (perforación, tronadura, carguío y transporte) para realizar movimientos específicos de materiales.

Como hemos dicho en el punto 3 y 4, la construcción los accesos deberá cumplir con restricciones geométricas y geomecánicas, de modo de garantizar que los equipos que por ellos circulen lo hagan en condiciones adecuadas a su operación, evitando el deterioro prematuro de los equipos y los accidentes. En lo que respecta a la geomecánica podemos mencionar que los accesos habilitados

deberán regirse por las restricciones geomecánicas de la mina, ya que deben estar exentos de cualquier riesgo de inestabilidad.

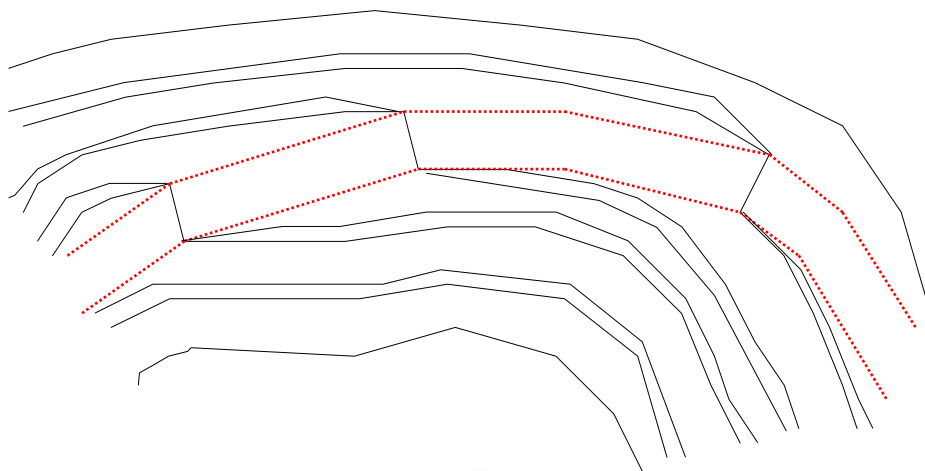
Dentro de la geometría de los accesos podemos destacar:

- Ancho de Bermas.
- Ancho de Cunetas.
- Pendiente.
- Ángulo de la pared del camino (corte o relleno).

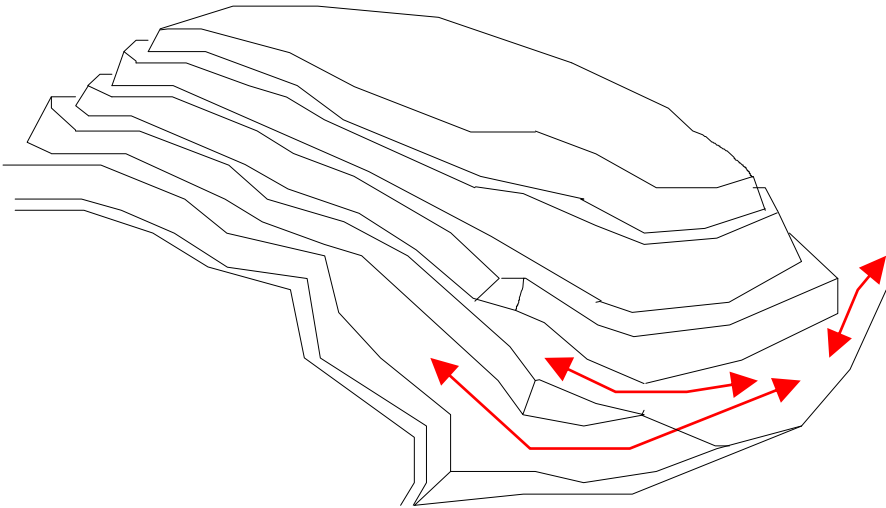
Otros parámetros geométricos a considerar dentro del diseño de una mina son:

- Ancho máximo de expansión.
- Desfase entre palas.
- Ancho mínimo de operación (Perforación, Carguío y Transporte).
- Cruce de Camiones o doble vía.
- Ángulo Overall.
- Ángulo inter rampas.
- Ángulo de la pared del banco.

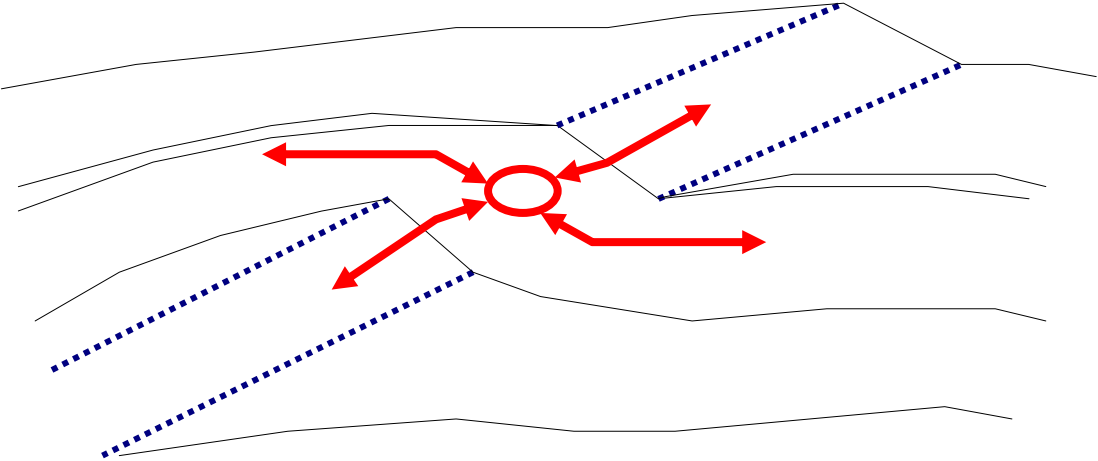
Para la explotación de un rajo abierto se puede observar que los accesos (rampas o accesos específicos) se visualizan de la siguiente manera:



En cambio en una explotación tipo cantera se tiene lo siguiente:



En puntos específicos, donde se requiere acceder a más de un banco, el acceso deberá cumplir con la siguiente configuración para lograr su objetivo:



Para el diseño de una rampa debemos considerar los siguientes datos, tomando en cuenta que una rampa se compone de varios tramos que no necesariamente tendrán las mismas características:

P_i = Pendiente del tramo i (%).

$C_{i+1} - C_i$ = Diferencia de Cota del tramo i (metros).

A_i = Ancho del tramo i (metros).

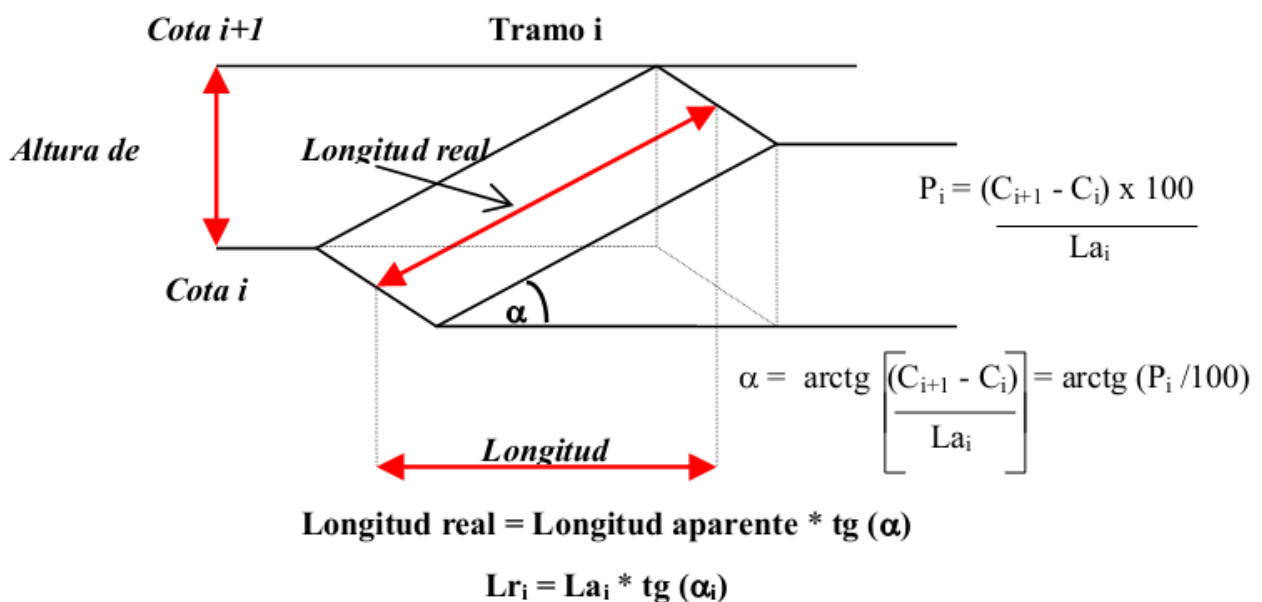
R_i = Radios de Curvatura en el tramo i (metros).

Lr_i = Longitud real del tramo i (metros), es la que deben recorrer los equipos.

La_i = Longitud aparente del tramo i (metros), es la que se ve en el plano.

La pendientes, el ancho y los radios de curvatura de cada tramo deben ser tal que los equipos que circulen por la rampa puedan alcanzar sus rendimientos productivos sin sufrir deterioros en su funcionamiento o estructura ni riesgos en la operación.

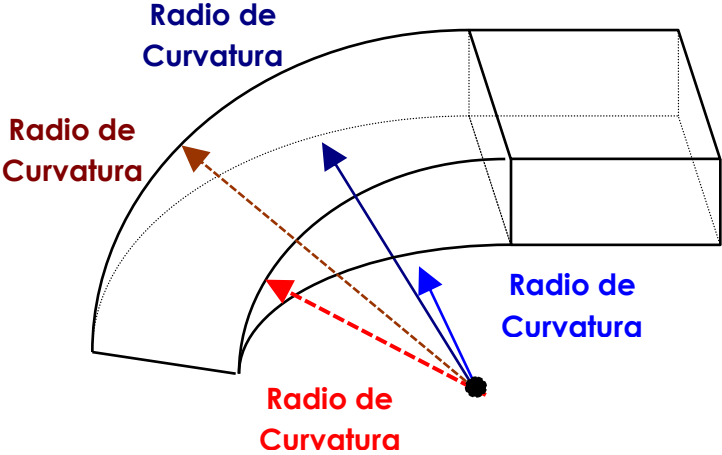
La diferencia de cota de cada tramo por lo general resulta de la diferencia de cota de un banco y el siguiente, es decir la altura de bancos, a menos que se trate de un banco sin pendiente en el cual la diferencia de cota es cero.



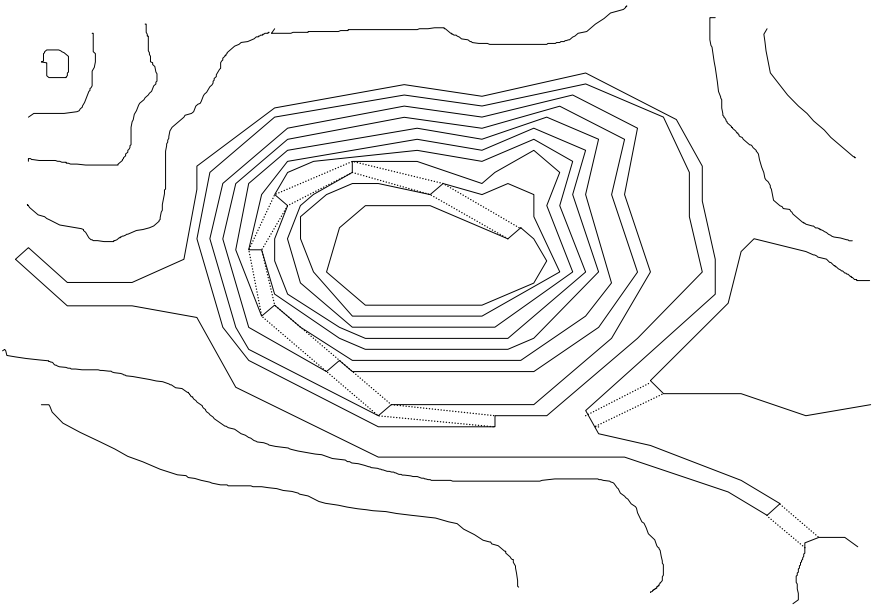
La longitud final de la rampa resultará de la suma de las longitudes reales de todos los tramos.

$$L_{rTOTAL} = \Sigma L_{r_i}$$

Radios de Curvatura en pendiente y su componente plana:



En una vista en planta se puede apreciar el rajo con sus rampas y accesos de la siguiente forma:



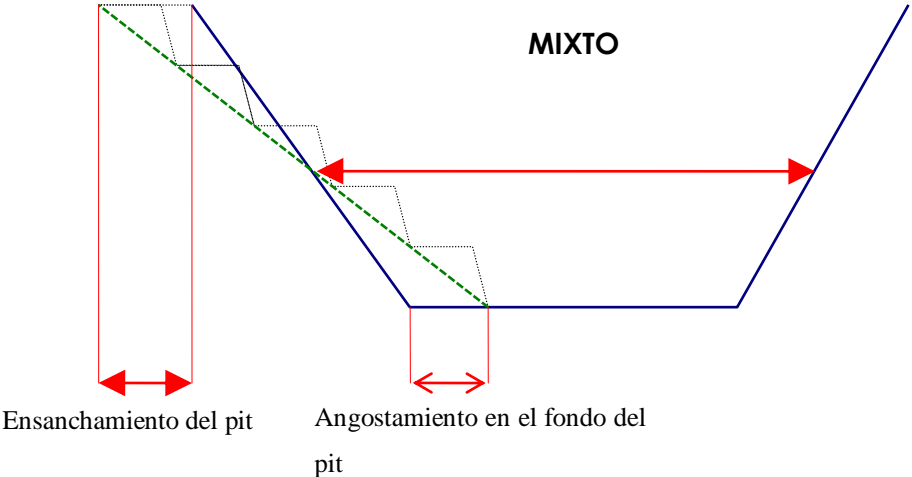
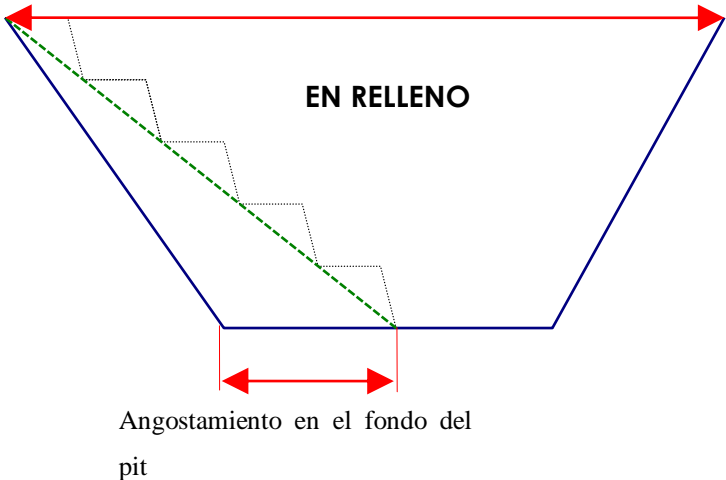
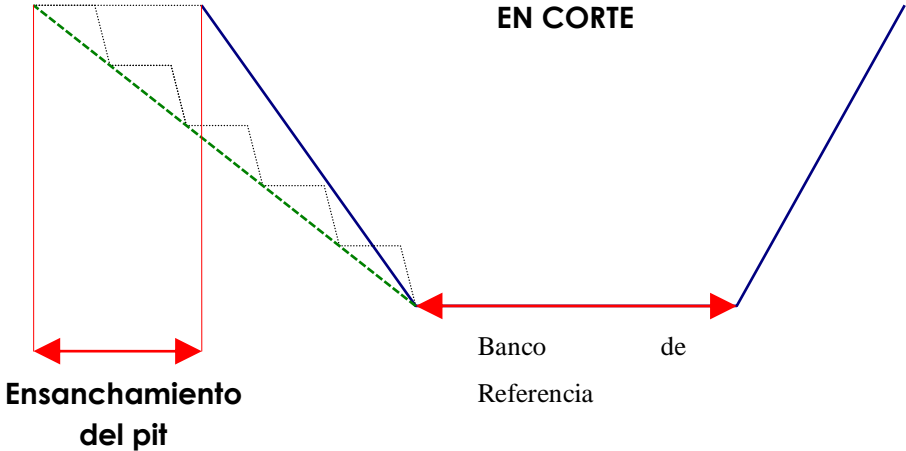
La materialización de la rampa en el diseño de un rajo puede realizarse:

- a) Desde abajo hacia arriba, es decir tomando como punto de partida la pata del banco más profundo, lo que generaría una extracción extra de material al ampliarse el rajo o ensancharse más los bancos superiores (*Corte*).
- b) Desde arriba hacia abajo, es decir tomando como punto de partida la pata del banco más alto, lo que produciría un achicamiento del último banco, es decir puede que queden bloques sin extraer o hasta uno o más bancos sin explotar (*Relleno*).
- c) Tomando como referencia un banco intermedio, lo cual produciría un achicamiento menor en los últimos bancos y un ensanchamiento menor en los bancos superiores (*Mixto*).

En el último caso se puede adoptar algún criterio como elegir el banco con mayor aporte de fino al proyecto, o el que permita maximizar el flujo final del proyecto, etc.

Debemos considerar que para la construcción de las rampas y los accesos, debemos respetar las restricciones técnicas y físicas de la explotación, es decir definir bien los lugares en que se realizarán dichos accesos, donde no exista peligro de inestabilidad, entorpecimiento de la operación, etc., ya que no podemos arriesgarnos a que por algún siniestro geomecánico quede nuestra mina aislada con compromiso de pérdida de equipos, producción y lo más importante vidas humanas.

Las diferentes formas de generar los accesos se pueden esquematizar de la siguiente forma:



6.1 Ángulos de Talud en Explotaciones a Cielo Abierto

Sin duda uno de los parámetros geométricos más significativos en la explotación de un rajo son los ángulos de talud, ya que en la explotación misma una de las restricciones operacionales más relevantes es garantizar la estabilidad de cada uno de los sectores comprometidos, para lo cual se requiere mantener una geometría de diseño óptima, es decir que permita un máximo beneficio económico en función de un mínimo factor de riesgo de que ocurra algún siniestro geomecánico.

Los ángulos de talud con que se trabaja en una explotación son:

- **Ángulo de Talud de la pared del Banco:** Representa la inclinación con que queda la pared del banco. Este ángulo se mide desde la pata del banco a su propia cresta.
- **Ángulo de Talud Inter rampas:** Representa la inclinación con que queda el conjunto de bancos que se sitúan entre una rampa y la rampa consecutiva. Este ángulo se mide desde la pata del banco superior donde se encuentra una rampa hasta la cresta del banco donde se encuentra la otra rampa.
- **Ángulo de Talud de un conjunto de bancos:** Representa la inclinación con que queda un grupo de bancos sin existir entre ellos alguna diferencia geométrica importante. Este ángulo se mide desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco de cota mayor.
- **Ángulo de Talud Overall:** Representa el ángulo de inclinación con que queda la pared final del rajo, incluyendo todas las singularidades geométricas existentes. Este ángulo se mide desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco más alto de la explotación.

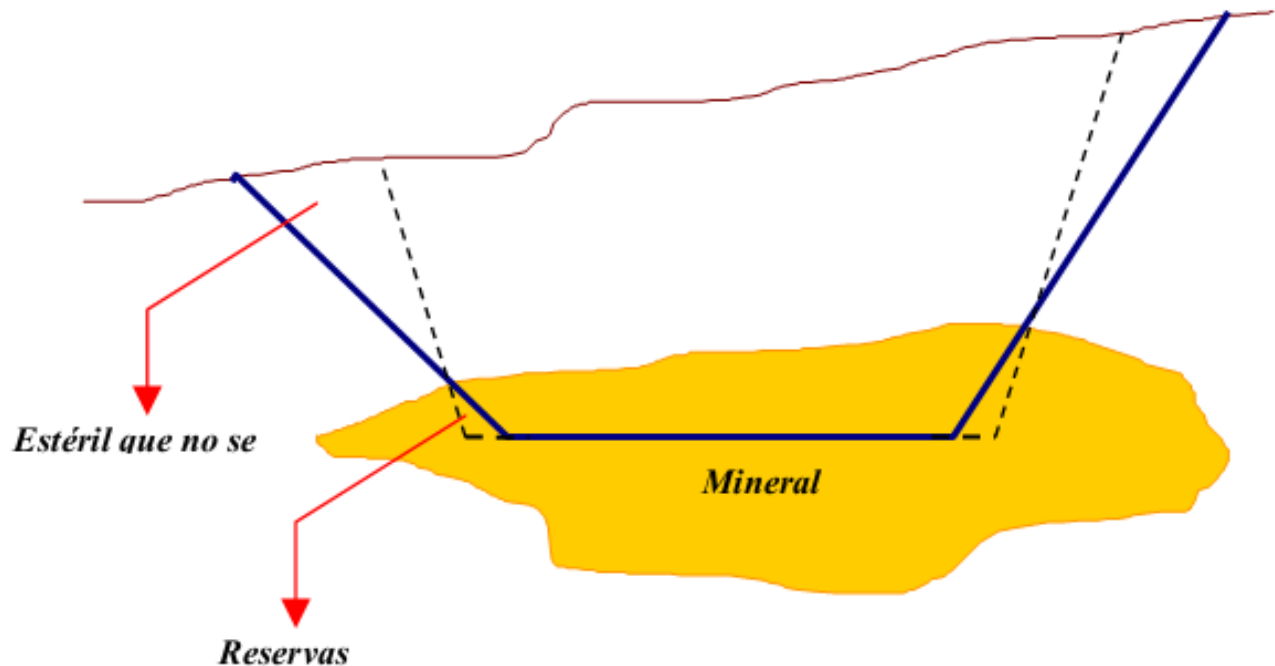
Cabe destacar que existen dos formas distintas de medir los ángulos de talud. Una de ellas es la descrita en los casos anteriores (de pata a cresta) y la otra es medir desde pata a pata dichos ángulos. En geomecánica se utiliza la primera forma y en planificación se utiliza la segunda.

Lo importante es que de una u otra forma con que sean medidos dichos ángulos, la información manejada de un punto a otro sea coherente y no se cometan errores que puedan significar la ocurrencia de algún incidente perjudicial para la operación, planificación y/o seguridad de la explotación.

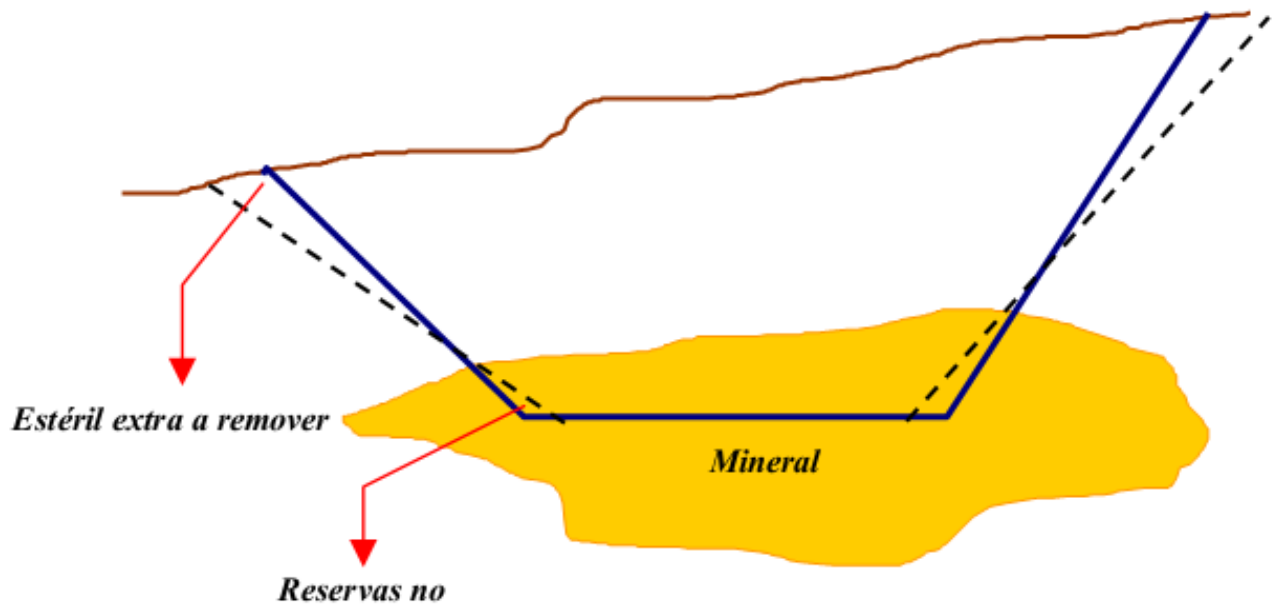
Debemos destacar que como el ángulo de talud restringe nuestra explotación, su variación (por pequeña que sea) generará dos efectos directos:

- Cambios en la estabilidad del talud y la explotación.
- Cambios en los beneficios económicos de la explotación.

Al aumentar el ángulo de talud se disminuye la cantidad de estéril a remover para la extracción de la misma cantidad de mineral, e incluso se podría acceder a la extracción de otras reservas minerales las que antes no era posible extraer. Esto genera un aumento en los beneficios económicos de la explotación. Ahora bien, este incremento del ángulo de talud solamente será viable en el caso que las condiciones geomecánicas lo permitan.

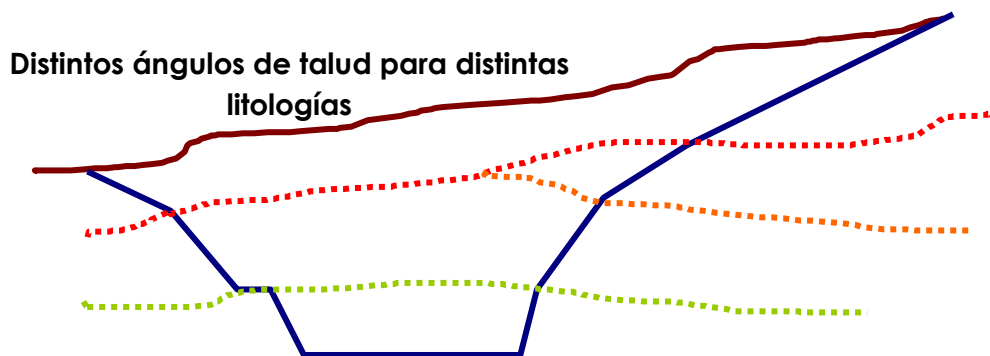


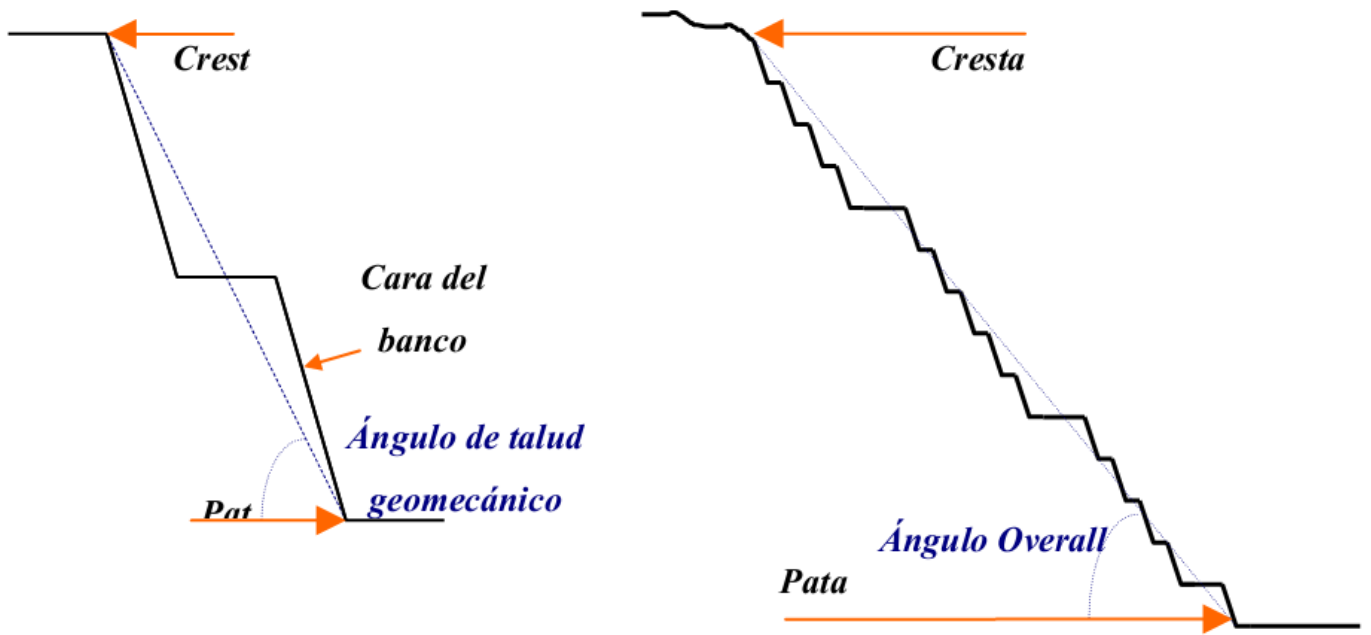
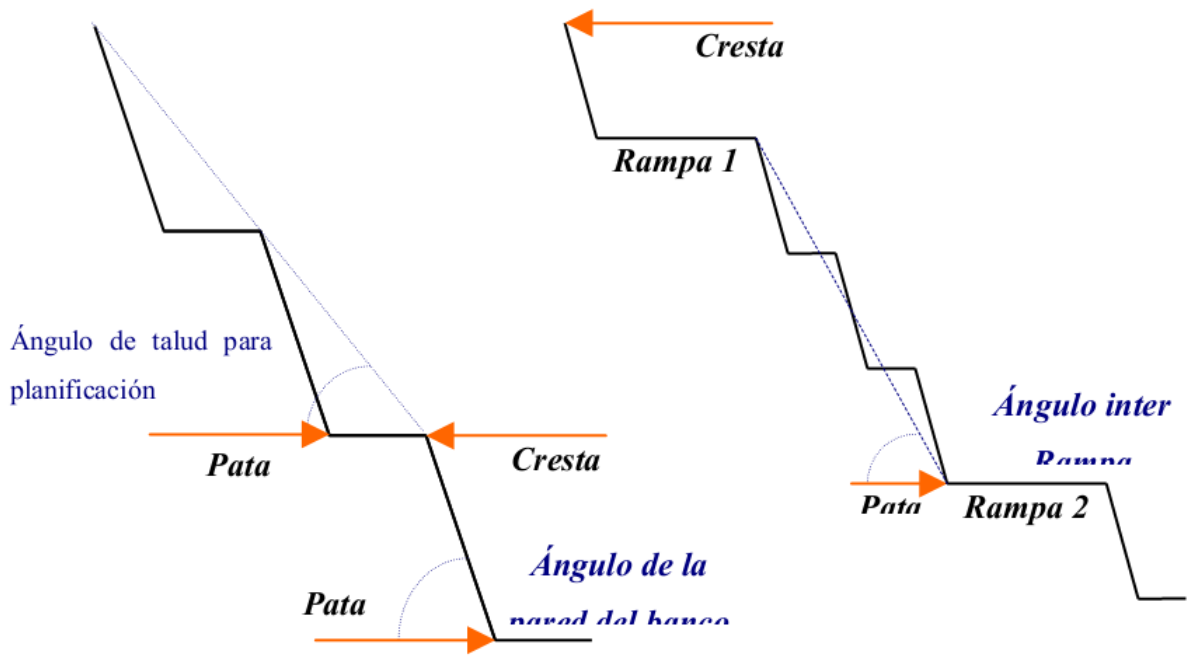
Puede darse el caso contrario, que debido a nueva información geomecánica sea necesario bajar el ángulo de talud, generándose una mayor cantidad de estéril a remover y una menor cantidad de mineral a extraer.

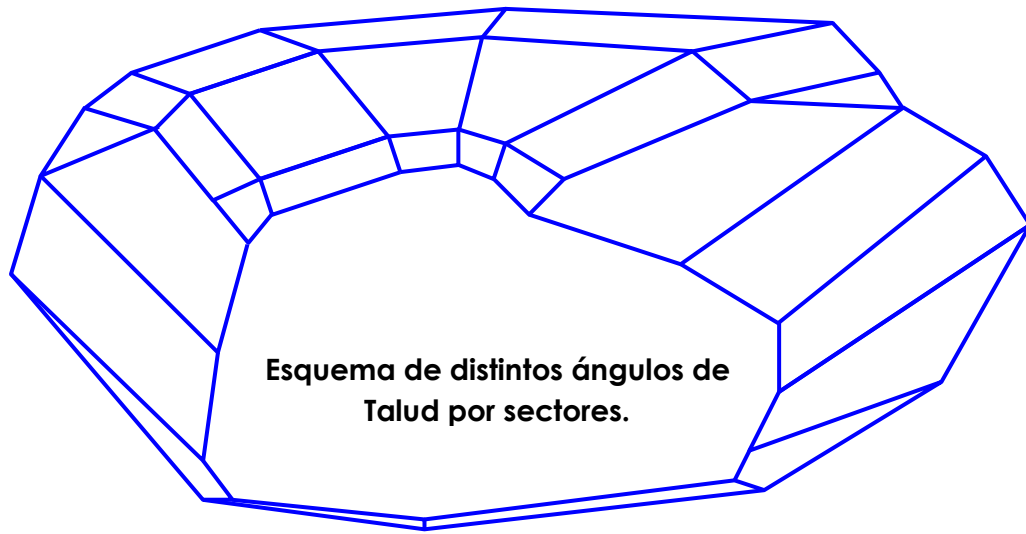


En resumen, los efectos del cambio en el ángulo de talud, se ven claramente reflejados en la relación Estéril - Mineral de la explotación, y puede significar la no viabilidad del proyecto, por lo que la información relacionada con nuestro ángulo de talud debe ser lo más confiable posible.

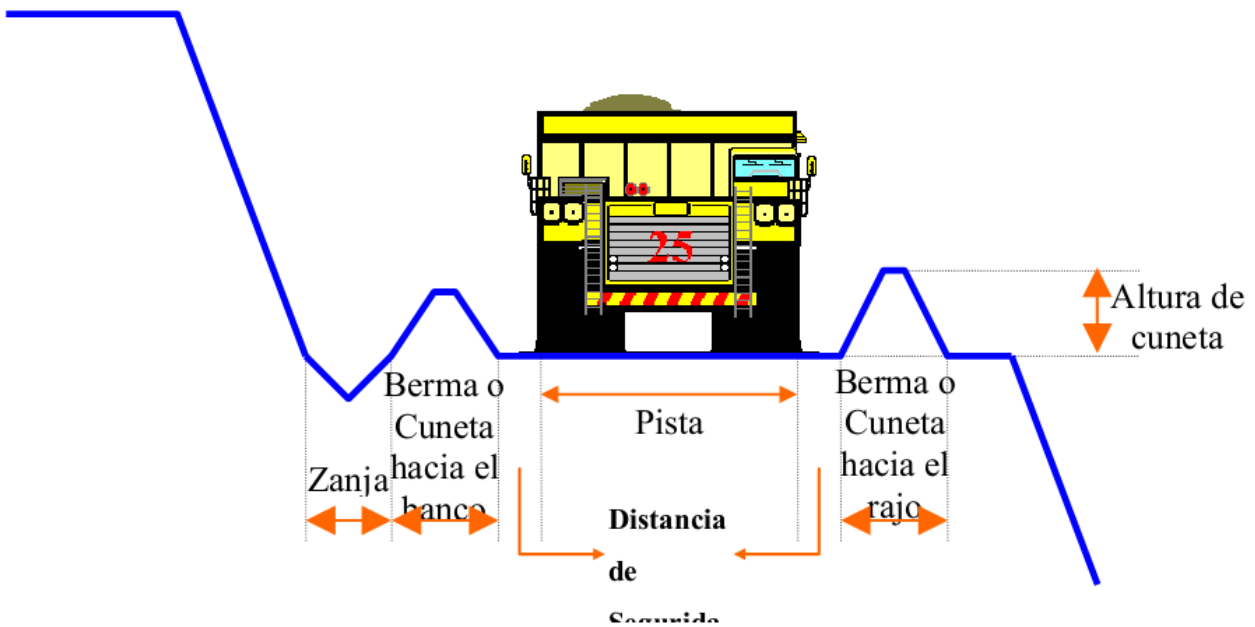
No necesariamente tendrá que existir un ángulo de talud único, sino que dependiendo de las rocas presentes, estructuras, orientaciones, etc., podrá existir más de un ángulo de talud óptimo en distintos sectores de la mina.







6.2 Pistas, bermas, zanjas y cunetas

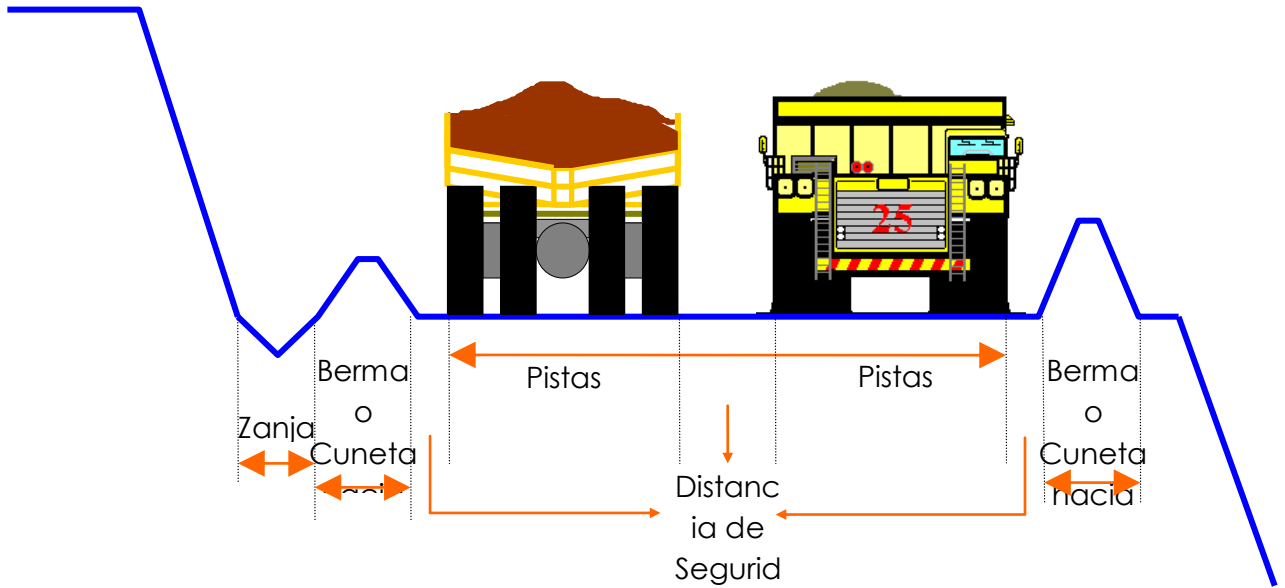


La zanja se construye con el fin de canalizar las aguas de drenaje. Al no canalizar dichas aguas se corre el riesgo de que estas dañen y corten los caminos. Las zanjas por lo general tienen un ancho de 1 metro por una profundidad de 50 centímetros, lo cual dependerá de las condiciones de drenaje de la zona (lluvias, escurrimientos superficiales o subterráneos).

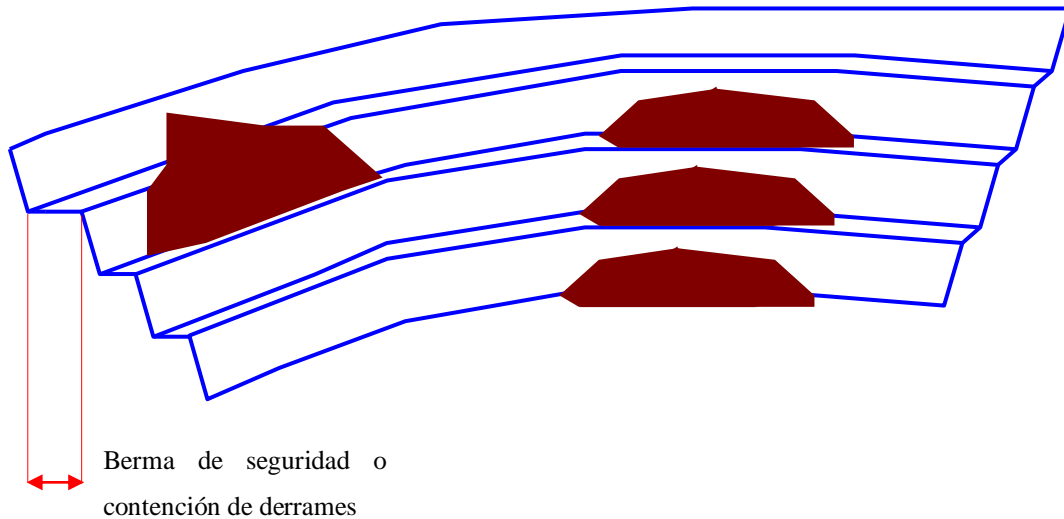
Las cunetas tienen por objetivo detener o contener a los vehículos en caso de emergencia, por ello la cuneta que está hacia el rajo tendrá que ser más alta de modo que pueda detener efectivamente a cualquier vehículo en una emergencia sin que caiga. Comúnmente se utiliza como altura de cuneta hacia el rajo la mitad del diámetro de las ruedas en los equipos que transitan en el camino (camiones). Lo ideal es definir la altura considerando la pendiente del tramo, la resistencia a la rodadura, el tamaño de los equipos y en lo posible tener de referencia una prueba empírica de la situación.

La distancia de seguridad considera el efecto visual que se produce al conducir un equipo de gran altura, lo cual hace que el conductor perciba los objetos a una distancia menor de la que en realidad se encuentran. Esta distancia de seguridad deberá ser mayor a dicha distancia de percepción.

6.3 Pistas para cruce de camiones o doble vía



6.4 Bermas de seguridad o contención

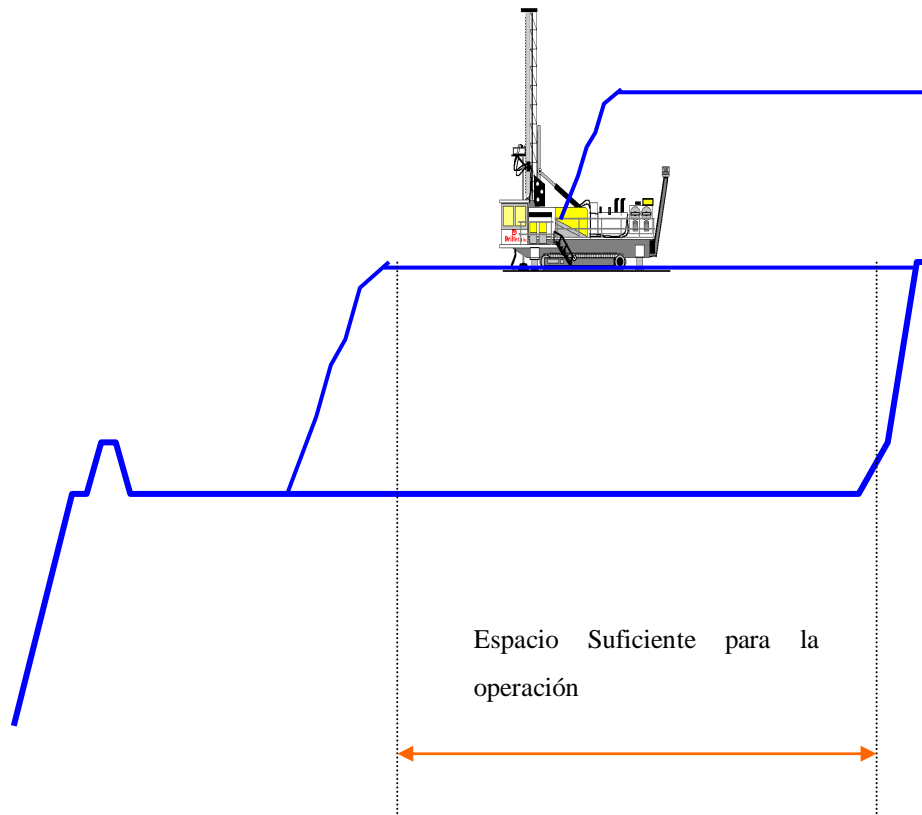


Las bermas de seguridad o para la contención de derrames, se diseñan en función de la probabilidad de que ocurra algún siniestro geomecánico, como el desplazamiento de una cuña o volcamiento de roca (según sea el caso o la situación geomecánica), por lo que será de mucha importancia realizar un buen estudio de dicha probabilidad, ya que el ángulo de talud final de la zona estudiada depende de la longitud de balsa recomendada.

Debemos recordar que el ancho de bermas no necesariamente será uno en todo el rajo, sino que dependerá de las condiciones y características geomecánicas de cada sector.

6.5 Ancho mínimo de operación (Perforación, Carguío y Transporte)

Para la perforación podemos notar que el ancho mínimo de operación está dado por el área sometida a la perforación más un ancho necesario para el tránsito de los equipos ligados a la tarea de perforación y tronadura. Por lo general esta área es cubierta o satisfecha por los otros parámetros geométricos (por ejemplo el ancho mínimo de carguío).

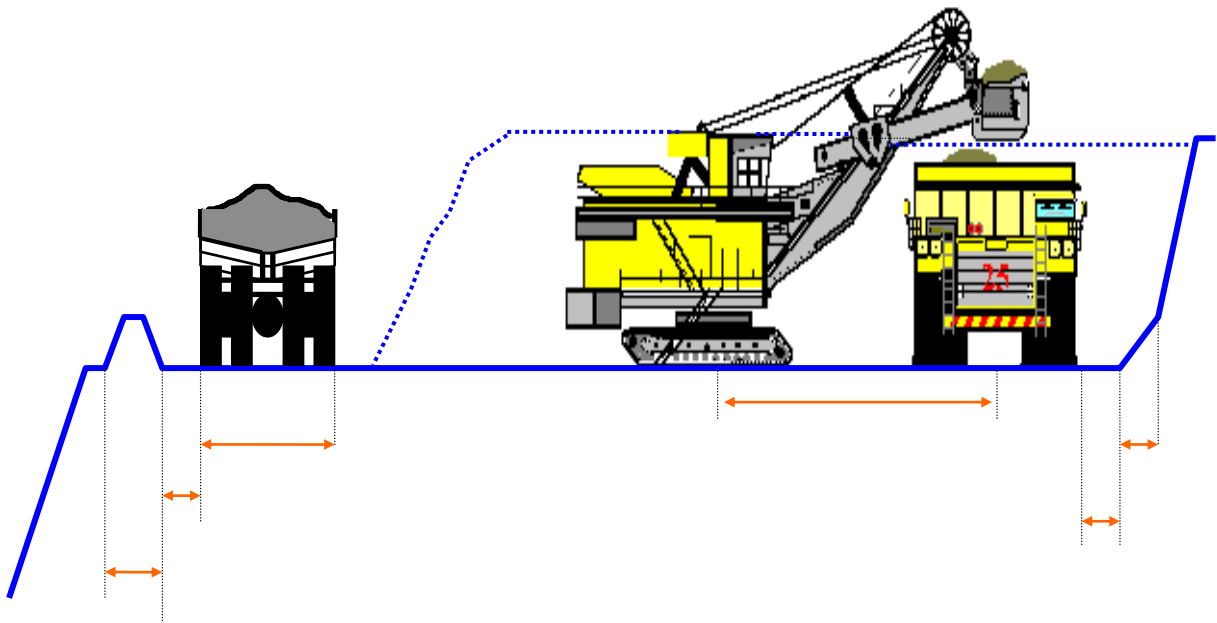


Para el carguío se define el ancho mínimo de carguío como:

$$\text{Ancho mínimo de Carguío} = \text{BS} + \text{DS} + 0.5 \times \text{Ac} + 2 \times \text{RGc} + 0.5 \times \text{Ac} + \text{DS} + \text{DD}$$

$$\text{Ancho mínimo de Carguío} = \text{BS} + 2 \times \text{DS} + \text{Ac} + 2 \times \text{RGc} + \text{DD}$$

- BS** = Baranda de seguridad.
Ac = Ancho del camión.
DS = Distancia de Seguridad.
RGc = Radio de Giro del equipo de carguío o radio mínimo de operación.
DD = Derrames.

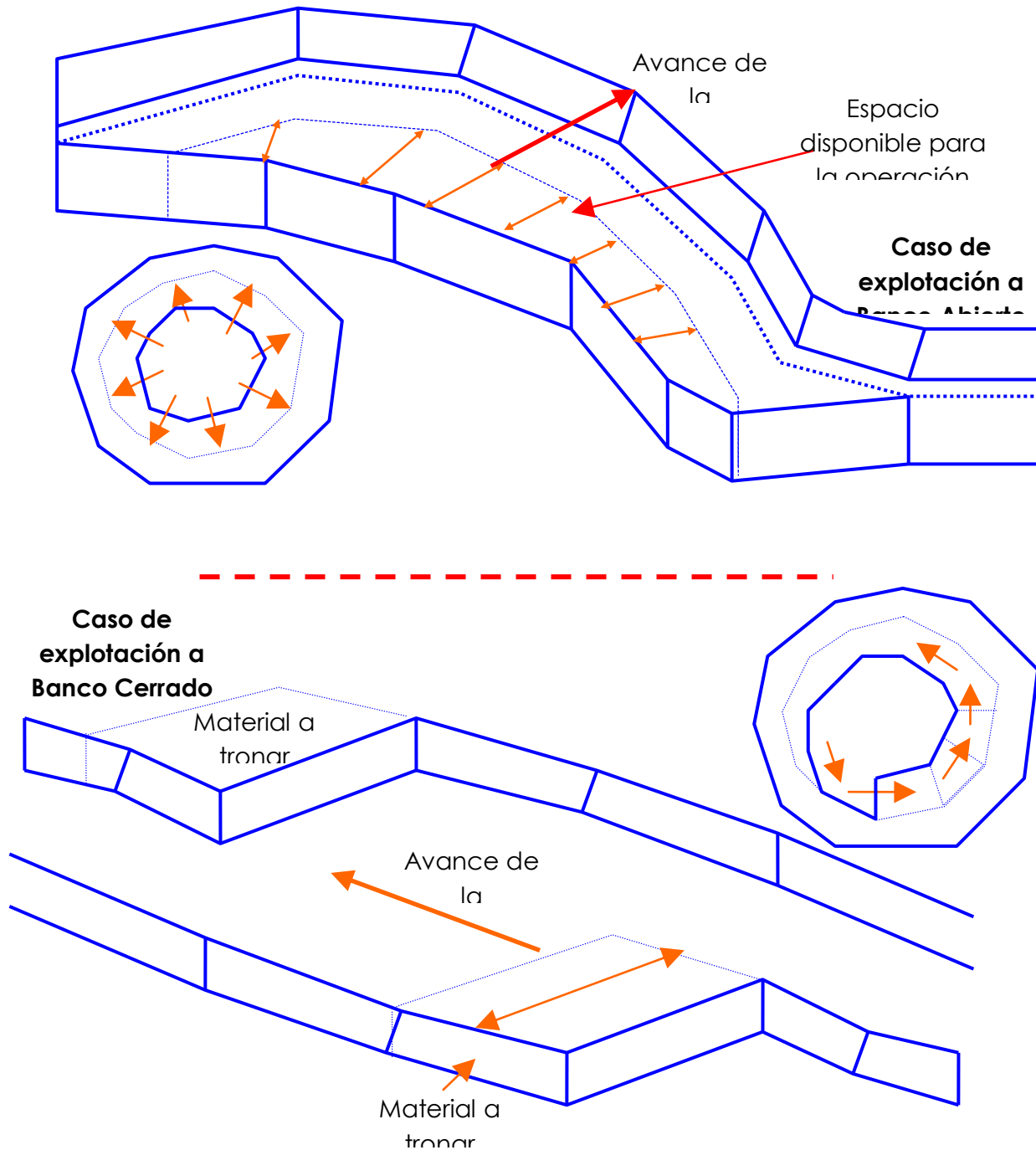


Debemos considerar que para cada caso habrá que calcular el área necesaria para que operen los equipos.

Para el transporte el área mínima de operación corresponde al área en que el camión puede realizar sus maniobras sin problemas y en forma segura. Esta área requiere disponer de las dimensiones físicas de operación del equipo.

6.6 Ancho máximo de expansión

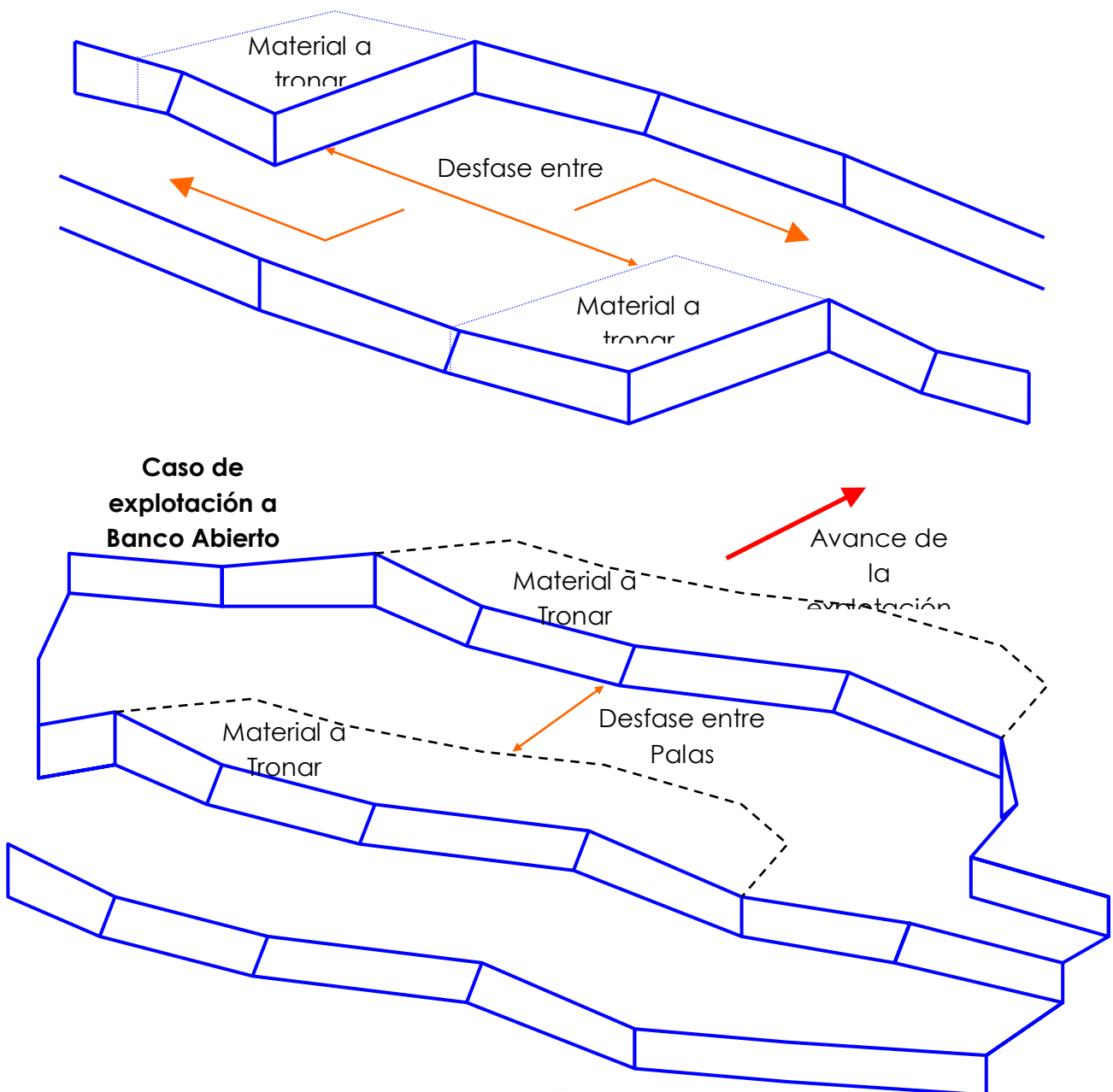
En el caso que se deba realizar una expansión de un banco paralelamente con la expansión de un banco inferior, se debe considerar que los equipos puedan efectivamente operar después de la tronadura, por lo que se debe definir un ancho mínimo de expansión.



6.7 Desfase entre palas o largo mínimo de expansión

En el caso que se deba realizar la operación de carguío en un banco paralelamente con la de un banco inferior, se debe considerar que los equipos puedan efectivamente operar después de la tronadura, por lo que se debe definir una distancia.

Para ello debemos determinar el largo de la tronadura (LT). A esta dimensión se le debe sumar la distancia de posicionamiento del equipo de carguío (palas o cargadores) del banco superior y las distancias de operación de los equipos complementarios (si así fuese necesario).



7. PLANIFICACIÓN EN UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO

La planificación de la explotación de un rajo abierto se puede diferenciar en tres tipos, según el horizonte de planificación:

- Planificación de Largo Plazo.
- Planificación de Mediano Plazo.
- Planificación de Corto Plazo.

De estos tres tipos de planificación, podemos decir que la de corto plazo es la única a la cual se le puede asignar un tiempo preciso, siendo esta planificación la que abarca la producción o la actividad de la faena dentro del día, los próximos cuatro, siete o treinta días, en cambio el horizonte de planificación de mediano y largo plazo dependerá de la duración del proyecto, no es lo mismo el mediano o largo plazo para un proyecto de treinta años contra uno de tres años. Por lo general se entiende como planificación de mediano plazo a la programación anual, detallada en cada uno de los meses.

La planificación de actividades busca programar la extracción de los recursos en función de la información disponible en la operación, es decir a medida que se depura la información se van visualizando los detalles más relevantes de la producción.

En el inicio del proyecto se cuenta con la información del modelo de bloques, dentro de la cual se tiene la ley de cada bloque de dimensiones conocidas (por ejemplo 15 x 50 x 50 metros cúbicos), la cual ha sido asignada por las estadísticas obtenidas por una campaña de sondajes. Ahora bien, inicialmente se sabe o supone esta ley, y en la operación se deben perforar dichos bloques para poder tronarlos posteriormente, de estas perforaciones se obtienen muestras del bloque en cuestión, lo cual nos entrega un valor más real de la ley de dicho bloque, por lo que ya tengo definida de mejor manera la ley con que el material perteneciente a este bloque será enviado a planta. Conociendo los resultados de operación de la planta (recuperación) puedo conocer la cantidad de fino que voy a obtener, la cual debo compararla con la cantidad estimada en el programa de producción del período.

Como podemos ver la información es la herramienta fundamental en esta etapa, ya que los resultados del período dependerán exclusivamente del cumplimiento de lo programado y en función de ese programa se estudiarán a futuro las variaciones necesarias en la operación para una mejora del sistema, traducido en una mejor rentabilidad del proyecto mismo.

Podemos esquematizar la planificación con el siguiente ejemplo:

Proyecto “**PLANIF**”: Yacimiento de sulfuros explotado por rajo abierto, con una duración de 12 años, del cual se pretende extraer 315.000.000 toneladas de mineral con una ley media de 1.01 % de Cu, con una relación E/M promedio igual a 2, la recuperación metalúrgica alcanza el orden del 90 %. El ángulo de talud alcanza los 45°.

Entonces en el largo plazo o conceptualmente podemos decir que:

- En los 12 años se estarían obteniendo 2.863.350 toneladas de Cu fino.
- El ritmo de explotación sería de 75.000 ton/ día de alimentación a planta con una ley media de 1.01 % Cu, lo que arroja una producción de 238.613 ton de Cu fino al año.
- En los 12 años se estarían removiendo 630.000.000 ton de estéril.

En el mediano plazo podríamos decir que:

- Según la distribución de leyes del yacimiento los primeros 6 años se lograría una producción de 155.750.000 toneladas de mineral con destino a planta por año, con una ley media de 1.21 % Cu, y una recuperación metalúrgica de 93 %.
- La producción de fino anual alcanzaría las 292.109 toneladas de Cu.
- La relación E/ M será igual a 1.97.
- El primer año se lograría una producción de 24.500.000 toneladas de mineral, con una ley media de 1.25 % Cu, y una recuperación metalúrgica del 92 %.
- La producción de fino en el primer año alcanzaría las 281.750 toneladas de Cu.
- La relación E/ será igual a 1.9, con un ángulo de talud de 47°.
- Desde el segundo al sexto año se lograría una producción de 26.250.000 toneladas de mineral, con una ley media de 1.20 % Cu, y una recuperación metalúrgica del 93 %.

- La producción de fino en el primer año alcanzaría las 288.067 toneladas de Cu.
- La relación E/M será igual a 2.1, con un ángulo de talud de 46°
- Los primeros 12 meses se lograría una producción mensual de 2.041.667 toneladas de mineral, promedio con una ley media de 1.18 % Cu, y una recuperación metalúrgica del 92 %.
- La producción de fino en el primer mes alcanzaría las 22.798 toneladas de Cu.
- La relación E/M será igual a 1.9, explotándose los bancos del 2545 al 2335, con un ángulo de talud de 44°

En el corto plazo podríamos decir que:

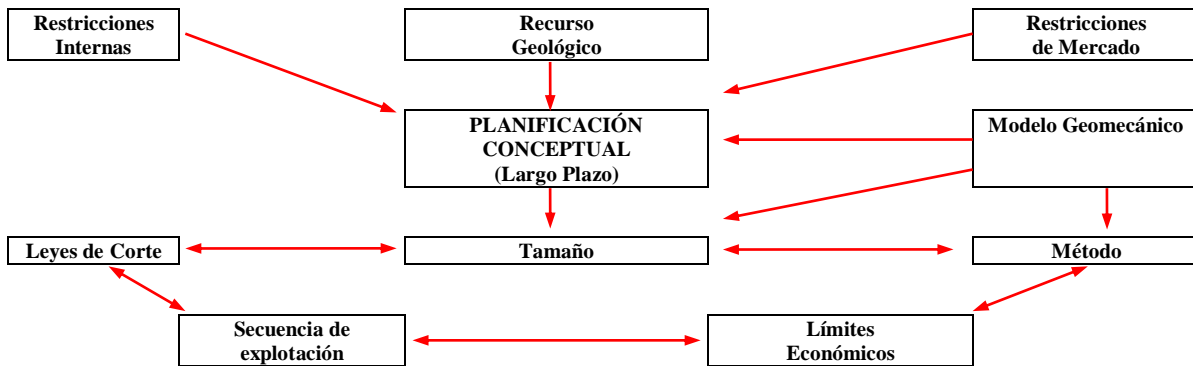
- La producción del mes de Enero alcanzará las 2.170.000 toneladas de mineral, como se estipulaba en el plan de mediano plazo (para el primer año).
- El ángulo de talud de este mes alcanza los 37°, 39°, 43° y 44°, en las semanas respectivas.
- Esta producción se alcanzará con el siguiente programa:

Fecha	Cota Banco	a Planta Ton Mx	a Acopio Ton Bl	a Botad. Ton Es	Ley Mx	Ley Bl	Total Mx	Total Bl	Ley final	Total Es	E/ M
d/m	mts	ton	ton	ton	%	%	Kton	Kton	%	Kton	
02/01	2545	-	2.000	25.000	-	0.71	69	16.8	1.217	129	1.87
	2530	-	800	20.000	-	0.58					
	2515	43.000	12.000	68.000	1.23	0.65					
	2500	18.500	3.000	15.000	1.20	0.63					
	2485	7.500	1.800	1.000	1.19	0.81					
03/01	2545	-	2.000	25.000	-	0.59	71	12.7	1.177	128	1.80
	2530	1.500	1.900	18.000	1.01	0.55					
	2515	35.000	2.000	58.000	1.15	0.65					
	2500	28.000	3.000	25.000	1.25	0.63					
	2485	6.500	3.800	2.000	1.05	0.81					
04/01	2530	4.000	2.500	38.000	0.95	0.52	70	13	1.127	132	1.89
	2515	12.000	2.900	35.000	0.98	0.56					
	2500	25.000	3.000	18.000	1.25	0.68					
	2485	15.000	2.100	23.000	1.01	0.74					
	2470	14.000	2.500	18.000	1.21	0.71					
Etc.											

Debemos considerar además, que la planificación también involucra la programación de la asignación de recursos y actividades ligadas a la operación, por lo que podemos complementar la planificación de corto, mediano y largo plazo con el correspondiente nivel de detalles, considerando:

- Alimentación Planta.
- Leyes.
- Fino.
- Contaminantes.
- Orígenes y Destinos de los materiales.
- Alimentación de botaderos.
- Relación E/M.
- Alimentación de acopios.
- Perfiles de transporte.
- Accesos a los bancos.
- Rampas y caminos.
- Mineral expuesto.
- Secuencia de explotación.
- Alimentación a botaderos.
- Tronaduras.
- Disponibilidades físicas de equipos y mantenimiento.
- Equipos necesarios.
- Rendimientos.
- Insumos y abastecimiento.
- Ángulos de talud.
- Disposición espacial de instalaciones.
- Inversiones.
- Costos.
- Utilidades.
- Etc.

El siguiente cuadro esquematiza el proceso de planificación de Largo plazo o Conceptual.



7.1 Ejemplos de aplicación

Supongamos el siguiente ejemplo para una planificación por período, de la explotación de un banco único:

- Cada Bloque representa 375.000 toneladas en el banco que se ilustra
- Se requiere un tonelaje de envío a planta de 6.000.000 toneladas por Período
- Se requiere cumplir con una relación E/M igual a 0.25
- Supongamos que se debe extraer todos los bloques.
- Recuperación metalúrgica 90 %.

		1.3	1.1	0.9										1.3	1.2				
	1.1	1.1	1.2	1.3	1.2	1.1	0.9	0.8	0.8	1.0	1.1	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3
1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2	1.1	1.0	0.9	1.0	1.0	1.0	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3
1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2	1.0	0.9	0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3
												1.3	1.3	1.3	1.2				
1.3	1.3	1.3	1.3	1.2	0.8	0.7	0.8	0.7	0.7	0.8	0.9	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2
1.3	1.3	1.3	1.2	0.8	0.9	0.8	0.7	0.7	0.6	0.7	0.8	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.2	1.1	
1.3	1.3	1.2	1.1	1.3	0.9	0.9	0.8	0.7	0.6	0.7	0.8	1.1	1.1	1.2	1.2	1.2	1.1	1.0	
1.2	1.2	1.1	1.3	1.3	1.0	0.9	0.8	0.7	0.5		0.8	1.0	1.0	1.1	1.2	1.1	1.0	0.9	
1.1	1.1	1.3	1.3	1.3	1.0	0.9	0.8	0.7			0.7	0.9	0.9	1.0	1.1	1.0	0.9	0.8	
1.3	1.1	1.1	1.1	1.1	1.0						0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	0.9	0.8	0.7	
1.3	1.2	1.0	1.0	1.0	1.0					0.8	0.9	0.9	0.9	0.8	0.9	0.8	0.7	0.6	
	1.3																		
		0.9	0.9	0.9	0.8	0.8	0.8	0.7	0.7	1.0	1.0	1.0	0.9	0.8	0.7				
						0.7	0.7	0.7	0.7	1.0	1.1	1.1	1.0						
							0.6	0.6	0.7	0.9									

1. Como primera restricción, debo enviar a planta las mejores leyes y de los datos anteriores puedo decir que por cada 4 (cuatro) bloques de mineral se deben extraer uno de estéril.

2. Para cumplir con la producción debo extraer periódicamente 16 bloques de mineral, por lo tanto 4 bloques de estéril.

Segundo Período

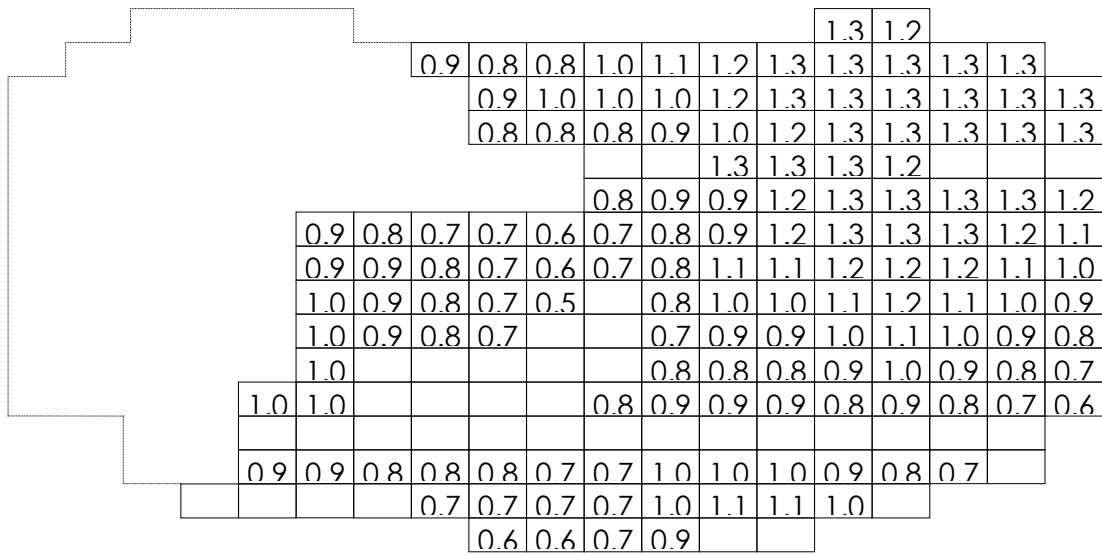
- Ley media = 1.19 %
- Relación E/M mina y real = 0.25
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.

												1.3	1.2																	
									0.9	0.8	0.8	1.0	1.1	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3										
										0.9	1.0	1.0	1.0	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3								
											0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3								
															1.3	1.3	1.3	1.2												
														0.7	0.8	0.9	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2	1.1						
												0.8	0.9	0.8	0.7	0.7	0.6	0.7	0.8	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.2	1.1				
													1.1	1.3	0.9	0.9	0.8	0.7	0.6	0.7	0.8	1.1	1.1	1.2	1.2	1.2	1.1	1.0		
													1.1	1.3	1.3	1.0	0.9	0.8	0.7	0.5		0.8	1.0	1.0	1.1	1.2	1.1	1.0	0.9	
													1.3	1.3	1.3	1.0	0.9	0.8	0.7			0.7	0.9	0.9	1.0	1.1	1.0	0.9	0.8	
													1.1	1.1	1.1	1.0						0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	0.9	0.8	0.7	
													1.0	1.0	1.0	1.0						0.8	0.9	0.9	0.9	0.8	0.9	0.8	0.7	0.6
													1.3																	

$$1.1 \times 5 \quad 1.3 \times 2 \quad 1.2 \times 3 \quad 1.0 \times 2 \quad 0.8 \times 2 \quad 0.7 \times 1 \quad 0.9 \times 1 \quad \square \times 3 \quad 0.7 \times 1$$

Tercer Período

- Ley media = 1.056 %
- Relación E/M mina = 0.25
- Relación E/M real = 0.18
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje de envío a acopio = 375.000 toneladas de mineral.
- Ley de envío a acopio = 0.7 %
- Tonelaje total en acopio = 375.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.7 %



$$1.1 \times 5 \quad 1.3 \times 7 \quad 1.0 \times 2 \quad 0.9 \times 1 \quad 0.8 \times 1 \quad \square \times 3 \quad 0.7 \times 1$$

Cuarto Período

- Ley media = 1.144 %
- Relación E/M mina = 0.25
- Relación E/M real = 0.18
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje de envío a acopio = 375.000 toneladas de mineral.
- Ley de envío a acopio = 0.7 %
- Tonelaje total en acopio = 750.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.7 %

													1.3	1.2				
													1.3	1.3	1.3	1.3		
													1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	
													1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3
													1.3	1.3	1.2			
								0.8	0.9	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2	
		0.9	0.8	0.7	0.7	0.6	0.7	0.8	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.2	1.1			
		0.9	0.9	0.8	0.7	0.6	0.7	0.8	1.1	1.1	1.2	1.2	1.2	1.1	1.0			
		1.0	0.9	0.8	0.7	0.5		0.8	1.0	1.0	1.1	1.2	1.1	1.0	0.9			
		1.0	0.9	0.8	0.7			0.7	0.9	0.9	1.0	1.1	1.0	0.9	0.8			
		1.0						0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	0.9	0.8	0.7			
	1.0	1.0						0.8	0.9	0.9	0.9	0.8	0.9	0.8	0.7	0.6		
		0.9	0.9	0.8	0.8	0.8	0.7	0.7	1.0	1.0	1.0	0.9	0.8	0.7				
					0.7	0.7	0.7	0.7	1.0	1.1	1.1	1.0						
						0.6	0.6	0.7	0.9									

1.1 x 1 1.3 x 3 1.0 x 5 0.9 x 3 0.8 x 2 1.2 x 2 x 2 x 2 0.8 x 2

Quinto Período

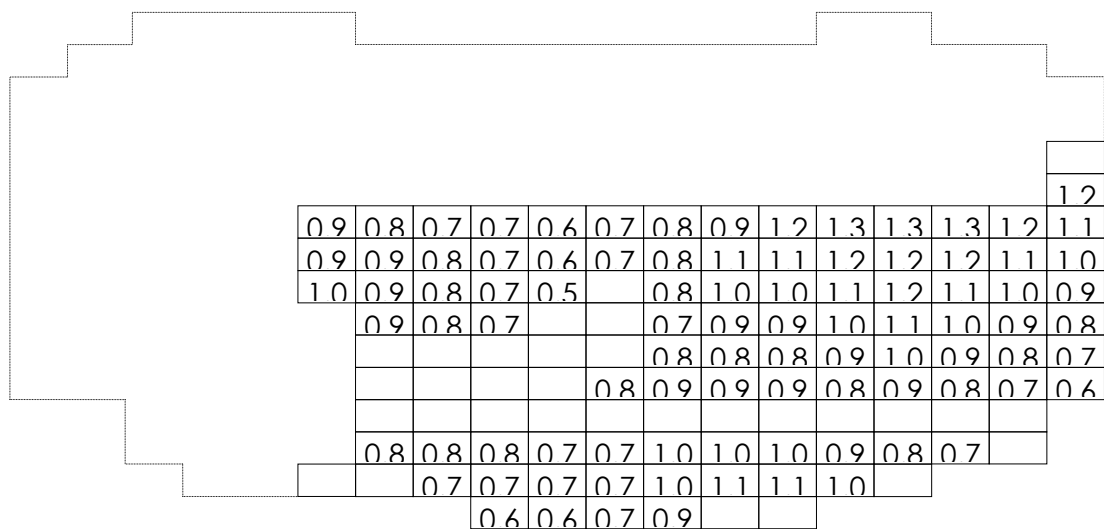
- Ley media = 1.044 %
- Relación E/M mina = 0.25
- Relación E/M real = 0.11
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje de envío a acopio = 750.000 toneladas de mineral.
- Ley de envío a acopio = 0.8 %
- Tonelaje total en acopio = 1.500.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.75 %

														1.3	1.3		
														1.3	1.3		
														1.3	1.3		
										0.9	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.3	1.2
		0.9	0.8	0.7	0.7	0.6	0.7	0.8	0.9	1.2	1.3	1.3	1.3	1.2	1.1		
		0.9	0.9	0.8	0.7	0.6	0.7	0.8	1.1	1.1	1.2	1.2	1.2	1.1	1.0		
		1.0	0.9	0.8	0.7	0.5		0.8	1.0	1.0	1.1	1.2	1.1	1.0	0.9		
		1.0	0.9	0.8	0.7			0.7	0.9	0.9	1.0	1.1	1.0	0.9	0.8		
		1.0						0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	0.9	0.8	0.7		
		1.0						0.8	0.9	0.9	0.9	0.8	0.9	0.8	0.7	0.6	
		0.9	0.8	0.8	0.8	0.7	0.7	1.0	1.0	1.0	0.9	0.8	0.7				
					0.7	0.7	0.7	0.7	1.0	1.1	1.1	1.0					
						0.6	0.6	0.7	0.9								

1.3 x 1.2 x 3 1.0 x 1 0.9 x 1 x 3 0.8 x 1

Sexto Período

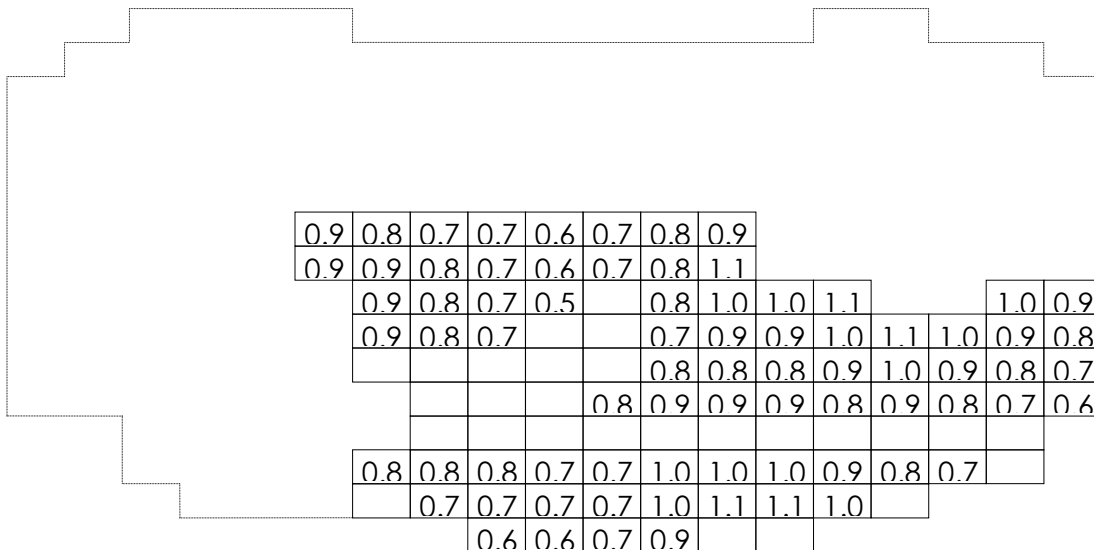
- Ley media = 1.238 %
- Relación E/M mina = 0.25
- Relación E/M real = 0.18
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje de envío a acopio = 375.000 toneladas de mineral.
- Ley de envío a acopio = 0.8 %
- Tonelaje total en acopio = 1.875.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.76 %



$$1.3 \times 1.2 \times 1 \times 1.0 \times 4 \times 0.9 \times 1 \times \square \times 2 \quad \square \times 2$$

Séptimo Período

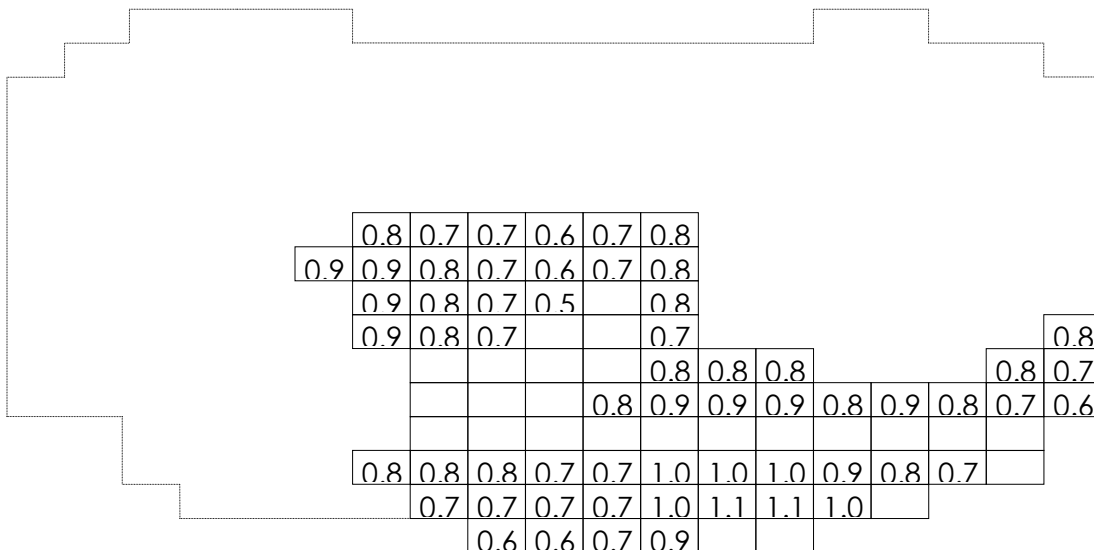
- Ley media = 1.194 %
- Relación E/M mina = 0.25
- Relación E/M real = 0.11
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje de envío a acopio = 750.000 toneladas de mineral.
- Ley de envío a acopio = 0.9 %
- Tonelaje total en acopio = 2.625.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.8 %



1.3 x 3 1.2 x 7 1.0 x 2 1.1 x 4 x 4

Octavo Período

- Ley media = 1.169 %
- Relación E/M mina y real = 0.25
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje total en acopia = 2.625.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopia = 0.8 %

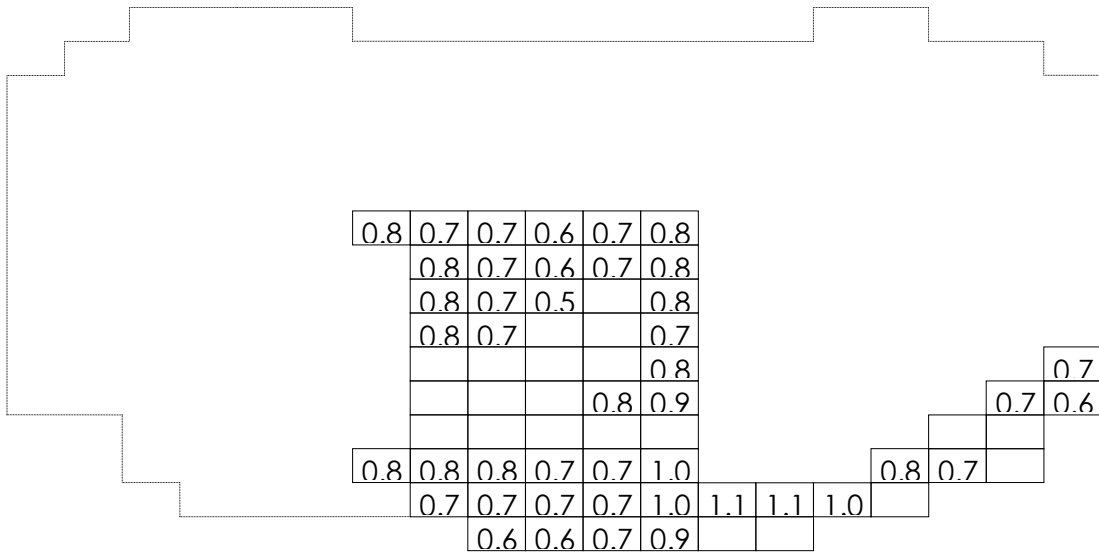


1.1 x 4 1.0 x 5 0.9 x 7 x 3

0.9 x 1

Noveno Período

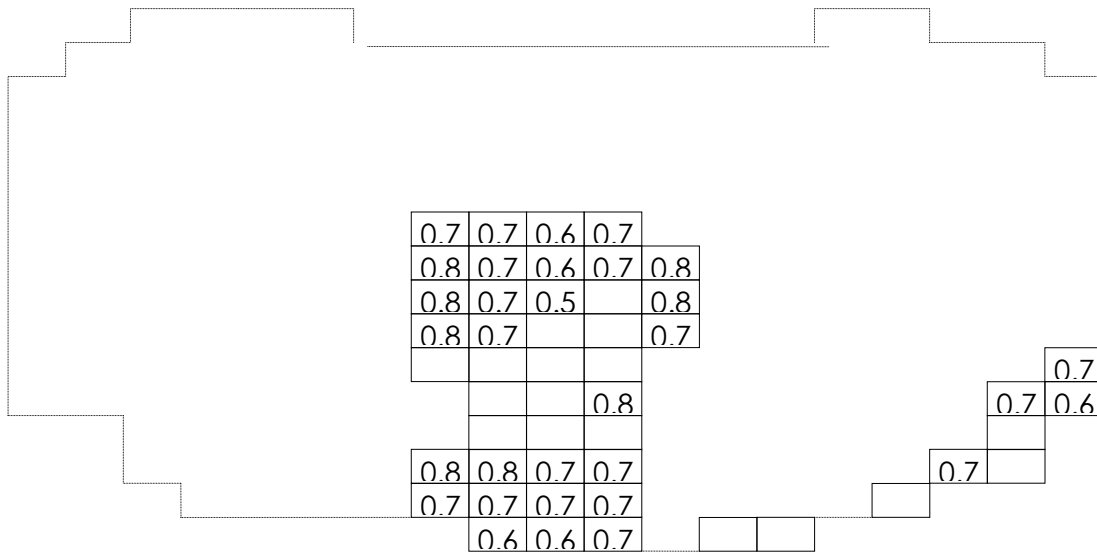
- Ley media = 0.981 %
- Relación E/M mina = 0.25
- Relación E/M real = 0.18
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje de envío a acopio = 375.000 toneladas de mineral.
- Ley de envío a acopio = 0.9 %
- Tonelaje total en acopio = 3.000.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.813 %



1.0 x 2 0.9 x 8 0.8 x 6 x 4 Se privilegia la apertura del mineral de

Décimo Período

- Ley media = 0.875 %
- Relación E/M mina y real = 0.25
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje total en acopio = 3.000.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.813 %

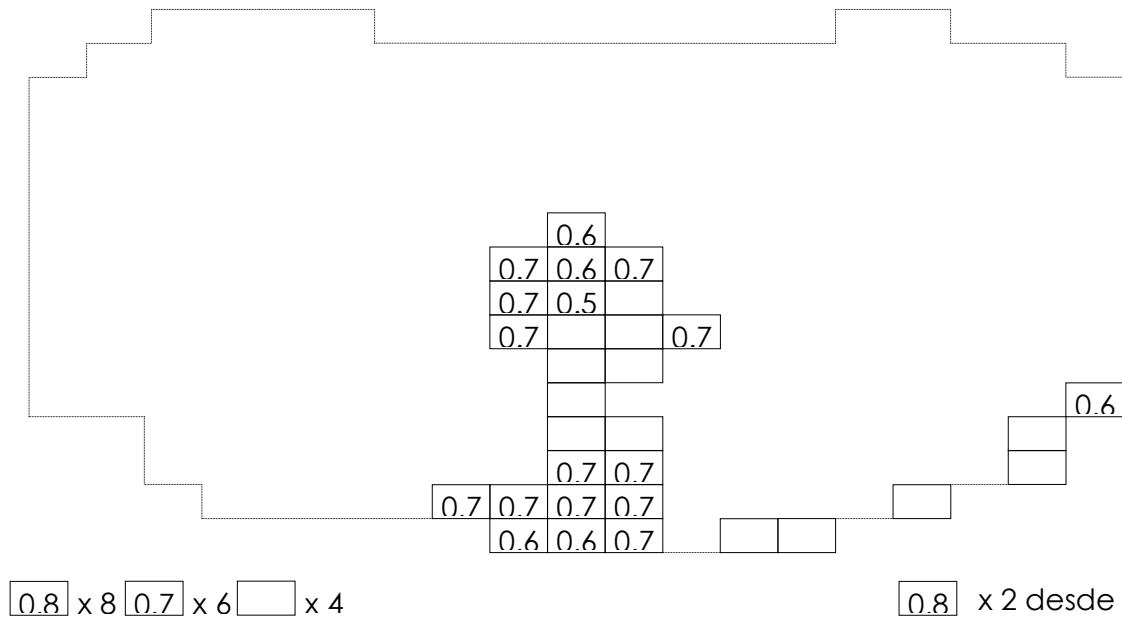


1.1 x 2 1.0 x 3 0.9 x 2 0.8 x 5 x 4

0.8 x 4 desde

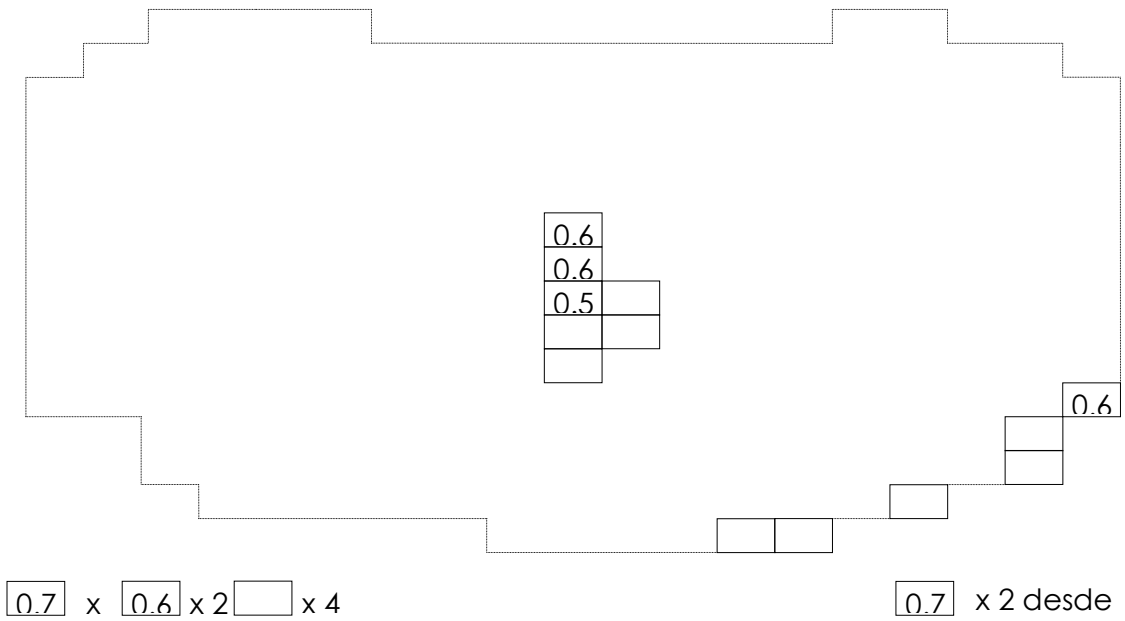
Decimoprimer Periodo

- Ley media = 0.906 %
- Relación E/M mina = 0.33
- Relación E/M real = 0.25
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje extraído de acopio = 1.500.000 toneladas de mineral.
- Ley extraída de acopio = 0.875 %
- Tonelaje total en acopio = 1.500.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.75 %



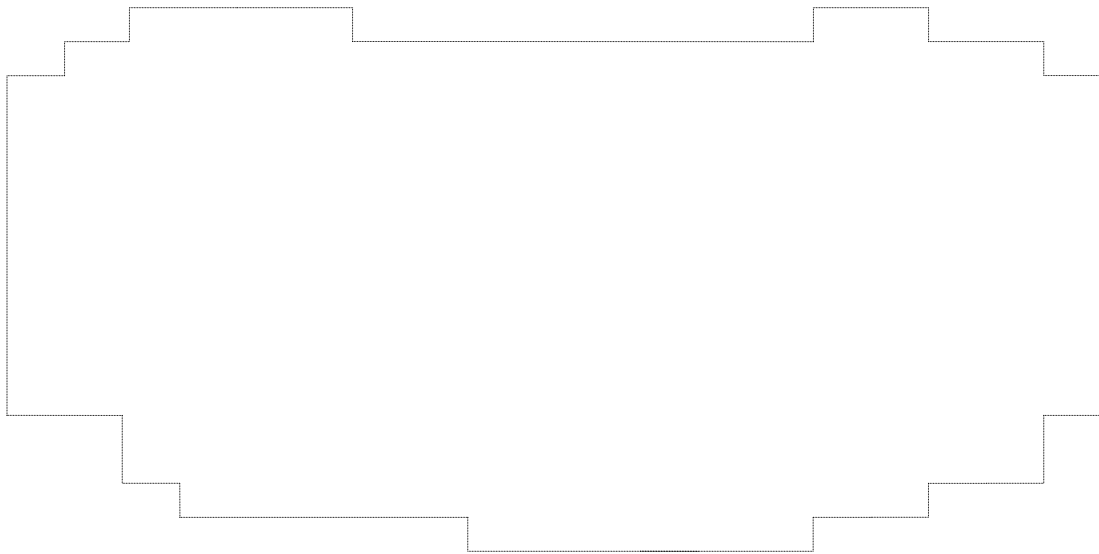
Duodécimo Período

- Ley media = 0.763 %
- Relación E/M mina = 0.29
- Relación E/M real = 0.25
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje extraído de acopio = 750.000 toneladas de mineral.
- Ley extraída de acopio = 0.8 %
- Tonelaje total en acopio = 750.000 toneladas de mineral.
- Ley media acopio = 0.7 %



Decimotercer Período

- Ley media = 0.686 %
- Relación E/M mina y real = 0.29
- Relación E/M real = 0.25
- Tonelaje de envío a planta = 6.000.000 toneladas de mineral.
- Tonelaje extraído de acopio = 750.000 toneladas de mineral.
- Ley extraída de acopio = 0.7 %
- Tonelaje de envío a acopio = 0 toneladas de mineral.



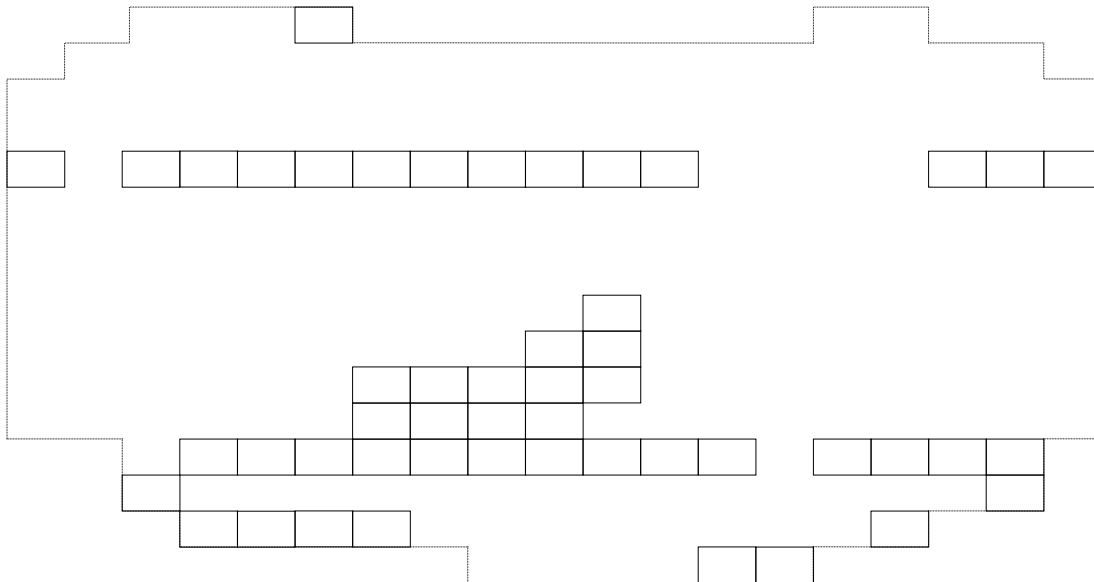
$0.6 \times 3 \ 0.5 \times 1 \ \square \times 9$

Decimocuarto Período

- Ley media = 0.575 %
- Relación E/M mina y real = 2.25
- Tonelaje de envío a planta = 1.500.000 toneladas de mineral.

Per.	Mineral a Planta	Ley Envío a Planta	Entrada Mineral Acopio	Ley Entrada Acopio	Salida Mineral Acopio	Ley Salida Acopio	Total Acopio	Ley Acopio	Estéril	E/M Mina	E/M Real	Movto. Total Mina	Cu Fino
	Kton	%	Kton	%	Kton	%	Kton	%					
1	6000	1.3							1500	0.25	0.25	7500	78.00
2	6000	1.19							1500	0.25	0.25	7500	71.40
3	6000	1.056	375	0.7			375	0.7	1125	0.25	0.18	7500	63.36
4	6000	1.144	375	0.7			750	0.7	1125	0.25	0.18	7500	68.64
5	6000	1.044	750	0.8			1500	0.75	750	0.25	0.11	7500	62.64
6	6000	1.238	375	0.8			1875	0.76	1125	0.25	0.18	7500	74.28
7	6000	1.194	750	0.9			2625	0.8	750	0.25	0.11	7500	71.64
8	6000	1.169					2625	0.8	1500	0.25	0.25	7500	70.14
9	6000	0.981	375	0.9			3000	0.813	1125	0.25	0.18	7500	58.86
10	6000	0.875					3000	0.813	1500	0.25	0.25	7500	52.50
11	6000	0.906			1500	0.875	1500	0.75	1500	0.33	0.25	7500	54.36
12	6000	0.763			750	0.8	750	0.7	1500	0.29	0.25	7500	45.78
13	6000	0.686			750	0.7	0	0	1500	0.29	0.25	7500	41.16
14	1500	0.575							3375	2.25	2.25	4875	8.63
TOT	79500	1.033	3000	0.813	3000	0.813	0	0	19875	0.25	0.25	102375	821.19

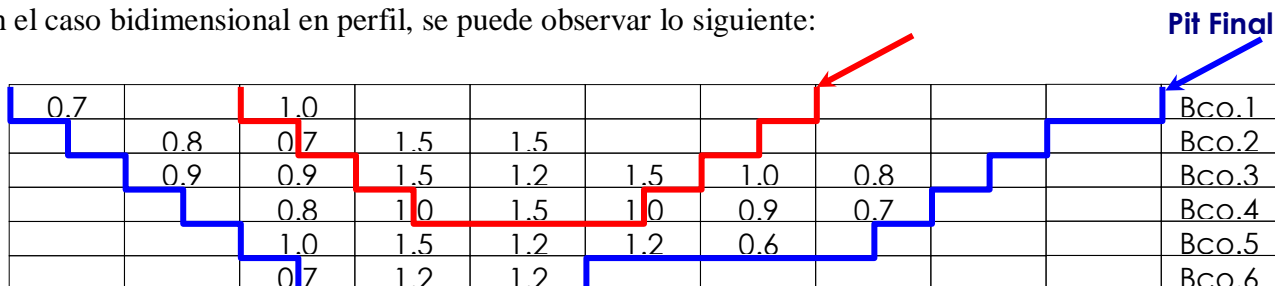
Si quitamos la restricción de sacar todos los bloques, lo más probable es que nuestro banco único hubiese quedado de la siguiente forma:



En resumen podemos observar que se sacaron solamente 2 bloques de estéril, con el fin de generar accesos inmediatos o más temprano a zonas mineralizadas, lo que confirma que el movimiento de estéril se realiza solamente con el fin de permitir extraer reservas minerales de la “mejor manera posible”, es decir maximizando los beneficios de la explotación.

Bloques	Mineral Toneladas	Ley % Cu			Cu Fino Toneladas
57	21.375.000	1.3			250.087,5
23	8.625.000	1.2			93.150
23	8.625.000	1.1			85.387,5
26	9.750.000	1.0			87.750
28	10.500.000	0.9			85.050
28	10.500.000	0.8			75.600
21	7.875.000	0.7			49.612,5
5	1.875.000	0.6	Estéril Toneladas	E/M	10.125
1	375.000	0.5			1.687,5
212	79.500.000	1.032	750.000	0.009	738.450

En el caso bidimensional en perfil, se puede observar lo siguiente:

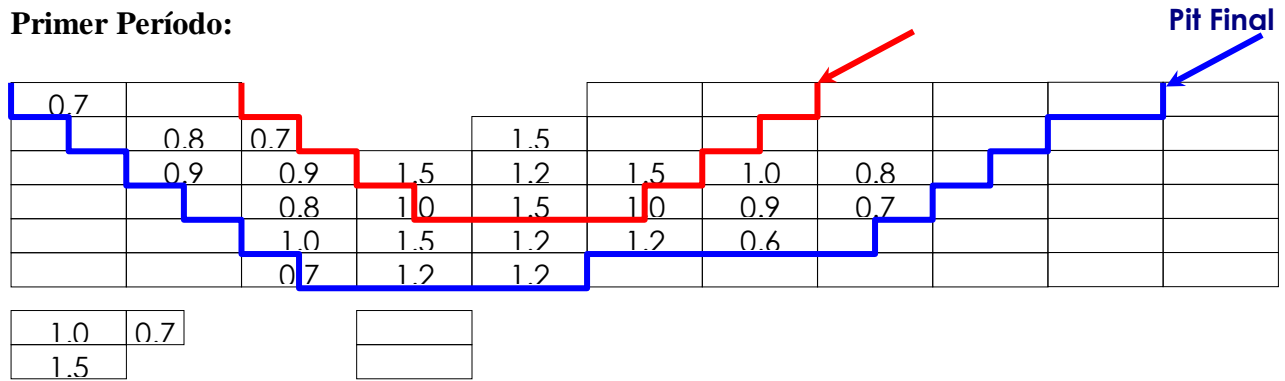


Considerando los siguientes supuestos:

- Cada Bloque representa 375.000 toneladas.
- Tonelaje de envío a planta de 1.125.000 toneladas al Período.
- Se requiere mantener una Relación E/M aproximada de **0.5**.
- Recuperación metalúrgica 90 %.

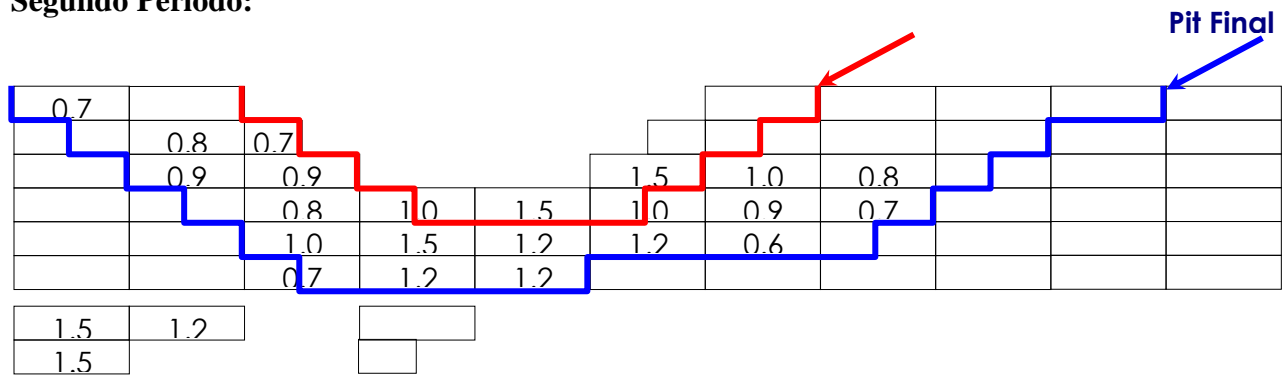
Entonces:

Primer Período:



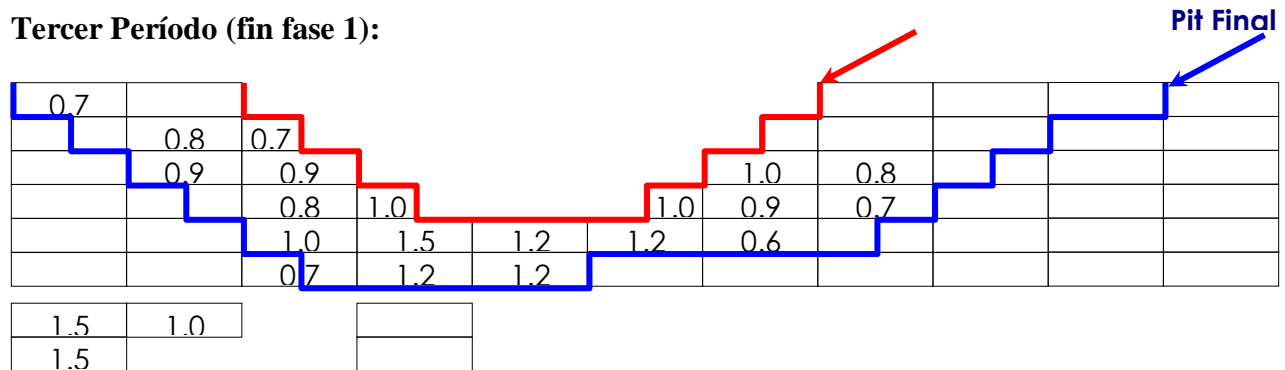
- Ley media = 1.14 %
- Relación E/M = 0.8
- Tonelaje de envío a planta = 937.500 toneladas de mineral.

Segundo Período:



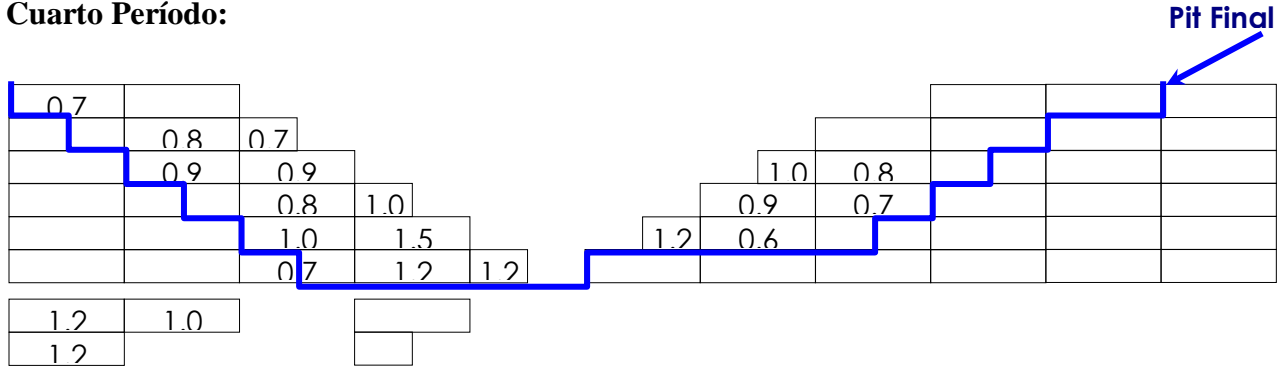
- Ley media = 1.4 %
- Relación E/M = 0.5
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Tercer Período (fin fase 1):



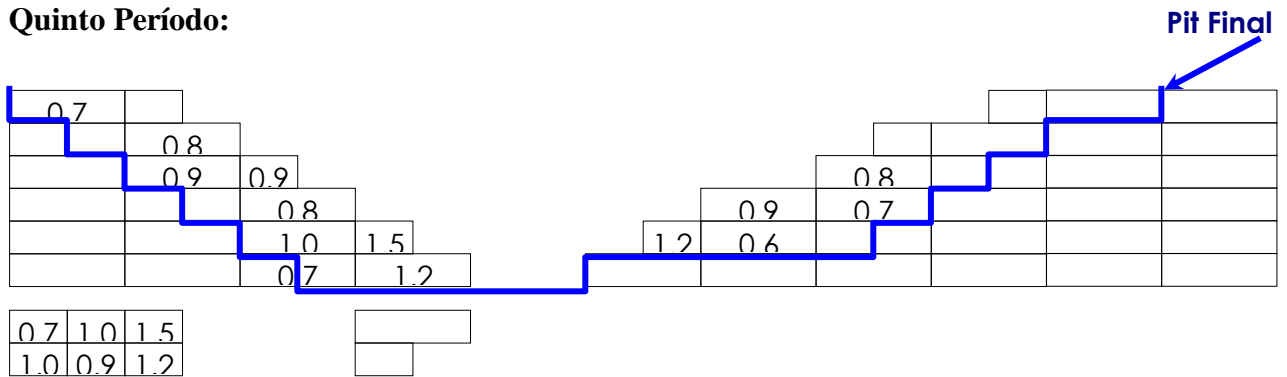
- Ley media = 1.33 %
- Relación E/M = 0.67
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Cuarto Período:



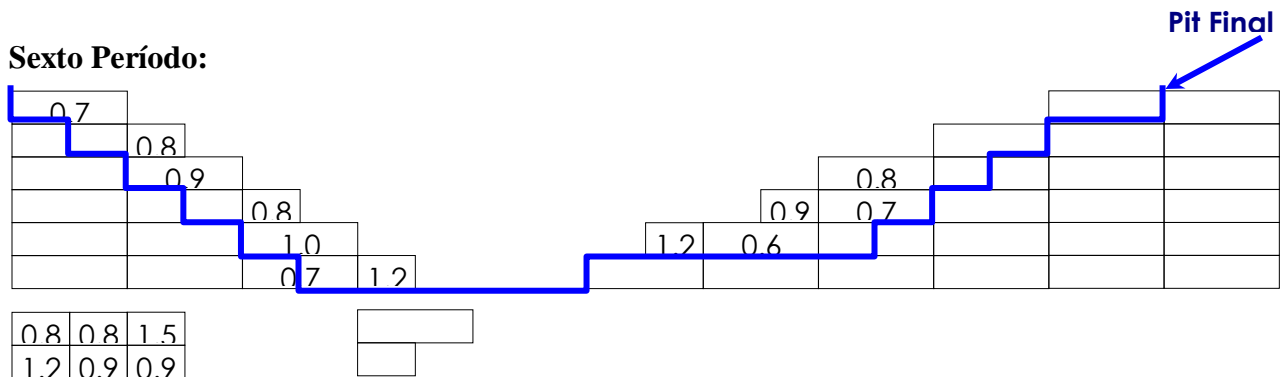
- Ley media = 1.13 %
- Relación E/M mina y real = 0.5
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Quinto Período:



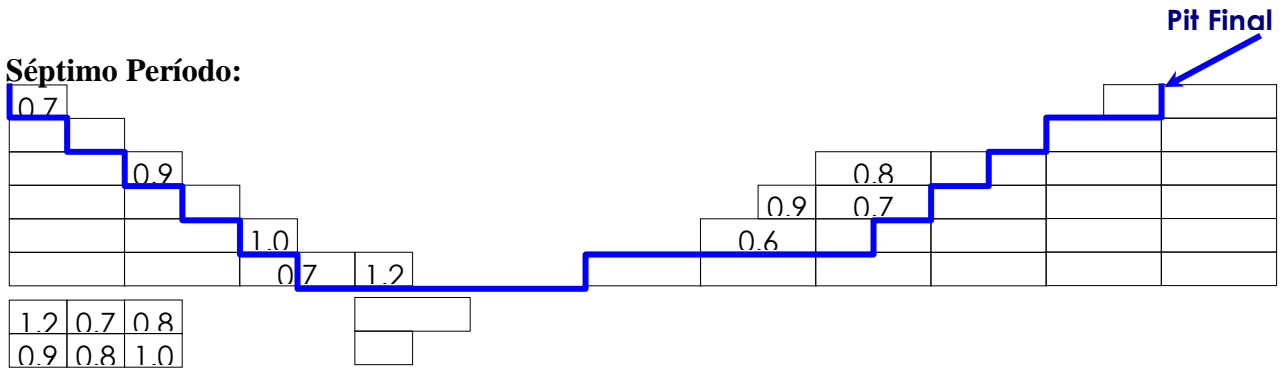
- Ley media = 1.05 %
- Relación E/M mina y real = 0.5
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Sexto Período:



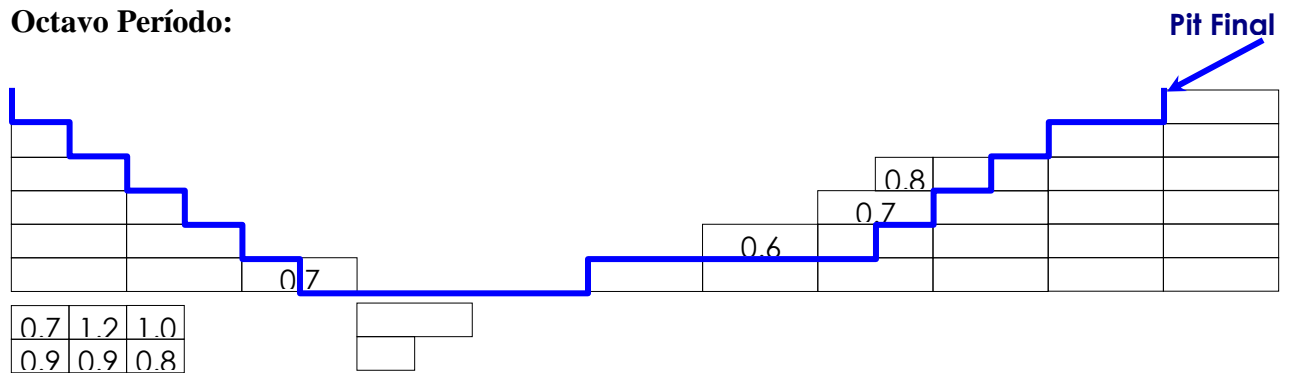
- Ley media = 1.02 %
- Relación E/M mina y real = 0.5
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Séptimo Período:



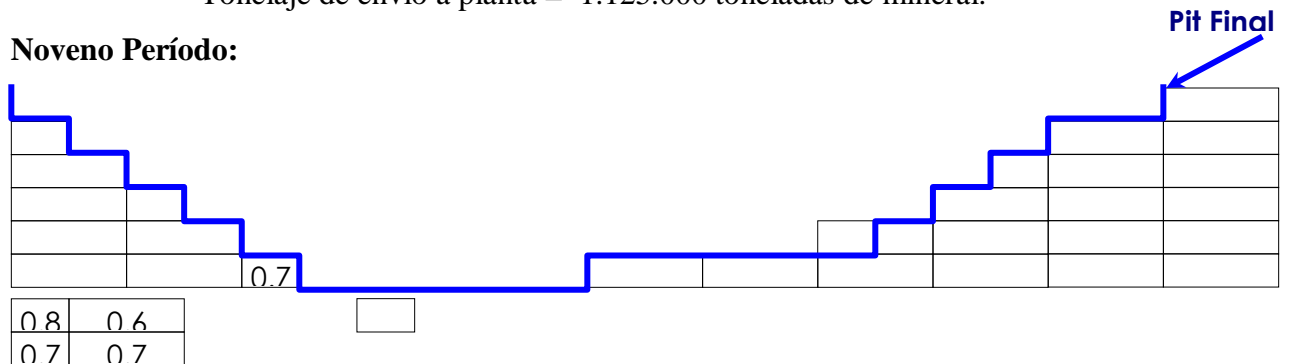
- Ley media = 0.9 %
- Relación E/M mina y real = 0.5
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Octavo Período:



- Ley media = 0.92 %
- Relación E/M mina y real = 0.5
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Noveno Período:



- Ley media = 0.68 %
- Relación E/M mina y real = 0.17
- Tonelaje de envío a planta = 1.125.000 toneladas de mineral.

Período	Mineral a Planta	Ley Envío a Planta	Estéril	E/M	Movimiento Total Mina	Cu Fino
	Toneladas	%	Toneladas		Toneladas	Toneladas
1	937.500	1.14	750.000	0.8	1.687.500	9.617
2	1.125.000	1.4	562.500	0.5	1.687.500	14.175
3	1.125.000	1.33	750.000	0.67	1.875.000	13.466
4	1.125.000	1.13	562.500	0.5	1.687.500	11.441
5	1.125.000	1.05	562.500	0.5	1.687.500	10.631
6	1.125.000	1.02	562.500	0.5	1.687.500	10.327
7	1.125.000	0.9	562.500	0.5	1.687.500	9.113
8	1.125.000	0.92	562.500	0.5	1.687.500	9.315
9	1.125.000	0.68	187.500	0.17	1.312.500	6.885
TOT	9.937.500	1.06	5.062.500	0.51	15.000.000	94.804

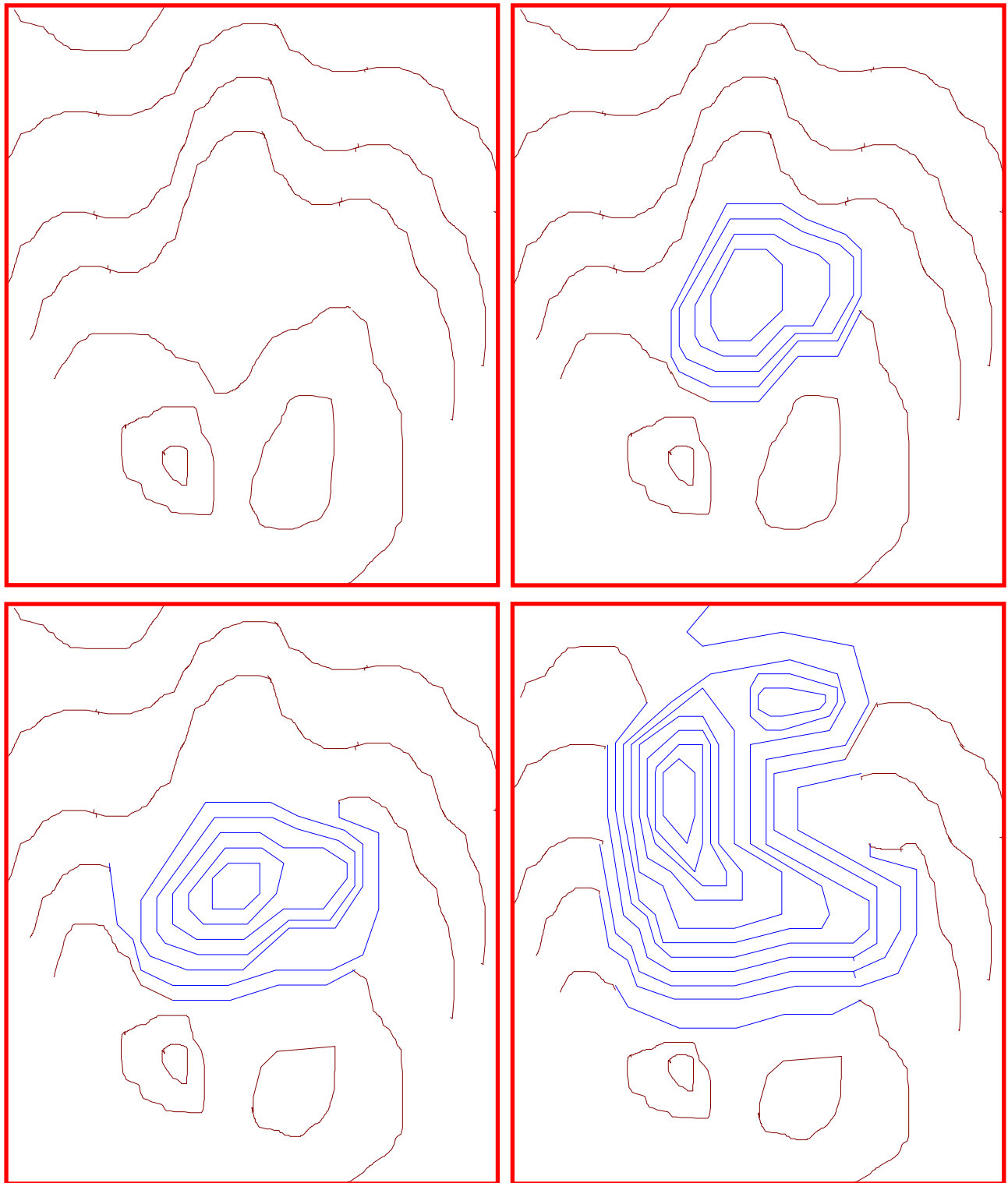
Otra manera de presentar los datos es la siguiente:

Período	Banco	Fase en Explotación	Mineral Toneladas	Ley % Cu	Estéril Toneladas	E/M	Mov. Tot. Toneladas	Cu Fino Toneladas
1	1	F1	375.000	1.0	750.000	2.0	1.125.000	3.375
1	2	F1	375.000	1.5	0	0	750.000	5.063
1	2	F1	187.500	0.7	0	0		1.181
Total	1-2	F1	937.500	1.14	750.000	0.8	1.875.000	9.619
2	1	F1			375.000		375.000	
2	2	F1	375.000	1.5	187.500	0.5	562.500	5.063
2	3	F1	375.000	1.5		0	750.000	5.062
2	3	F1	375.000	1.2		0		4.050
Total	1-3	F1	1.125.000	1.4	562.500	0.5	1.687.500	14.175
3	1	F1			375.000		375.000	
3	2	F1			375.000		375.000	

3	3	F1	375.000	1.5		0	375.000	5.063
3	4	F1	375.000	1.5		0	750.000	5.062
3	4	F1	187.500	1.0		0		1.687
3	4	F1	187.500	1.0		0		1.688
Total	1-4	F1	1.125.000	1.33	750.000	0.67	1.875.000	13.500
4	1	PF			375.000		375.000	
4	2	PF			187.500		187.500	
4	3	PF	187.500	1.0		0	187.500	1.687
4	4	PF	187.500	1.0		0	187.500	1.688
4	5	PF	562.500	1.2		0	562.500	6.075
4	6	PF	187.500	1.2		0	187.500	2.025
Total	1-6	PF	1.125.000	1.13	562.500	0.5	1.687.500	11.475
5	1	PF			187.500		187.500	
5	1	PF			187.500		187.500	
5	2	PF	187.500	0.7	187.500	1	375.000	1.181
5	3	PF	187.500	1.0		0	187.500	1.688
5	3	PF	187.500	0.9		0	187.500	1.518
5	4	PF	187.500	1.0		0	187.500	1.687
5	5	PF	187.500	1.5		0	187.500	2.531
5	6	PF	187.500	1.2		0	187.500	2.025
Total	1-6	PF	1.125.000	1.05	562.500	0.5	1.687.500	10.630
6	1	PF			187.500		187.500	
6	1	PF			187.500		187.500	
6	2	PF	187.500	0.8	187.500	1	375.000	1.350
6	3	PF	187.500	0.9		0	187.500	1.518
6	4	PF	187.500	0.8		0	187.500	1.350
6	4	PF	187.500	0.9		0	187.500	1.519
6	5	PF	187.500	1.5		0	187.500	2.531
6	6	PF	187.500	1.2		0	187.500	2.025
Total	1-6	PF	1.125.000	1.02	562.500	0.5	1.687.500	10.327
7	1	PF	187.500	0.7	187.500	1	375.000	1.181
7	2	PF	187.500	0.8	375.000	2	562.500	1.350
7	3	PF	187.500	0.9		0	187.500	1.519
7	4	PF	187.500	0.8		0	187.500	1.350
7	5	PF	187.500	1.0		0	375.000	1.688
7	5	PF	187.500	1.2		0		2.025
Total	1-5	PF	1.125.000	0.9	562.500	0.5	1.687.500	9.113
8	1	PF	187.500	0.7	187.500	1	375.000	1.181
8	2	PF			187.500		187.500	
8	3	PF	187.500	0.9		0	375.000	1.519
8	3	PF	187.500	0.8		0		1.350
8	4	PF	187.500	0.9	187.500	1	375.000	1.518
8	5	PF	187.500	1.0		0	187.500	1.688
8	6	PF	187.500	1.2		0	187.500	2.025
Total	1-6	PF	1.125.000	0.92	562.500	0.5	1.687.500	9.281
9	3	PF	187.500	0.8	187.500	1	375.000	1.350
9	4	PF	375.000	0.7		0	375.000	2.363
9	5	PF	375.000	0.6		0	375.000	2.025
9	6	PF	187.500	0.7		0	187.500	1.181
Total	3-6	PF	1.125.000	0.68	187.500	0.17	1.312.500	6.919
TOTAL	1-6	F1 - PF	9.938.500	1.06	5.062.500	0.51	15.000.000	95.039

7.2 Fotos anuales

Las fotos anuales son el estado en que se encuentra la explotación al final del año (o períodos: fotos por períodos).

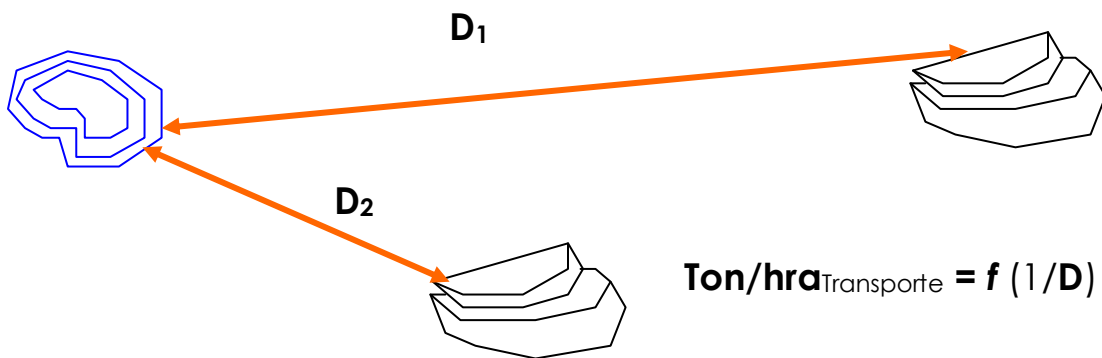


8. DISEÑO DE BOTADEROS

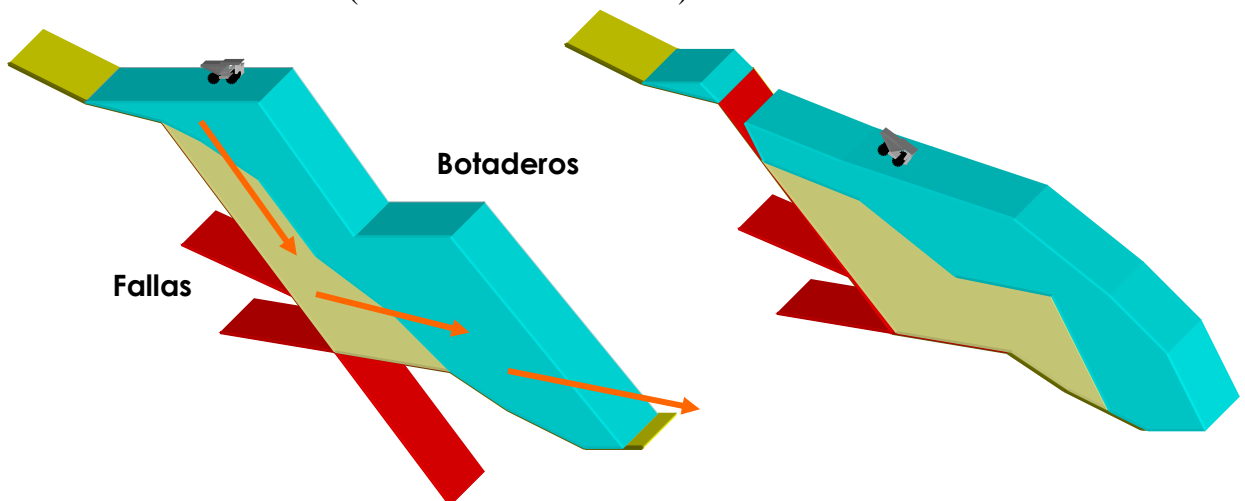
El material estéril extraído de la mina, debe ser dispuesto en lugares específicos y adecuados para este fin, por lo que tendremos que definir las características de estos lugares.

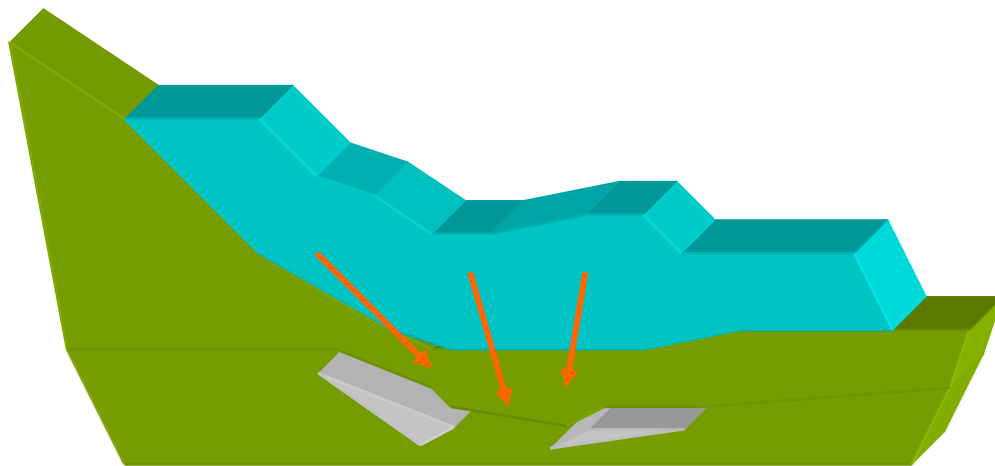
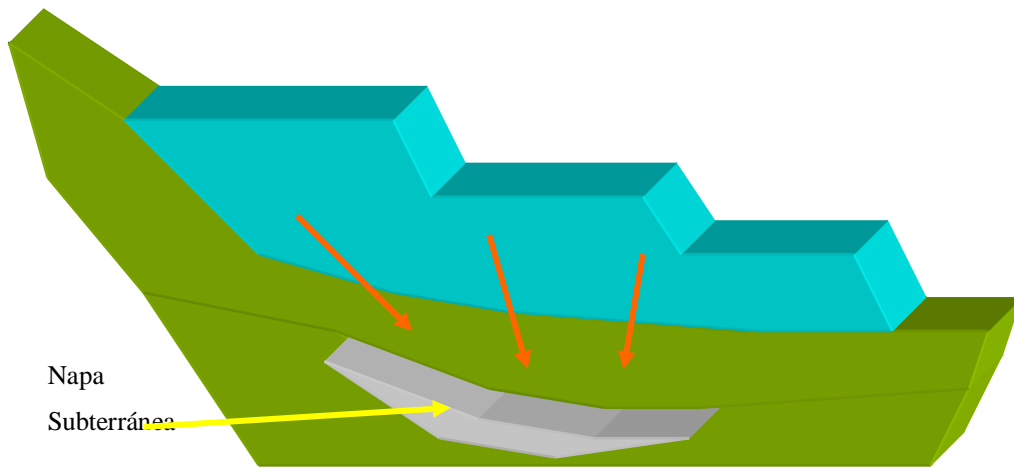
Un buen lugar para un botadero lo constituirá el sector que cumpla de mejor manera todas las exigencias para su habilitación, tanto técnicas como económicas, de las cuales podemos mencionar las siguientes:

- La distancia entre el punto de carga de los camiones en la mina y el lugar de descarga del material estéril (o botadero) debe ser la mínima posible, por una razón económica, ya que el rendimiento de los equipos de transporte es afectado por esta distancia.

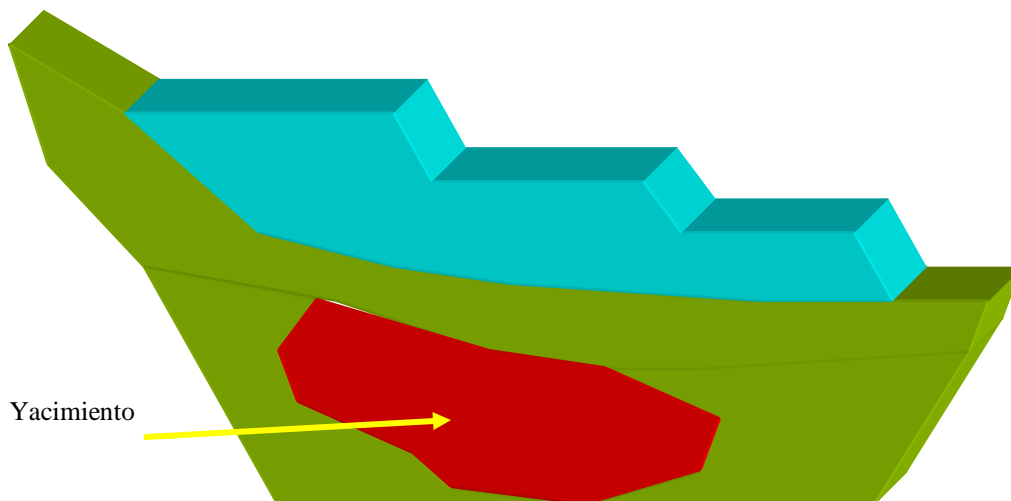


- El lugar donde se depositarán los escombros o estéril debe ser geológica y geomecánicamente apto para ello, ya que la gran cantidad de material a depositar puede generar siniestros geomecánicos en el sector mismo (hundimiento) o en sectores aledaños (distribución de esfuerzos).





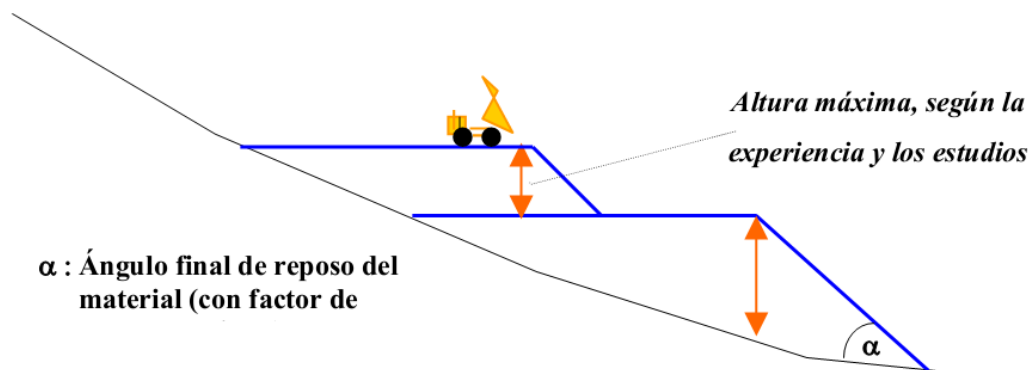
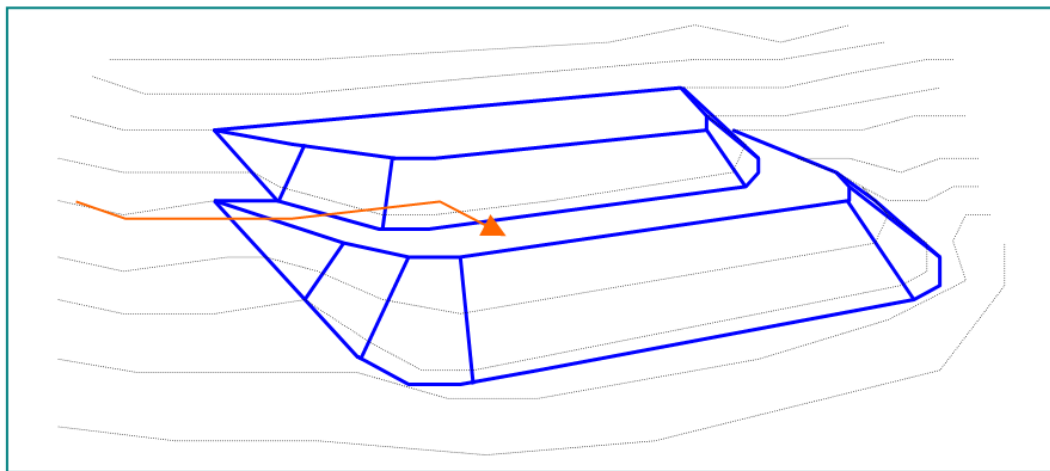
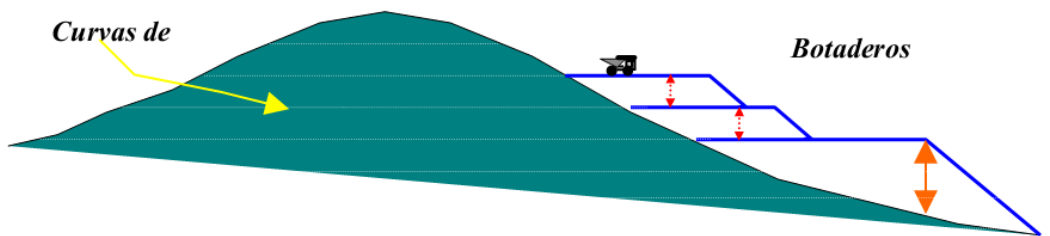
- El sector elegido debe carecer de importancia económica en el presente y en un futuro, es decir hay que comprobar la inexistencia de recursos utilizables en el sector (por ejemplo un yacimiento con bajo interés económico hoy, pero que puede ser interesante en el futuro, o una reserva importante de agua, etc.).

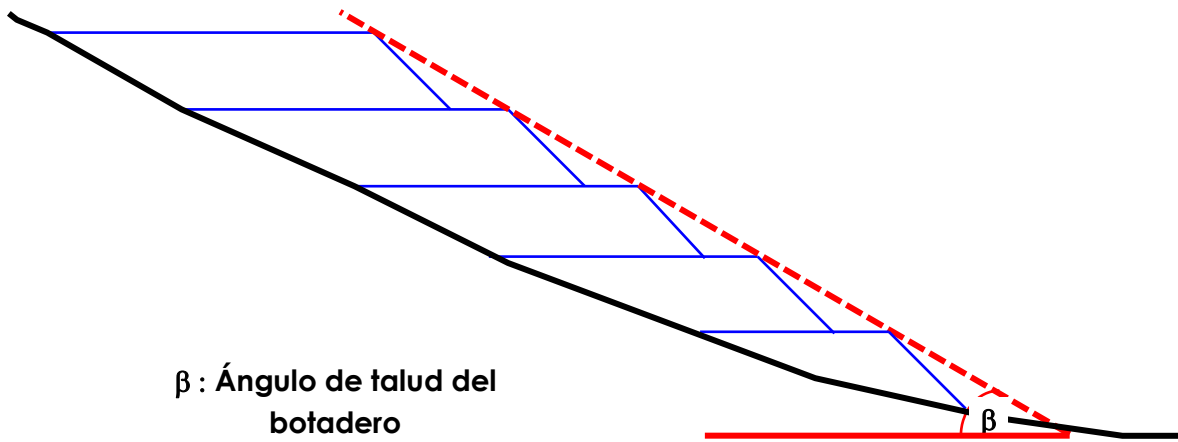


- La utilización del sector elegido no debe significar un daño ambiental real o potencial, lo cual se garantizaría con un adecuado estudio al respecto.

8.1 Disposición de Botaderos en laderas

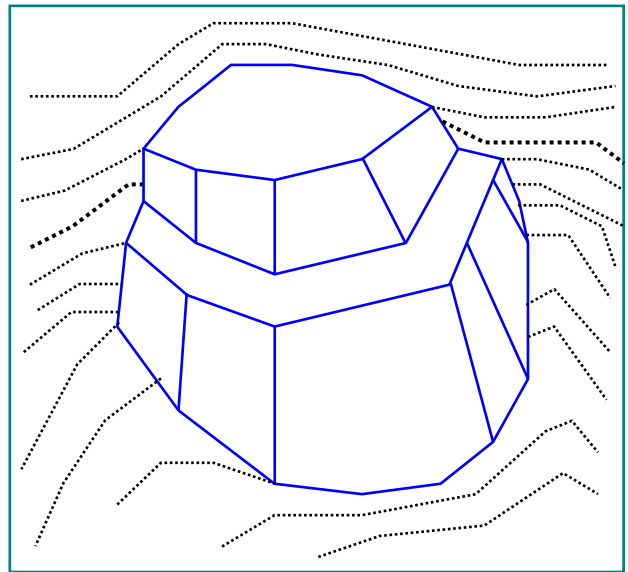
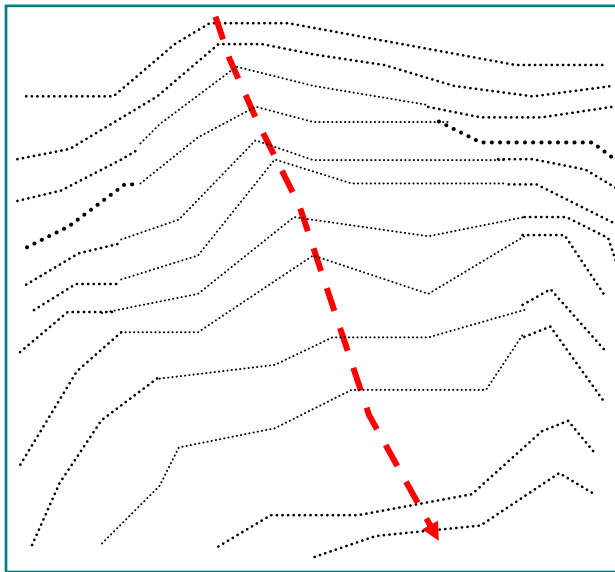
Comúnmente se disponen los residuos minerales en las laderas de los cerros circundantes a la explotación, más que nada por razones de simplicidad en la descarga, mantención y estabilidad, además que se encuentra disponible un mayor espacio para la actividad y ésta se puede realizar de una manera más uniforme.





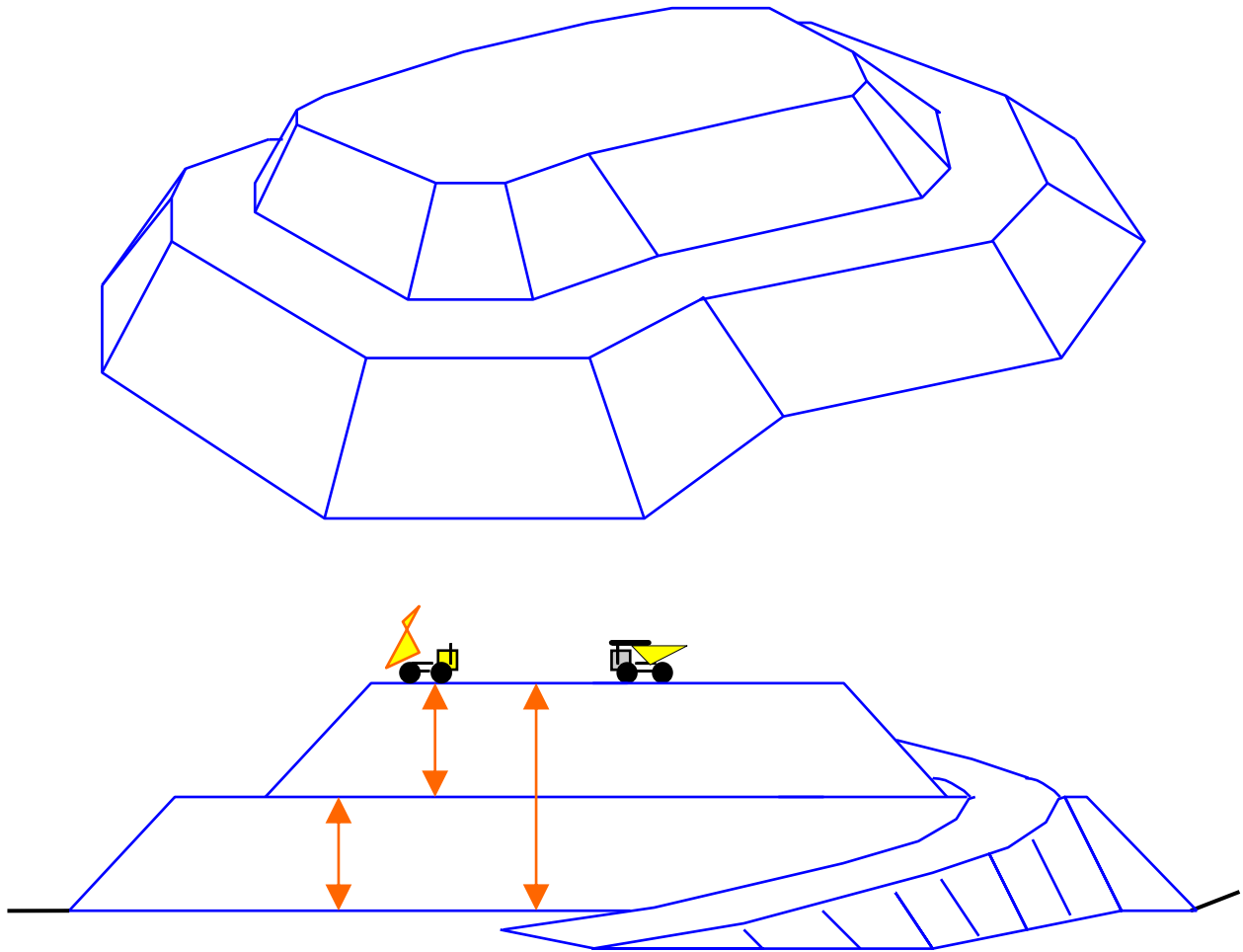
8.2 Disposición de Botaderos en quebradas

La disposición de material estéril en quebradas solo podrá realizarse en casos que esta actividad no revista un riesgo real o potencial, lo cual se lograría con un adecuado estudio del sector, teniendo precaución con los cauces de aguas que pudiesen ser afectados.



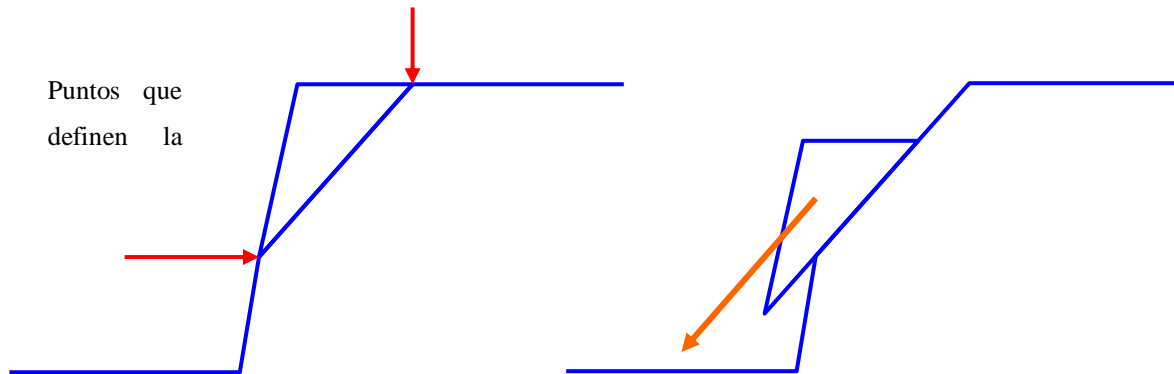
8.3 Disposición de Botaderos en pilas o tortas

Existen casos en que no se dispone de laderas cercanas en que se puedan depositar los materiales estériles, por lo que se debe recurrir a la construcción de pilas o tortas de acopio. En este caso debe considerarse la construcción o habilitación permanente de accesos sobre la pila misma, a diferencia de la disposición en laderas en que parte de los accesos se habilitan en los mismos cerros.

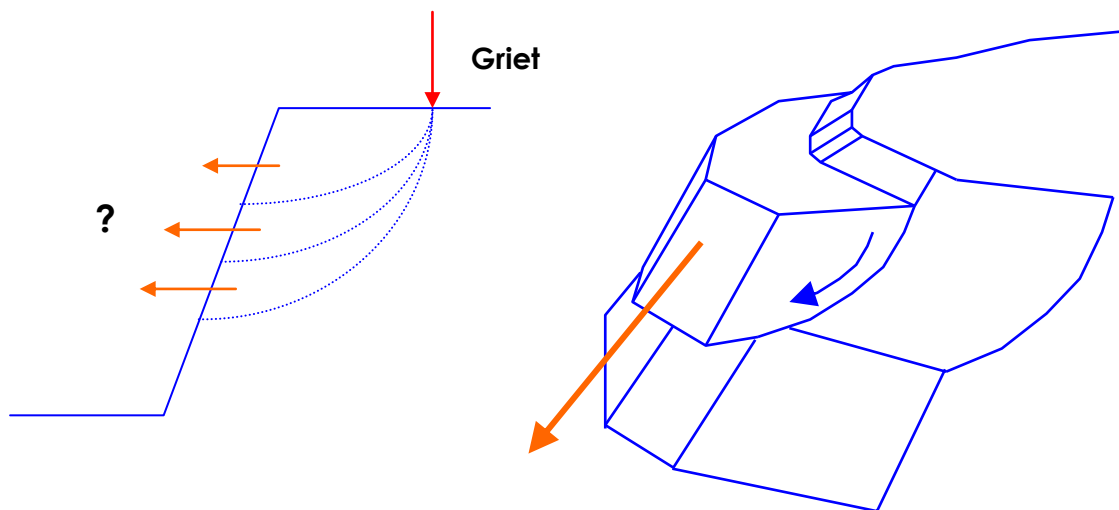


8.3 Colapso en los bordes del Botadero

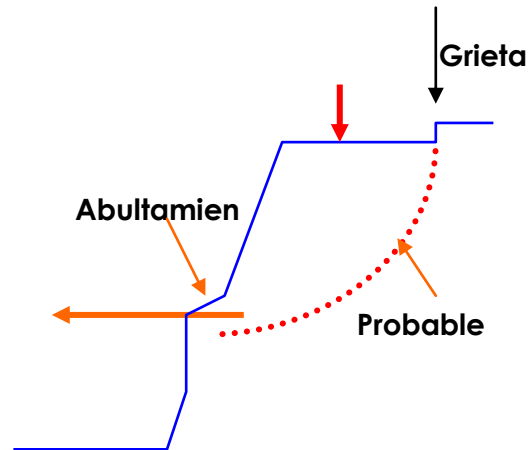
Los colapsos en las caras de material compacto, como en el caso de los bancos construidos en roca, se producen en función de las estructuras presentes y por lo general son predecibles, ya que la mayor parte de las veces dichas estructuras son debidamente mapeadas y tienen algún grado de presencia en la superficie, por lo que se puede estimar, prevenir y controlar la ocurrencia de un evento de inestabilidad.



Para el caso de los depósitos de material no compacto o suelto, se pueden apreciar ciertos indicios de inestabilidad en superficie, pero lamentablemente no siempre se puede determinar el volumen afectado por dicha inestabilidad, debido a que la cara por la cual se deslizaría el material inestable no es recta sino curva.



En algunas ocasiones puede apreciarse en el talud algún indicio de la inestabilidad y de ese modo estimar la curva de deslizamiento, e incluso evitarlo con algún tipo de acción. Este indicio por lo general luce como un levantamiento de la superficie del talud.



8.4 Mantenimiento de Botaderos

Para evitar la situación descrita anteriormente, debemos atacar el punto crítico del asunto, la compactación, ya que así podemos lograr que nuestro material suelto llegue a ser lo más parecido posible a un material compacto, consiguiendo una mejor estabilidad global.

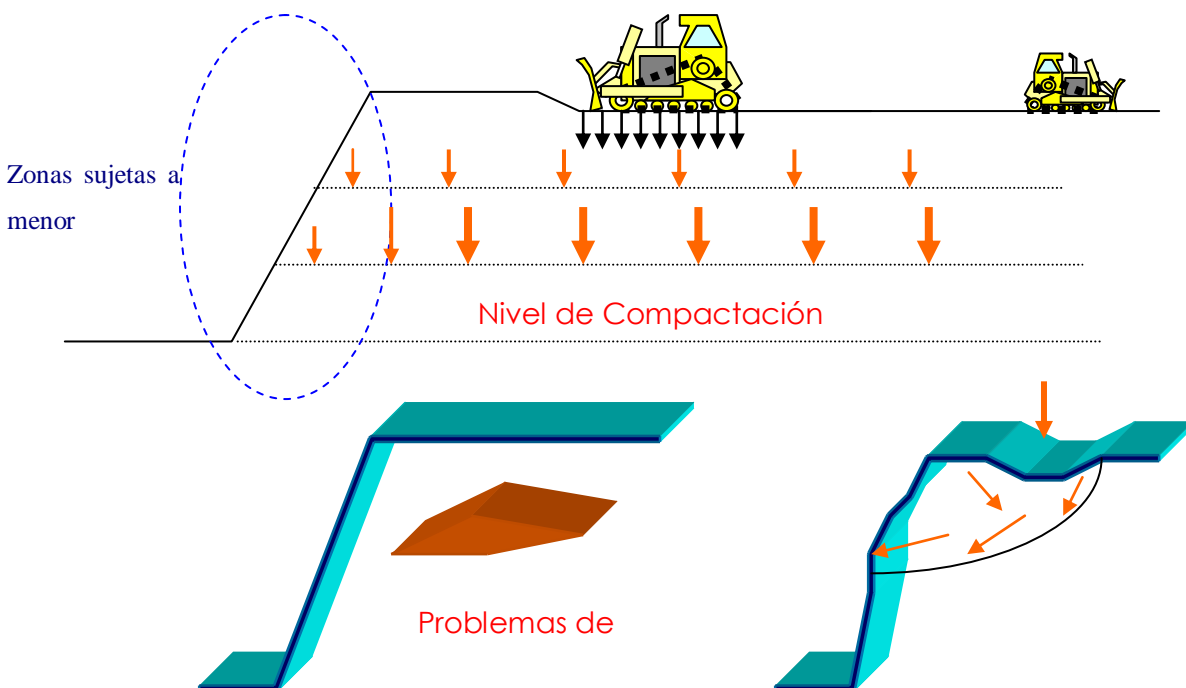
La compactación se puede realizarse de distintas maneras, en función de los recursos con que se disponga, pero generalmente se recurre al apoyo de equipos como los Bulldozers y wheeldozers, no siendo muy común observar rodillos compactadores en estos sectores aunque la presencia de estos sería de gran utilidad.

Debemos tomar en cuenta que la densidad con que llega y se deposita el material es de $1,92 \text{ ton/ m}^3$ (para una densidad in situ de $2,7 \text{ ton/ m}^3$), una buena compactación o mantenimiento de un botadero tendría que permitir alcanzar densidades de 2 a $2,1 \text{ ton/ m}^3$, es decir un incremento del 9% respecto a la densidad con que llega al depósito o un 78% del valor de la densidad in situ. Debemos notar que esto depende de la granulometría, el grado de esponjamiento con la cual llega el material a los botaderos y obviamente de la calidad de la mantención del depósito. Puede que la densidad en los

niveles inferiores del depósito sea mayor por la presión que ejerce la pila de material dispuesto encima de este nivel, por lo que se podría esperar un comportamiento decreciente de la densidad en función de la altura.

Otro punto importante que debemos destacar es que a pesar de que no se pueda lograr la máxima compactación con los equipos en comparación a la compactación lograda por la presión de los miles de toneladas sobre una capa de este mismo botadero, es de suma importancia lograr uniformidad en la compactación realizada por los equipos, ya que mientras más homogéneo sea el comportamiento de la densidad por niveles dentro del depósito, más seguro se torna la operación sobre el botadero y se garantiza así la estabilidad general de la pila de material. Si existiesen discontinuidades dentro del depósito, lo más probable es que si ocurriese una falla, o un problema ese sería el punto por donde se manifestaría dicha situación, independiente de que sea o no la causa de ello.

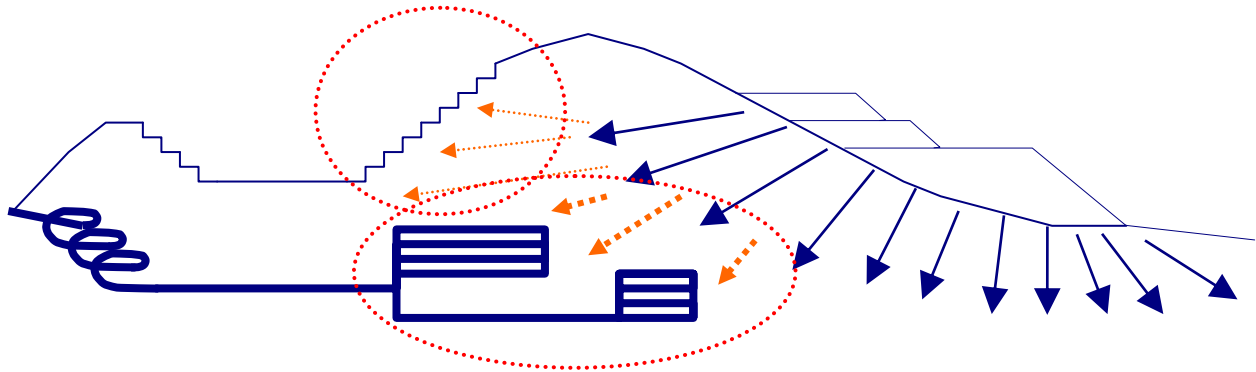
Por ejemplo, si un sector se encuentra mal compactado y ocurre un evento sísmico de proporciones, lo más probable es que si hay algún tipo de colapso o daño en la pila de material, éste daño tendría relación al sector antes mencionado sin ser este el causante del evento sísmico.



8.5 Presión ejercida sobre el terreno por el Botadero

Dentro de los efectos que produce la presencia de un gran volumen de material en un lugar donde antes este no existía, está el efecto de la presión sobre el terreno. Es por ello que dentro de las consideraciones para la selección de un lugar para la disposición de este material se debe incluir un estudio detallado de las condiciones del sector, para definir si el terreno será capaz de soportar sin problemas la disposición del estéril.

Es importante destacar que ha habido casos en que al encontrarse los botaderos muy cercanos a la explotación de la mina, se han detectado algunas anomalías en el rajo (o en minas subterráneas) producto de la presión ejercida por los depósitos de estéril.

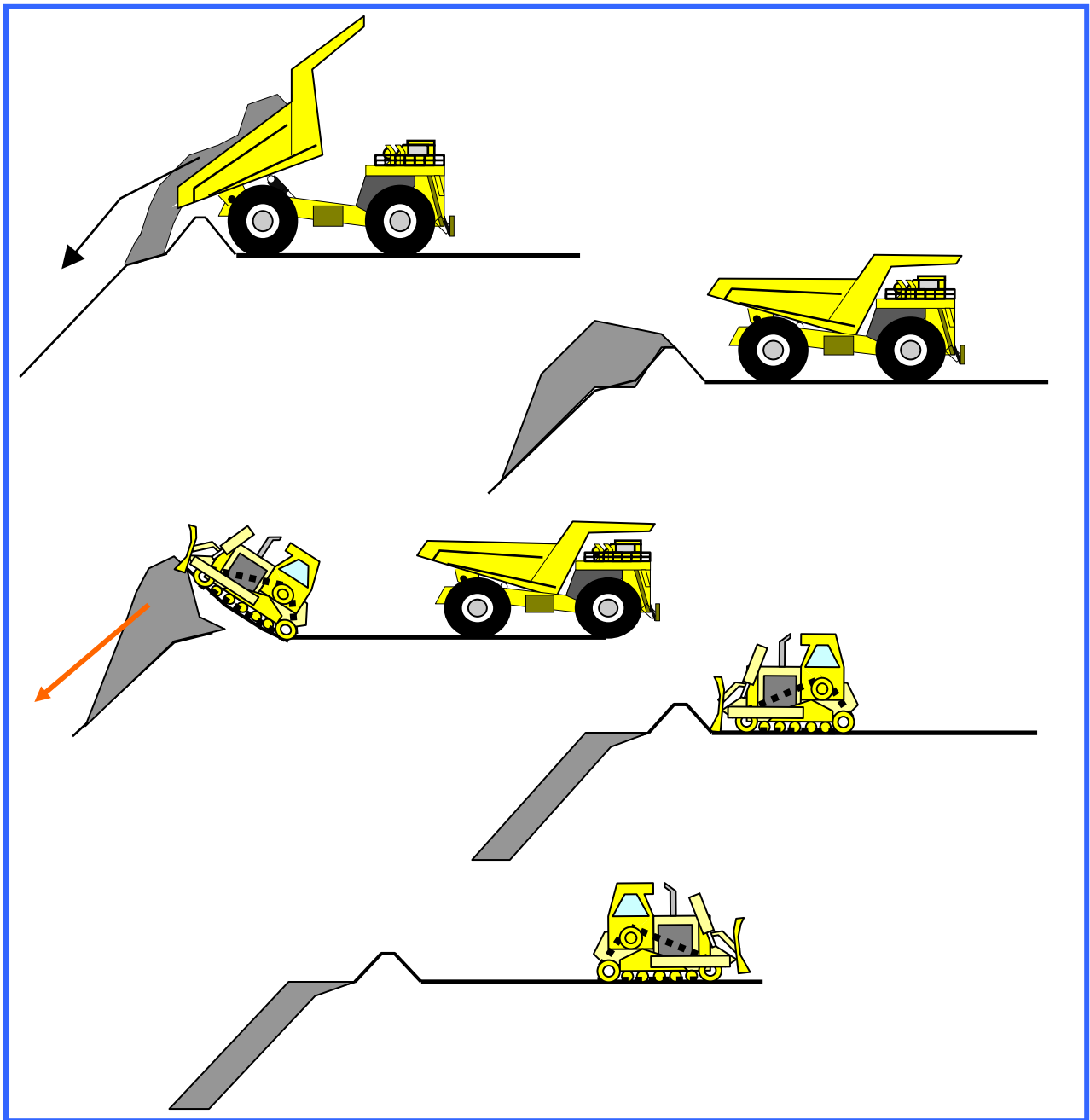


8.6 Operación en Botaderos

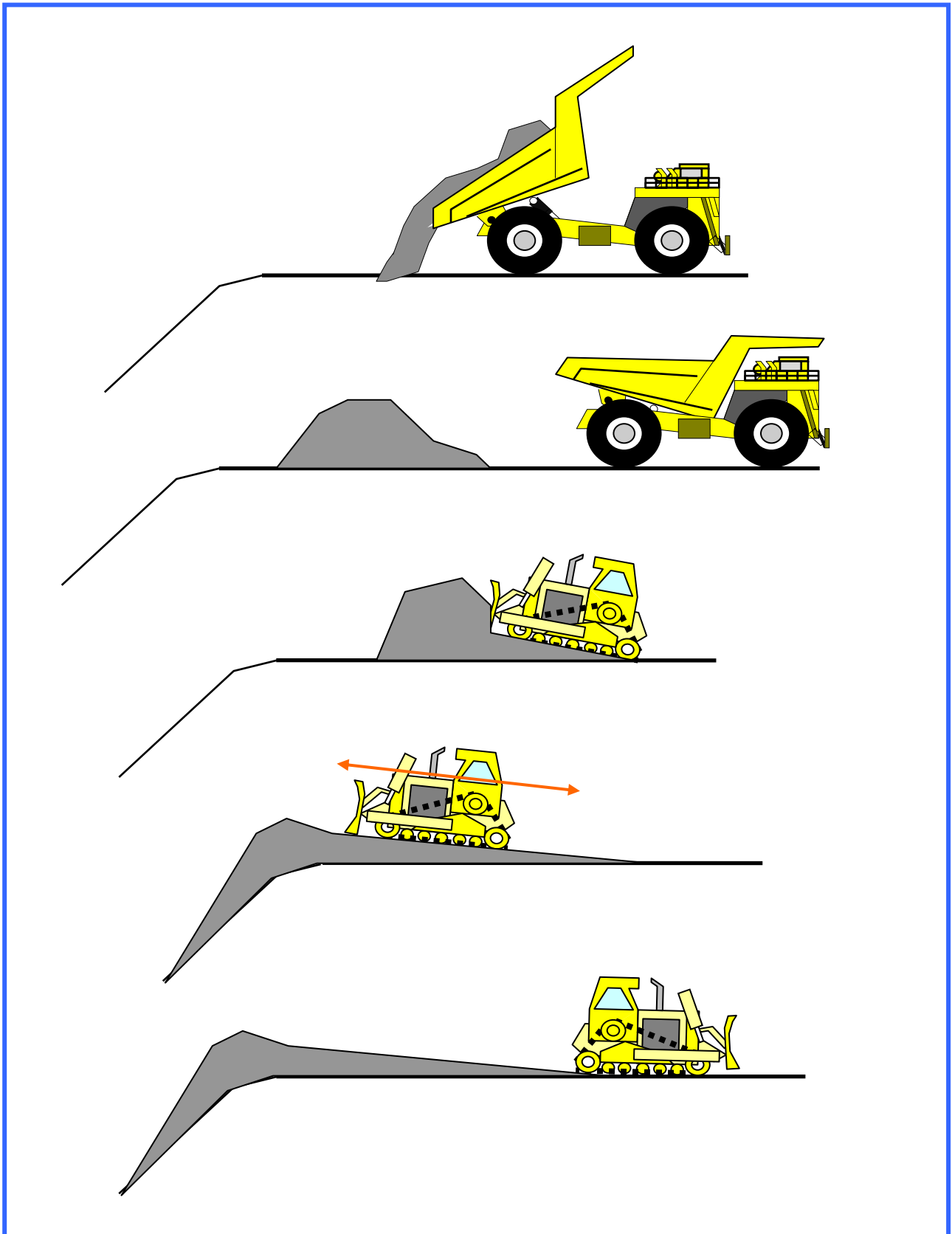
Básicamente la descarga se realiza en las cercanías del borde del botadero, teniendo en cuenta que debe existir una distancia prudente para evitar accidentes durante y después de la operación.

Para ello no basta con la operación solitaria y cuidadosa del operador del camión que descargará, sino que se requiere la operación conjunta de otros equipos de apoyo como los bulldozers y/o wheeldozers, los cuales procederán a realizar su acomodamiento y a la construirán la cuneta de seguridad una vez descargado el material.

Descarga hacia el talud del botadero



Descarga sobre el botadero



8.7 Cálculo del Volumen a utilizar por el botadero y Costo de utilización

El cálculo del volumen a utilizar en los botaderos, se realiza con el fin de estimar el espacio físico necesario para la adecuada disposición del material estéril, de modo que podamos definir el lugar o lugares donde se dispondrán dicho material.

En función de la necesidad y considerando los aspectos económicos involucrados (costos en el transporte, distancia, discriminación entre estéril con leyes de fino interesantes (es decir potencialmente explotables), tipo de material (oxidado; sulfurado; suelo; etc.) y su potencial uso futuro o su potencial efecto sobre el medio ambiente, características de los sectores disponibles para el depósito de estéril, proceso del mineral principal extraído, etc., se obtendrá como resultado la disponibilidad y ubicación de los sectores para la disposición de estos materiales.

Teniendo en cuenta lo anterior, cada sector habilitado para la disposición de materiales tendrá un costo asociado, es decir cada tonelada de material a depositar, con sus características propias costará una cierta cantidad de dinero, por lo que este cálculo es de suma importancia en el momento de evaluar un proyecto de explotación a rajo abierto.

Cada bloque de estéril, dentro de la explotación, tendrá asociado un costo de extracción extra por concepto de manejo fuera de la mina, lo cual determinará una planificación especial de su disposición fuera de la explotación.

Pueden existir varios tipos de botaderos o acopios, como por ejemplo:

- Botaderos de sulfuros con baja ley (potencialmente lixiviables), en el caso de tener un proceso de flotación o lixiviación de sulfuros de alta ley y que no considere el tratamiento de material de baja ley.
- Botaderos de óxidos con alta ley (potencialmente lixiviables o comercializables), en el caso de que el proceso principal sea de flotación de sulfuros y no se contemple la lixiviación de óxidos.
- Botaderos de sulfuros con alta ley (potencialmente lixiviables), en el caso de tener un proceso de lixiviación de óxidos y que no considere el tratamiento de material sulfurado.

- Botaderos de material tipo suelo o material orgánico, para futuras restauraciones ambientales.
- Botaderos de materiales distintos al mineral principalmente tratado, como carbonatos, arcillas, gravas, arenas, etc., que de una u otra manera pueden tener interés económico.
- Botaderos de mineral cuyo tratamiento se posponga en el tiempo, por dar preferencias a los que aportan mejores beneficios actuales en el proyecto (acopios).
- Botaderos de material con un proceso asociado distinto al mineral principal.

Esto nos indica la necesidad de definir con anticipación los tipos de materiales involucrados en la explotación de una mina a rajo abierto, ya sea como mineral a tratar durante el proyecto como el material estéril o no considerado en el proceso de beneficio definido, ya que la mejor forma de obtener un máximo beneficio es pensar en todo, es decir ordenar los recursos, de modo que siempre exista la posibilidad de aprovechar uno o más recursos.

Otro punto interesante a considerar es que el lugar donde se van a depositar los distintos materiales debe ser apto para ello y no debe significar un problema más que resolver, es decir si estoy pensando en la disposición de un material que en el futuro será lixiviado con ácido sulfúrico (u otro), debo buscar un lugar técnica y económicamente adecuado para ello, donde desde ya o en el futuro pueda implementar el sistema de lixiviación, independientemente de que efectivamente se haga. Esta actitud es el reflejo de la conciencia actual en la minería, adquirida sobre la base de la experiencia de muchos años, la que se puede traducir en *“Pensar en lo impensable”*.

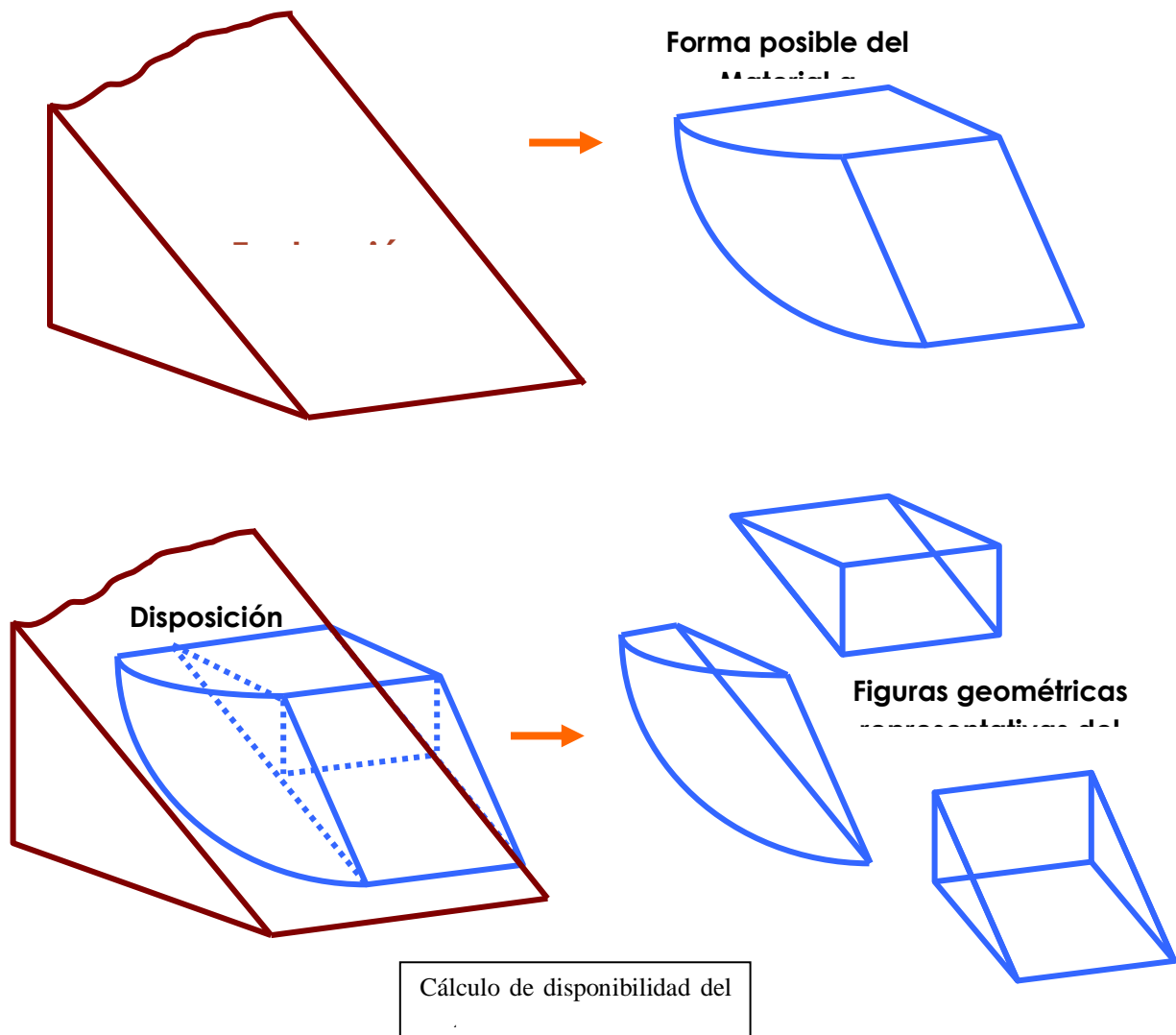
Teniendo en claro todo lo anterior, se puede proceder a calcular el espacio o volumen necesario para depositar los materiales involucrados en la explotación, y el cálculo se puede expresar como:

$$V_X = T_X / \delta_X \quad (\text{m}^3)$$

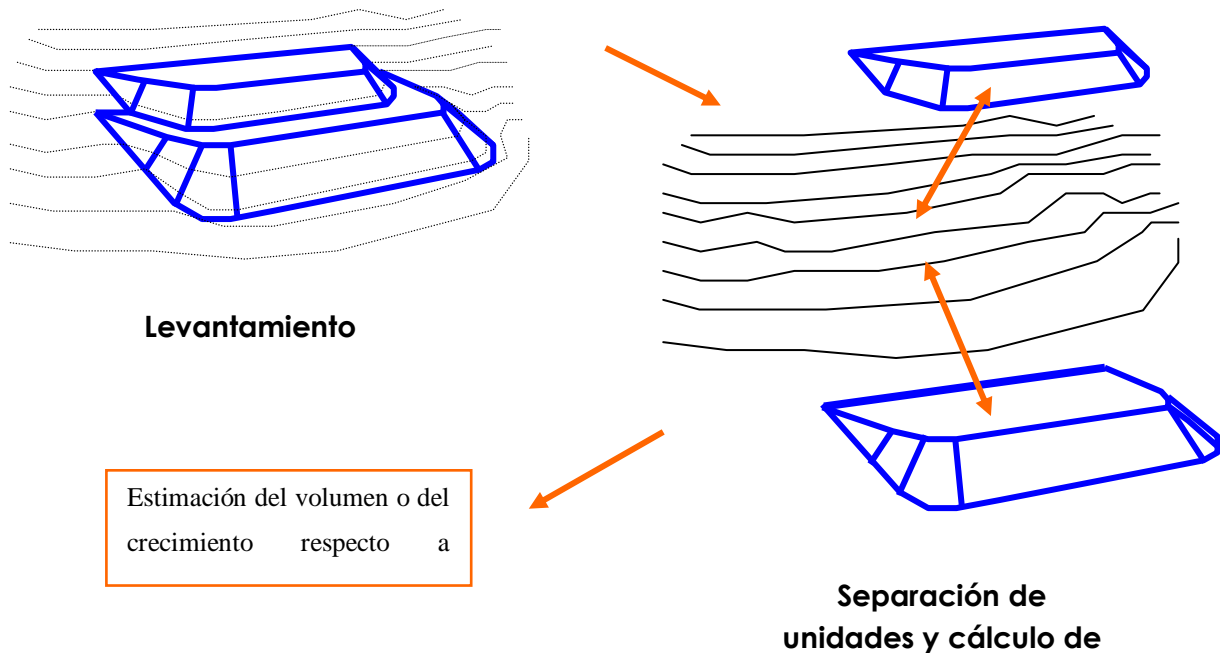
- V_X : Volumen necesario para depositar el Material X en metros cúbicos.
- T_X : Tonelaje del Material X in situ (en la mina).
- δ_X : Densidad compactada final del Material X en el botadero en toneladas por metro cúbico.

Una vez calculado el volumen necesario, debemos identificar los sectores donde podrán ser depositados los distintos materiales teniendo en cuenta las consideraciones antes descritas y simulando la geometría posible del depósito, de modo que se tenga una aproximación de la forma y los límites del botadero y así poder calcular su capacidad.

Para cubicar y visualizar gráficamente los futuros botaderos debemos disponer de la información suficiente de los sectores que serán habilitados para ello, como por ejemplo la pendiente del sector, el ángulo de reposo del material (con el cual va a quedar finalmente el material en forma segura), altura de los depósitos, áreas y las figuras típicas que se formarían en función de estos datos, luego hacer los cálculos geométricos correspondientes de volúmenes y finalmente llevarlos a un plano donde serán representados.



En el caso de que se requiera cubicar el estado de los botaderos operativos debemos recurrir a técnicas topográficas de cubicación en terreno, realizando inicialmente un levantamiento topográfico y luego evaluar el estado actual del botadero, de modo que se pueda llevar un control de alimentación o crecimiento del depósito.



8.8 Costo de una tonelada de estéril enviada a botadero

Teniendo en cuenta que el material estéril no tiene relevancia económica, desde el punto de vista del beneficio que reporta, sí lo tiene desde el punto de vista de los costos que involucra su extracción y disposición.

El valor que posee un bloque de estéril involucra:

- Costo de extracción desde la mina, en función de las operaciones unitarias asociadas y las distancias que tendrá que recorrer ese material sobre el equipo de transporte.
- Costo asociado a un nuevo manejo del material (en el caso de ser requerido, por ejemplo suelos, acopios de mineral que posteriormente serán procesados, etc.).
- Costo de mantención de los depósitos (generalmente se asume como parte del costo de servicios mina donde se incluyen los costos de los equipos, mano de obra, etc.)

- Costo asociado a restauración de depósitos (en el caso de imprevistos, lo cual se asume generalmente como imprevistos de la operación).

Independientemente del ítem donde se consideren dichos costos debemos notar que la utilización de estos recursos está asociada a la extracción, disposición y manejo adecuado del estéril o material de acopios y por lo tanto forman parte de la gestión en un proyecto de explotación a rajo abierto, principalmente por los volúmenes involucrados en dicha actividad.

Si no consideramos lo anterior puede llevarnos al punto de tener que revalorizar los bloques de estéril o material que no es considerado como procesable, y con ello rehacer el diseño de nuestra explotación.

9. EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO EN YACIMIENTOS TABULARES

No necesariamente explotaremos rajos en cuerpos o yacimientos masivos, que aunque su geometría por lo general muestra cierta tendencia en una dirección, siempre la relación entre el largo del rajo y su propio ancho es pequeña (1 a 2).

En el caso que se tengan yacimientos con distintas geometrías, se pueden observar algunas características, que detallaremos a continuación. En general definir la extracción o no del mineral sigue siendo un problema económico, basado en los modelos de costos disponibles y en la política de definición de leyes de corte y relación estéril y mineral, la geometría será la que analizaremos suponiendo que en cada caso la explotación es económicamente factible.

9.1 YACIMIENTOS TIPO MANTO

Ante la presencia de un cuerpo mineral con características de Manto Único, se analizarán dos posibilidades, las cuales pueden resumir los diferentes casos posibles en este tipo de yacimiento, estos son: Manto Horizontal y Manto Inclinado.

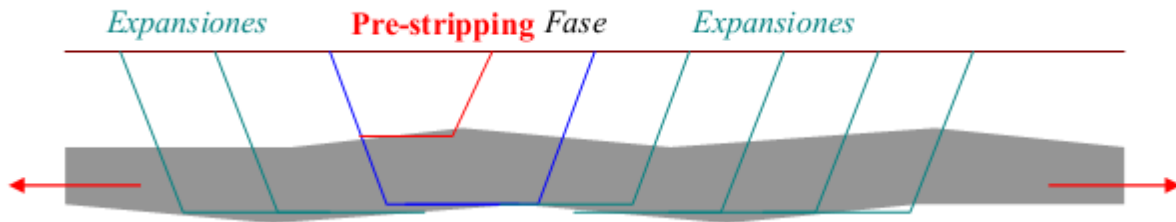
9.1.1 Manto horizontal

En este caso se tiene que la principal característica que definirá nuestra explotación es la Topografía, ya que si se tiene un yacimiento con una potencia constante (aproximadamente), las condiciones de explotación quedan sujetas a la distribución de leyes y al contorno de la superficie. La secuencia de explotación se definirá en función de la distribución de leyes del yacimiento. Suponiendo que la distribución de leyes es constante (lo cual suele suceder en estos casos), el problema queda sujeto solamente a las condiciones topográficas.

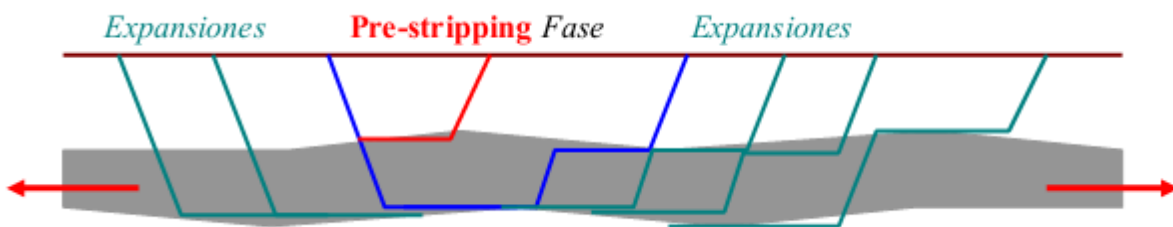
Por ejemplo: Se tiene un yacimiento con una distribución de leyes uniforme en la horizontal y en la vertical, una potencia constante y económicamente viable, con la siguiente topografía:



Se puede observar que la elección del punto de inicio de la explotación se puede elegir en cualquier lugar (para el caso da lo mismo), lo más probable es que se elija en el sector en que la superficie esté más cerca del cuerpo.



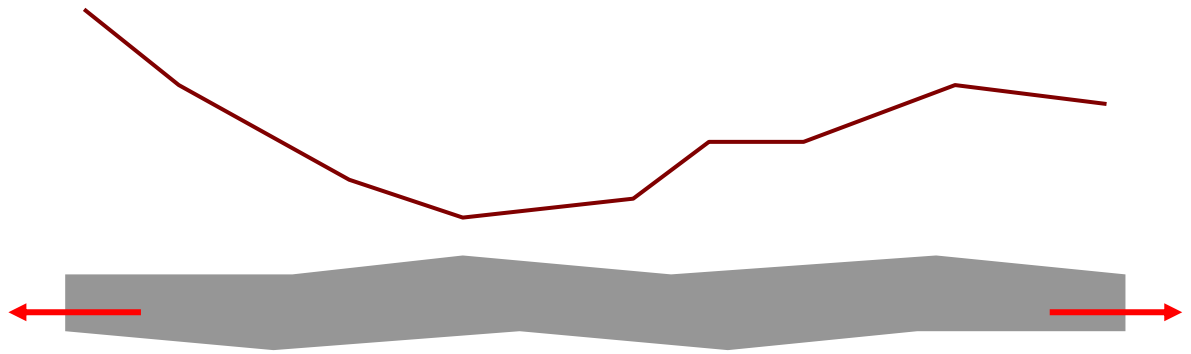
Se puede observar que la relación E/M posterior a la explotación de la fase 1 puede considerarse constante, lo cual junto con el hecho de que se tenga un yacimiento con un límite inferior definido hace suponer que la dotación de equipos necesaria para la explotación permanecerá constante y solo variará con el hecho de que la distancia de recorrido a la planta vaya variando en el tiempo. La etapa de pre producción dejará a la fase 1 con una relación E/M menor que la de las próximas expansiones, y para mantener una relación E/M constante puede ser compensado de la siguiente forma:



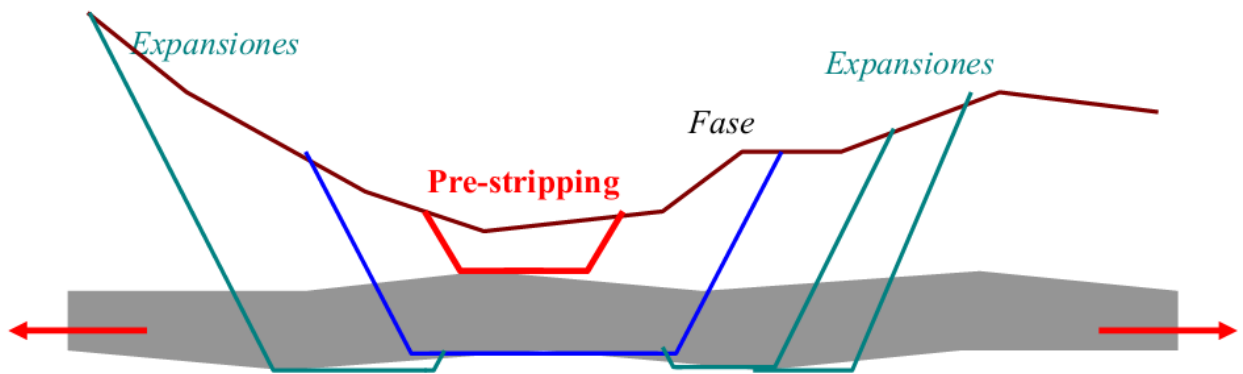
De este modo se puede mantener la relación E/M constante y se puede ir regulando en función de los requerimientos de la faena.

En resumen la explotación de un yacimiento de estas características resulta mucho más manejable que otros casos.

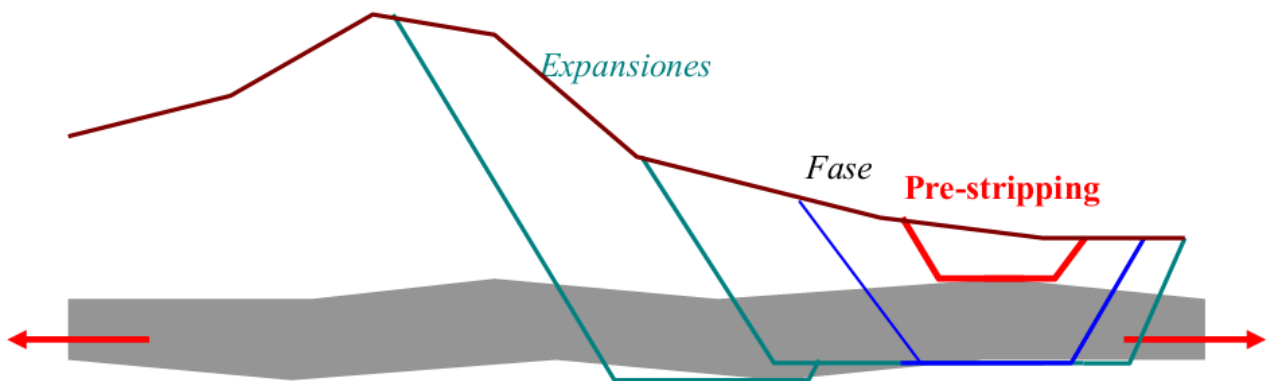
En el caso que la topografía no sea la descrita anteriormente, se puede observar lo siguiente:



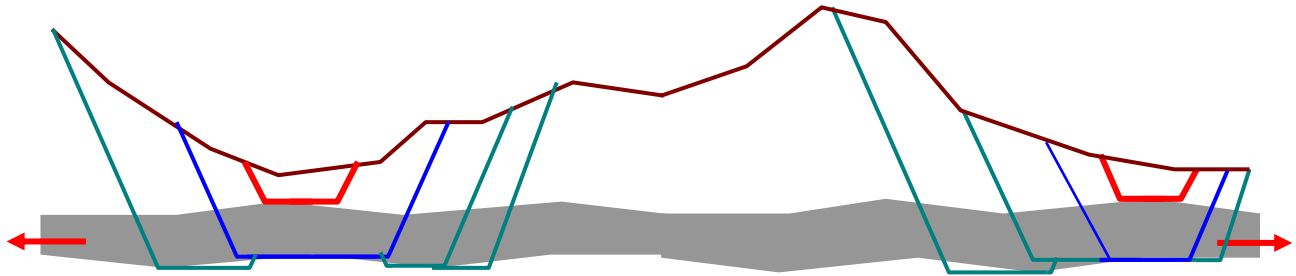
En este caso se optará por iniciar la explotación en los sectores de menor profundidad.



O también puede darse lo siguiente:



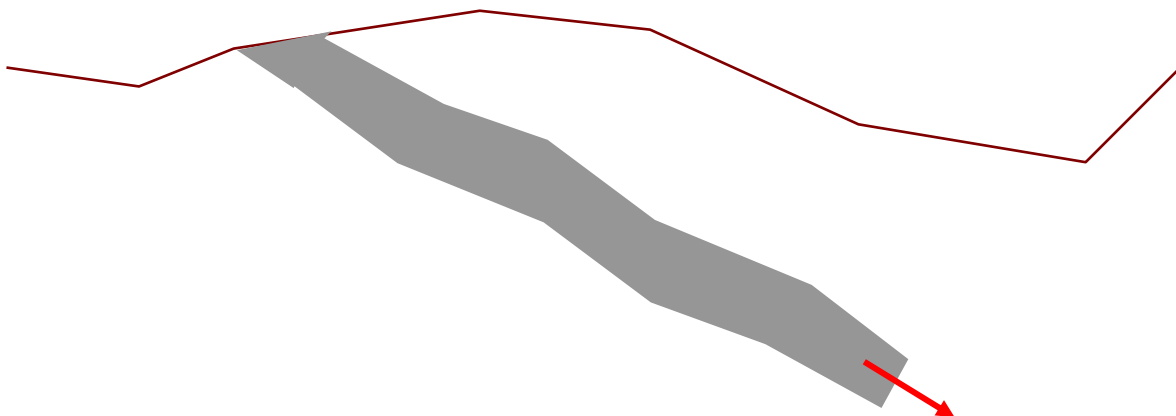
En este caso la explotación de las tajadas adicionales estará sujeta a las condiciones de la relación E/M y al modelo económico. Puede darse el caso que realizar las expansiones laterales (de la izquierda) sea menos atractivo que realizar la explotación del manto en otros sectores, por lo que podría darse el siguiente caso, en el cual quedaría un sector temporalmente sin explotar (o potencialmente explotable por métodos subterráneos):



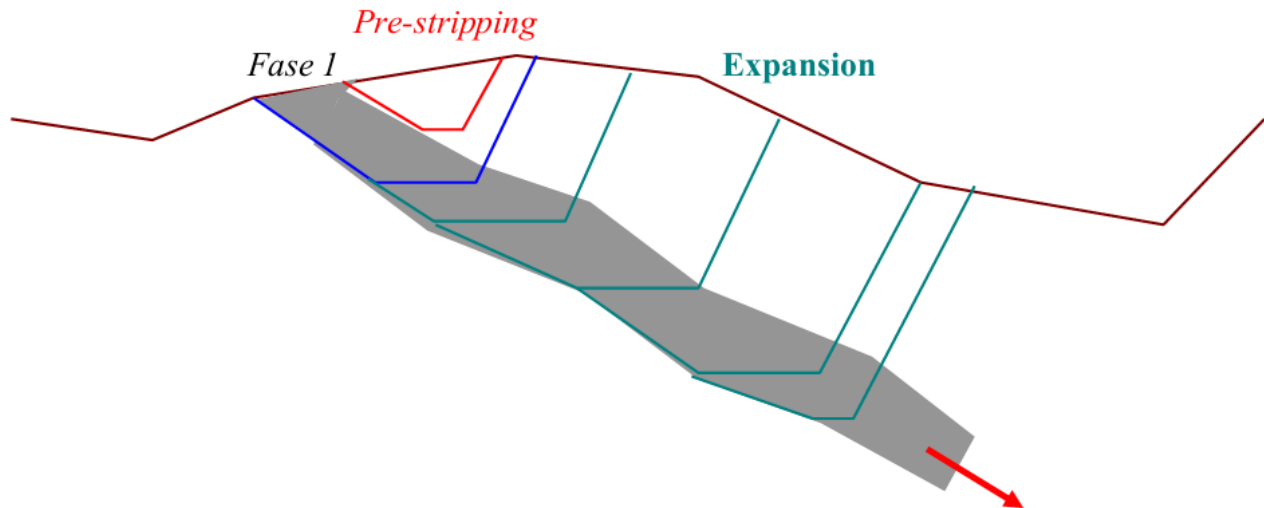
9.1.2 Manto inclinado

En este caso se tiene que la principal característica que definirá nuestra explotación es el manto, ya que si se tiene un yacimiento con una potencia constante (aproximadamente), las condiciones de explotación quedan sujetas a la distribución de leyes y no tanto al contorno de la superficie, ya que el manto debiera aflorar en algún punto de la superficie, a menos que se encuentre truncado por alguna estructura geológica, lo cual agregaría una dificultad extra. La secuencia de explotación se definirá en función de la distribución de leyes del yacimiento. Nuevamente suponiendo que la distribución de leyes es constante y que el cuerpo no se encuentra truncado, el problema queda sujeto solamente a las condiciones de manto.

Por ejemplo: Se tiene un yacimiento con una distribución de leyes uniforme, una potencia constante y económicamente viable, con la siguiente topografía y condiciones de manto:

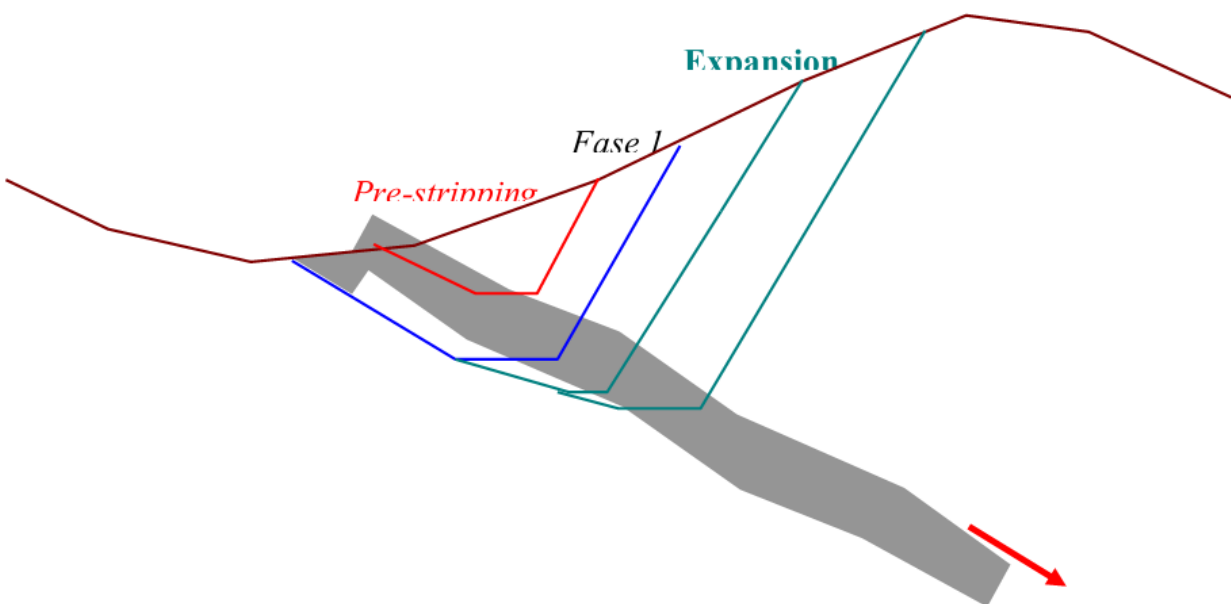


Se puede observar que la secuencia de explotación queda dada por el siguiente esquema:

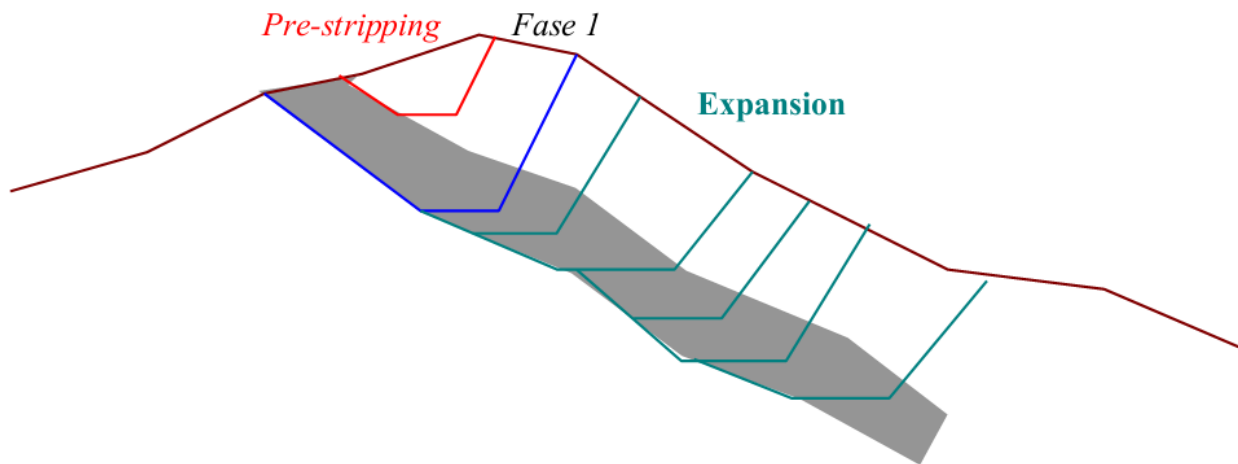


En este caso la etapa de pre producción podría estar ausente, o también podría utilizarse para despejar material estéril mientras se construyen las instalaciones de la planta. La explotación del rajo avanzará mientras pueda sostener la relación E/ M acorde a las restricciones económicas y operacionales de la faena. Se puede observar que dependiendo de la Topografía se observarán variaciones en la secuencia de la explotación y obviamente en los límites del pit final.

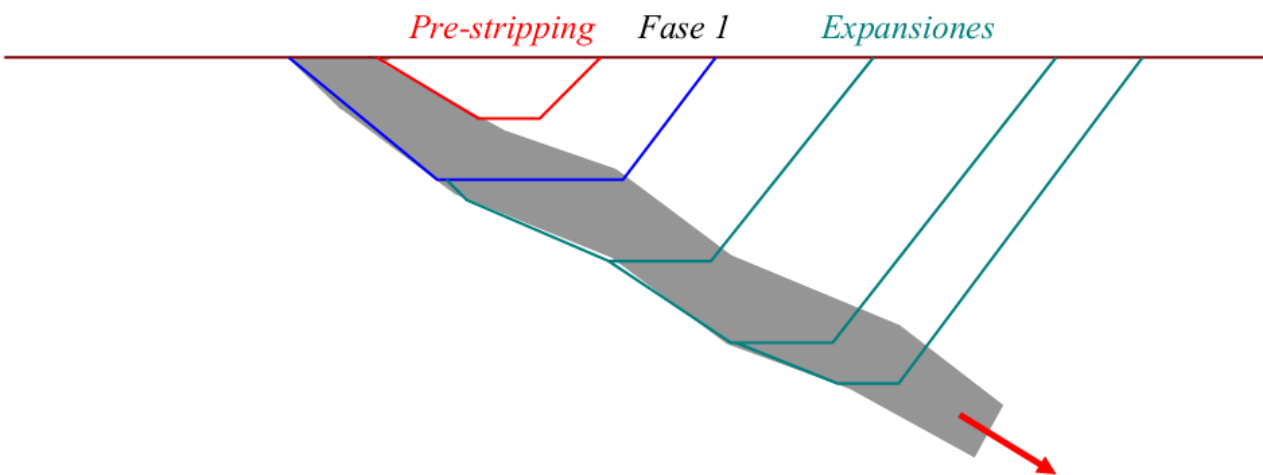
TOPOGRAFÍA DESFAVORABLE:



TOPOGRAFÍA FAVORABLE:



TOPOGRAFÍA HORIZONTAL:



Ante la presencia de un cuerpo mineral con características de un conjunto de mantos, se analizarán dos posibilidades, las cuales pueden resumir los diferentes casos posibles en este tipo de yacimiento, estos son: sistema de Mantos Horizontales y sistema de Mantos Inclinados.

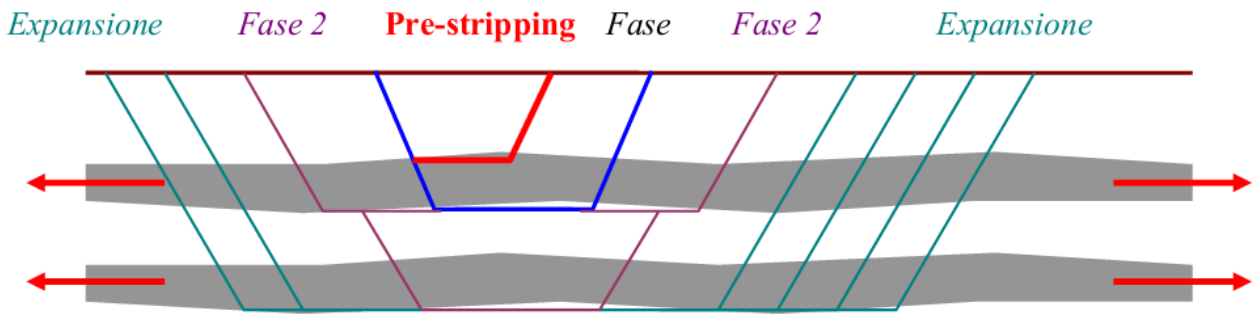
9.1.3 Sistema de mantos horizontales

En este caso es similar al del manto horizontal, sólo que se tendrá que considerar los materiales que se encuentren entre un manto y otro de modo que la explotación cumpla con los requerimientos de movimiento de materiales. Básicamente la potencia o las características de este material son las que

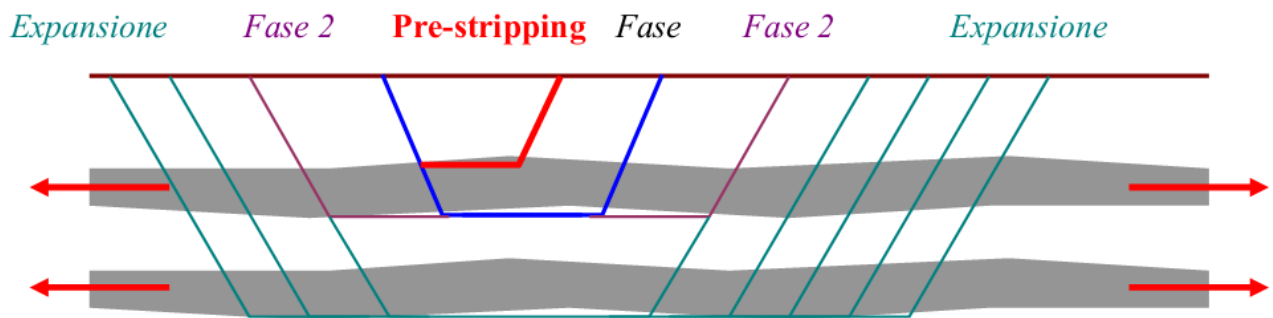
definirán en gran medida las características de la explotación. Para el análisis se supondrá un yacimiento con una distribución de leyes uniforme en la horizontal y en la vertical, con potencias constantes y económicamente viable, con la siguiente topografía:



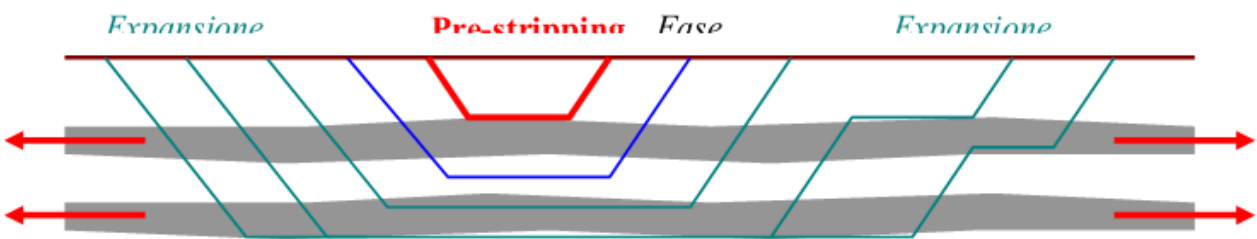
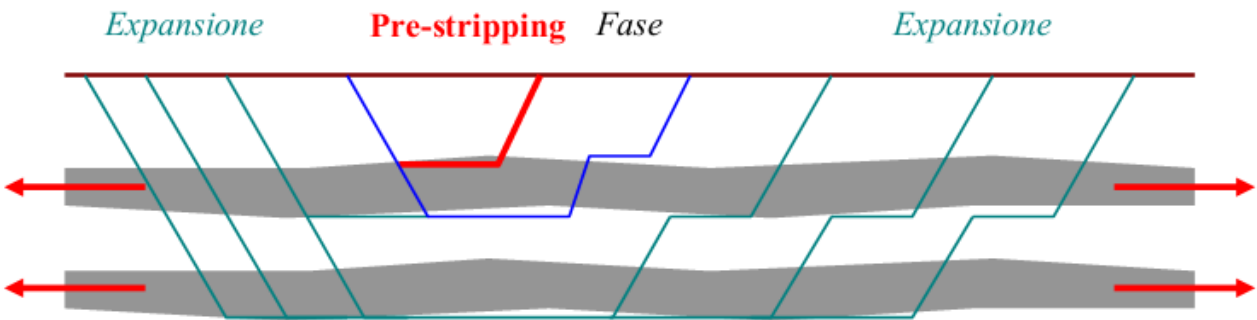
Como en el caso de manto único la elección del punto de inicio de la explotación se puede elegir en cualquier lugar (para el caso da lo mismo), lo más probable es que se elija en el sector en que la superficie esté más cerca del cuerpo.



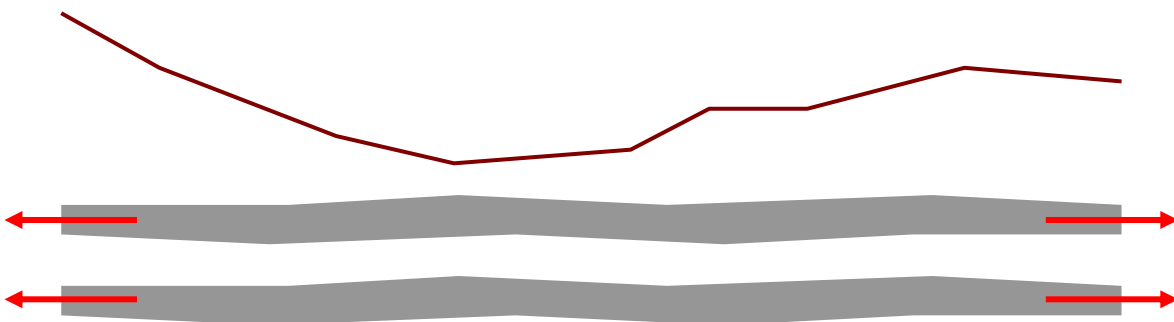
Se puede observar que la relación E/ M posterior a la explotación de la fase 2 puede considerarse constante, lo cual junto con el hecho de que se tenga un yacimiento con dos límites inferiores definidos hace suponer que la explotación será similar al caso de un manto único, sólo que en este caso deberá programarse la explotación del manto inferior ya sea paralelamente al superior o posterior a este.



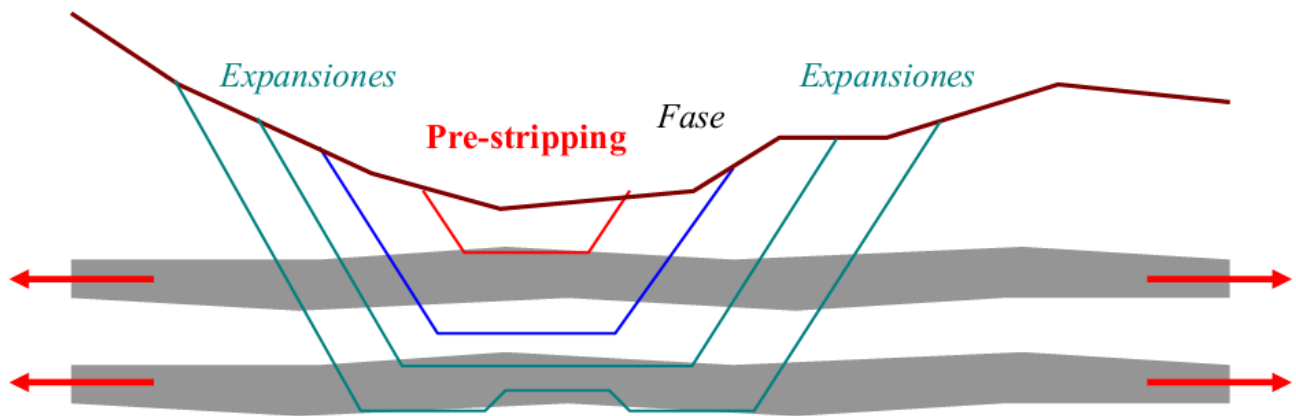
Al extraer la pre producción se puede observar que el yacimiento puede mantener una relación E/ M relativamente constante excepto para la fase 1. Se puede optar por diversas configuraciones de explotación para mantener una relación E/ M constante.



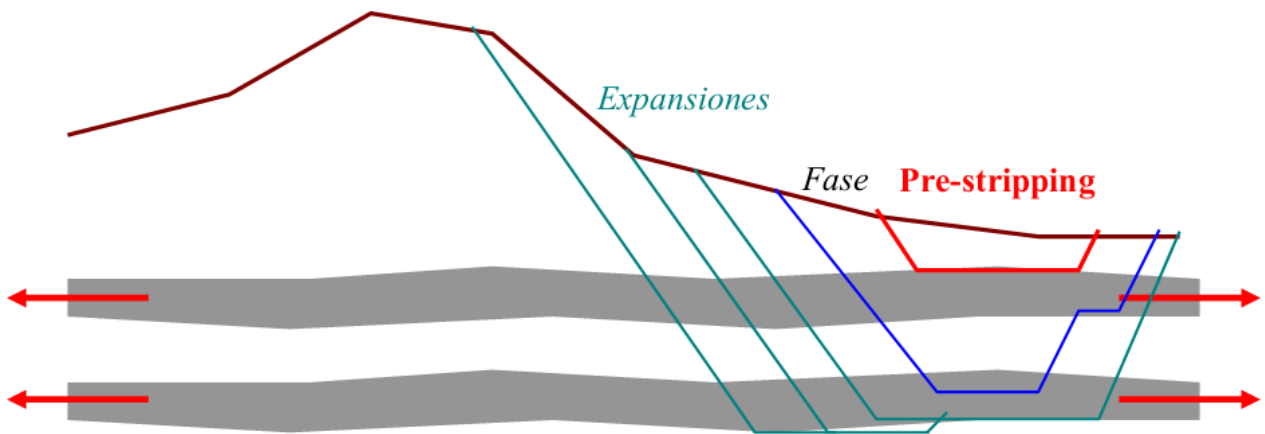
En el caso que la topografía no sea la descrita anteriormente, se puede observar lo siguiente:



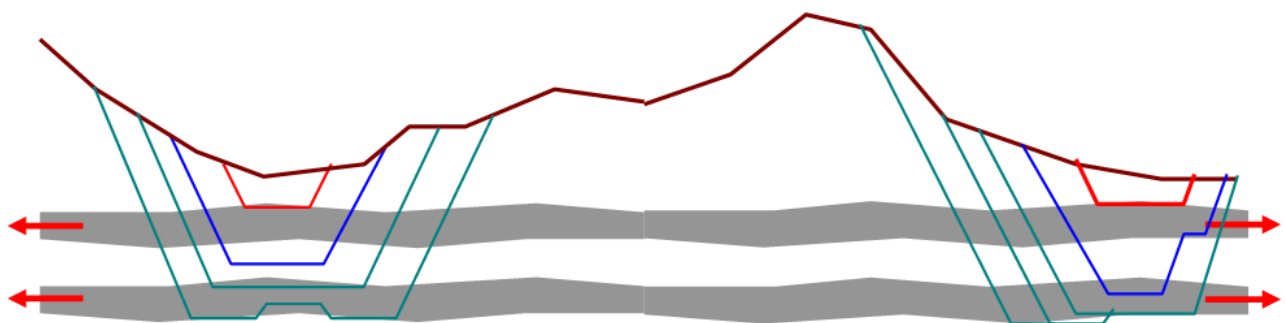
En este caso se optará por iniciar la explotación en los sectores de menor profundidad.



O también puede darse lo siguiente:

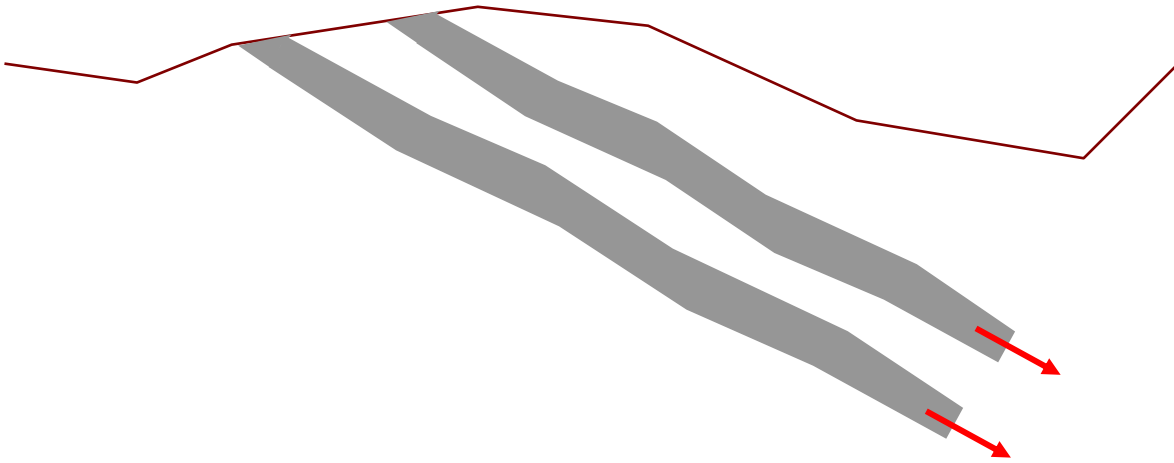


En este caso la explotación de las tajadas adicionales estará sujeta a las condiciones de la relación E/M y al modelo económico. Puede darse el caso que realizar las expansiones laterales (de la izquierda) sea menos atractivo que realizar la explotación del manto en otros sectores, por lo que podría darse el siguiente caso, en el cual quedaría un sector temporalmente sin explotar (o potencialmente explotable por métodos subterráneos):

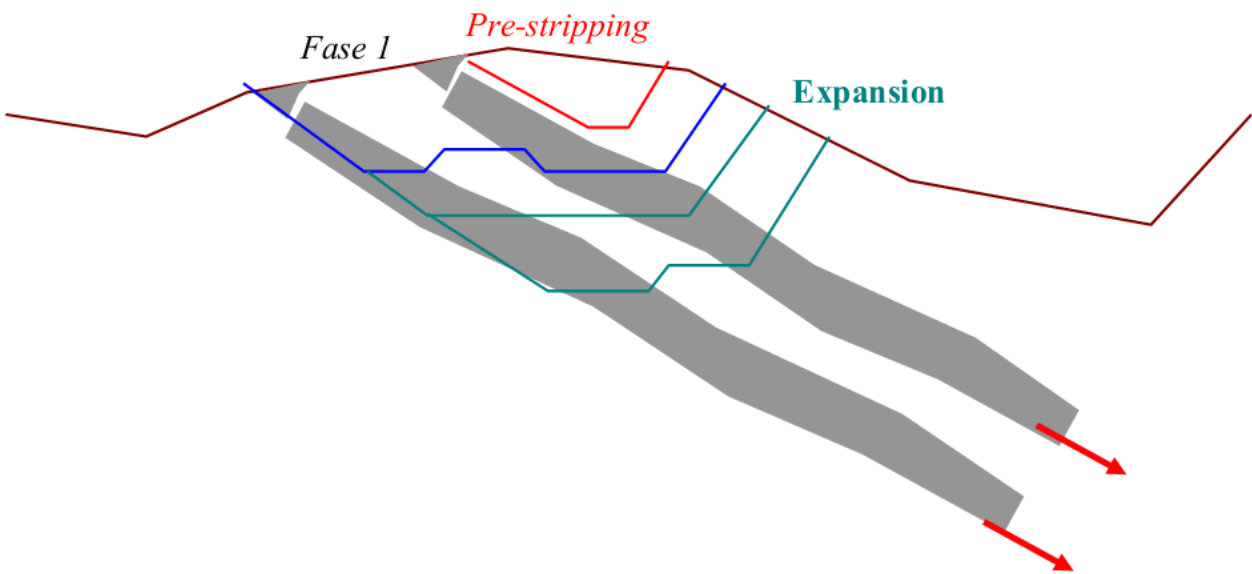


9.1.4 Sistemas de mantos inclinados

En este caso se tienen condiciones similares a los casos vistos anteriormente (combinación de ellos) destacándose las siguientes posibles configuraciones para la explotación de mantos. Consideremos un yacimiento con una distribución de leyes uniforme, potencias constantes y económicamente viable, con la siguiente topografía y condiciones de manto:

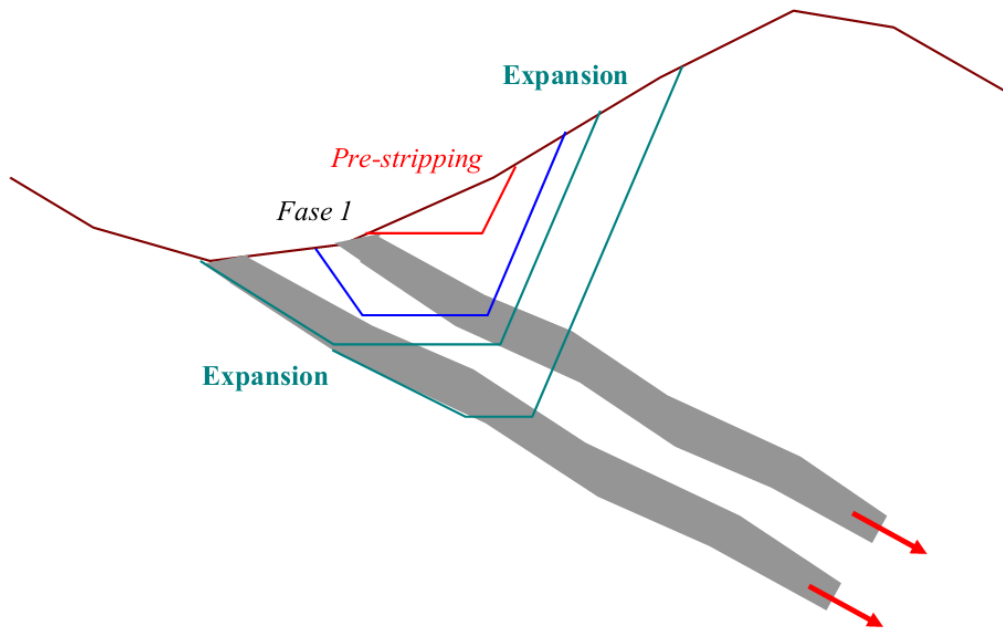


Se puede observar que la secuencia de explotación queda dada por el siguiente esquema:

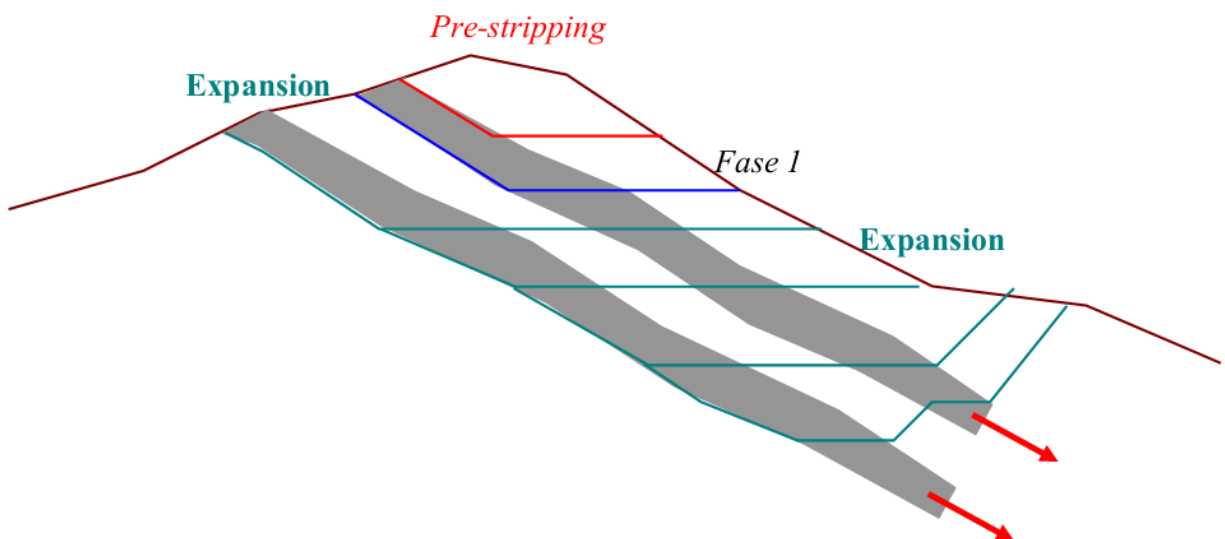


En este caso la etapa de pre producción podría estar ausente, o también podría utilizarse para despejar material estéril mientras se construyen las instalaciones de la planta. La explotación del rajo avanzará mientras pueda sostener la relación E/ M acorde a las restricciones económicas y operacionales de la faena. Se puede observar que dependiendo de la Topografía se observarán variaciones en la secuencia de la explotación y obviamente en los límites del pit final.

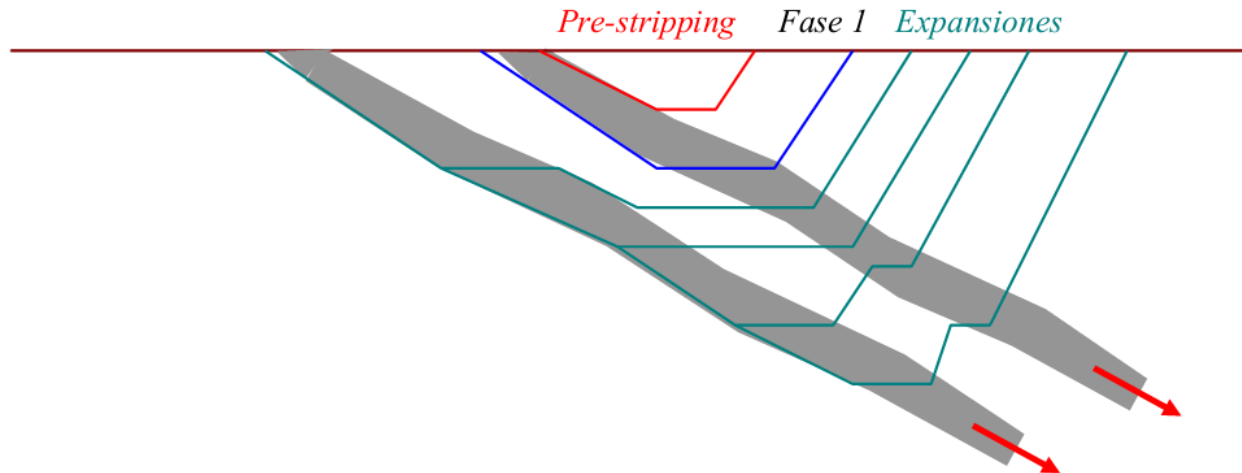
TOPOGRAFÍA DESFAVORABLE:



TOPOGRAFÍA FAVORABLE:



TOPOGRAFÍA HORIZONTAL:



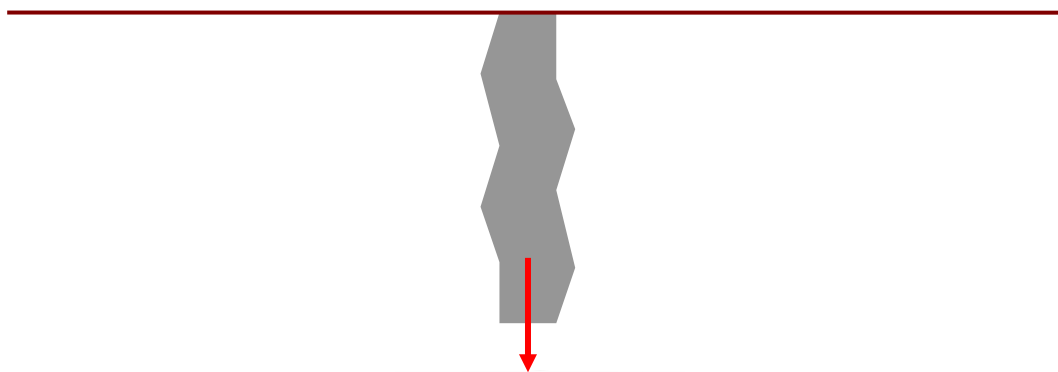
9.2 YACIMIENTOS TIPO VETA

Ante la presencia de un cuerpo mineral con características de Veta Única, se analizarán dos posibilidades, las cuales pueden resumir los diferentes casos posibles en este tipo de yacimiento, estos son: Veta Vertical y Veta Inclinada.

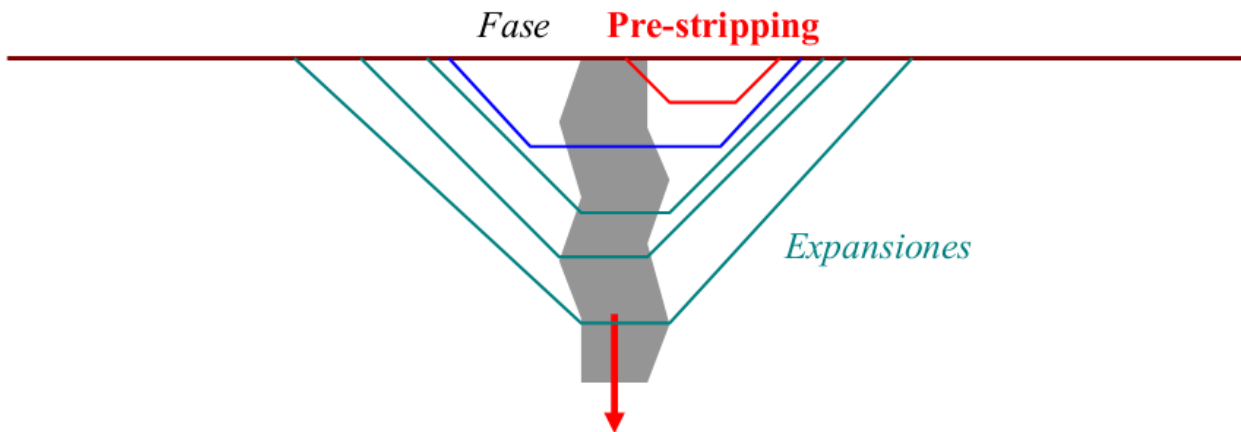
9.2.1 Veta vertical

En este caso se tiene que la principal característica que definirá nuestra explotación es la Topografía, ya que si se tiene una veta con una potencia constante (aproximadamente), las condiciones de explotación quedan sujetas a la distribución de leyes y al contorno de la superficie. La secuencia de explotación se definirá en función de la distribución de leyes del yacimiento. Suponiendo que la distribución de leyes es constante (lo cual también suele suceder en estos casos), el problema queda sujeto solamente a las condiciones topográficas.

Por ejemplo: Se tiene un yacimiento con una distribución de leyes uniforme en la vertical y en la horizontal, una potencia constante y económicamente viable, con la siguiente topografía:



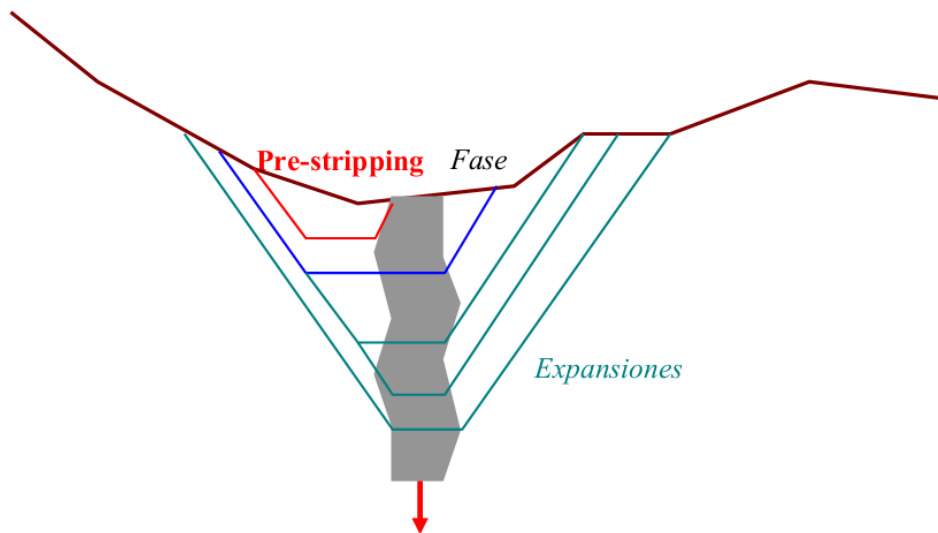
Se puede observar que la elección del punto de inicio de la explotación se definirá en el punto donde la veta aflora. La etapa de pre producción puede no existir o formar parte de movimiento de estéril y acopio de mineral mientras se instala la planta.



Se puede observar que la relación E/ M posterior a la explotación de la fase 1 es creciente a medida que se profundiza la explotación, lo cual junto con el hecho de que se tenga un yacimiento con un límite inferior indefinido hace suponer que la dotación de equipos necesaria para la explotación irá aumentando inevitablemente.

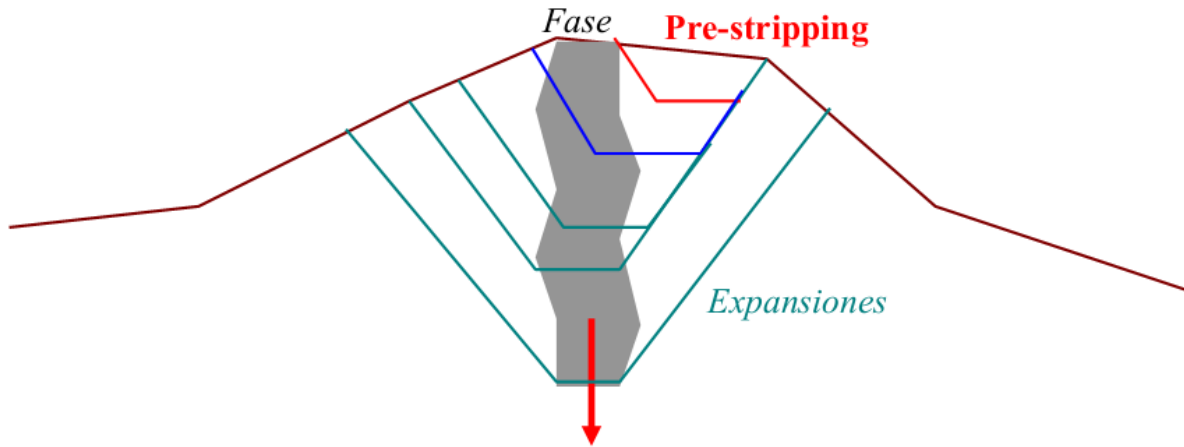
En la explotación de un yacimiento de estas características resulta mucho más claro que la profundidad del rajo dependerá del modelo económico y quedará definida por el punto en que la explotación subterránea sea más atractiva.

En el caso que la topografía sea diferente a la descrita anteriormente, se puede observar lo siguiente:



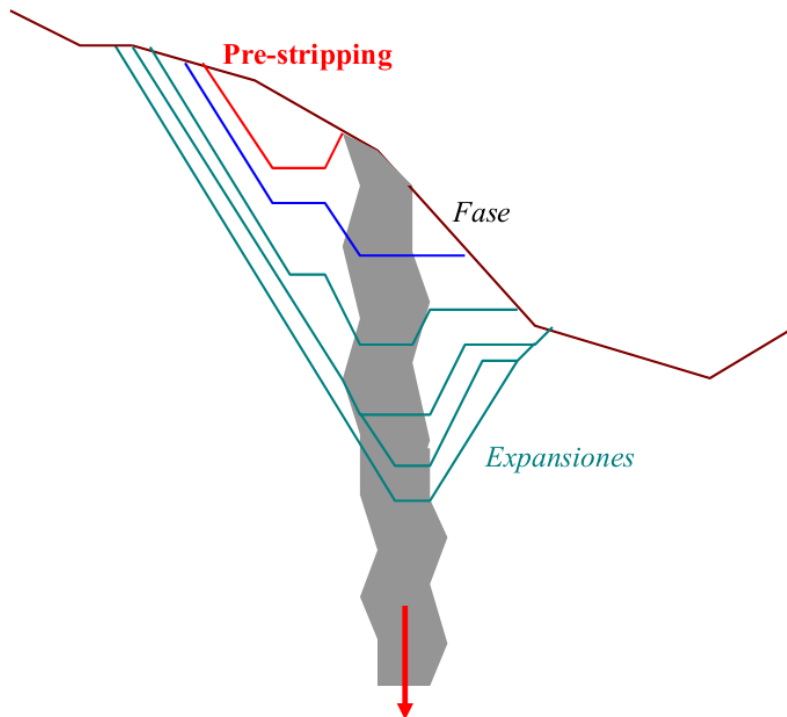
En este caso la relación E/ M se hace más significativa que en el caso anterior.

O también puede darse lo siguiente:



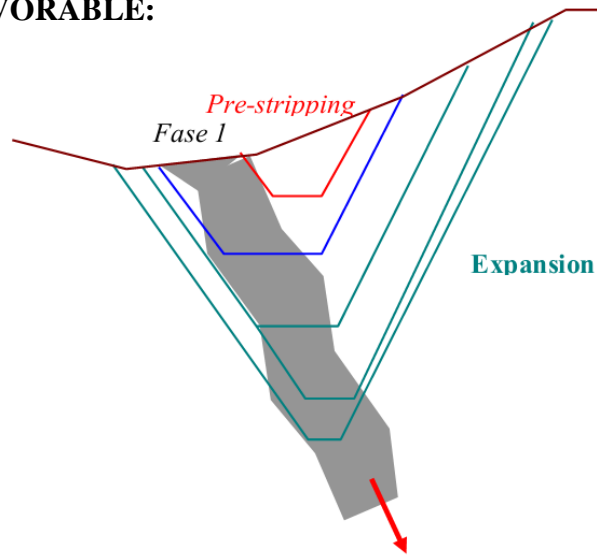
En este caso la explotación de las tajadas adicionales estará sujeta a las condiciones de la relación E/ M y al modelo económico.

Otros casos:

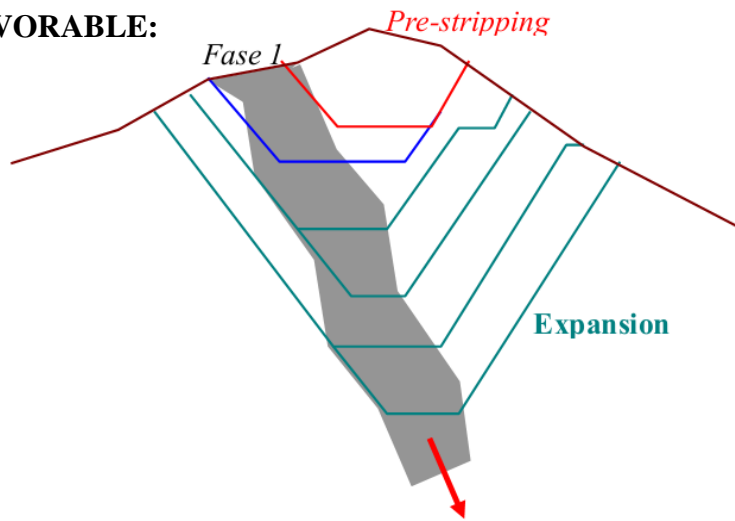


En el caso de un yacimiento tipo veta única inclinada, se tienen situaciones similares a las descritas anteriormente, pudiendo generarse alternativas de explotación combinando lo descrito para mantos inclinados.

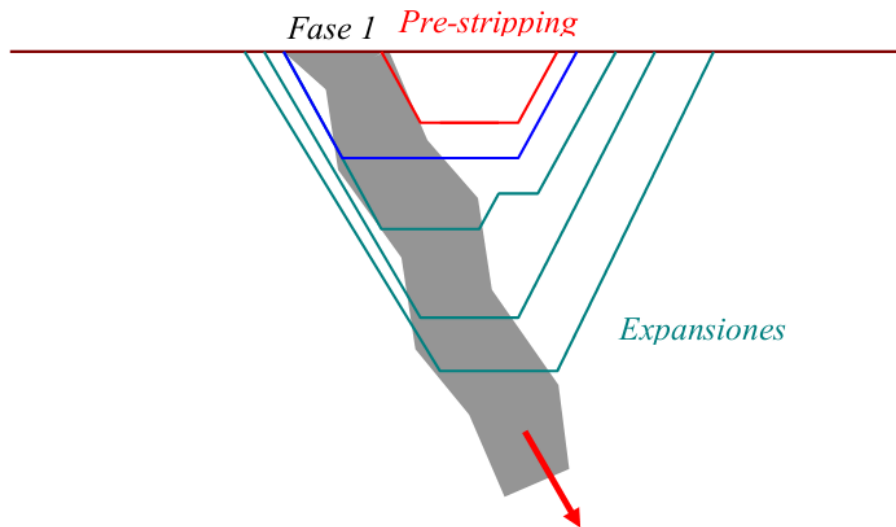
TOPOGRAFÍA DESFAVORABLE:



TOPOGRAFÍA FAVORABLE:



TOPOGRAFÍA HORIZONTAL:

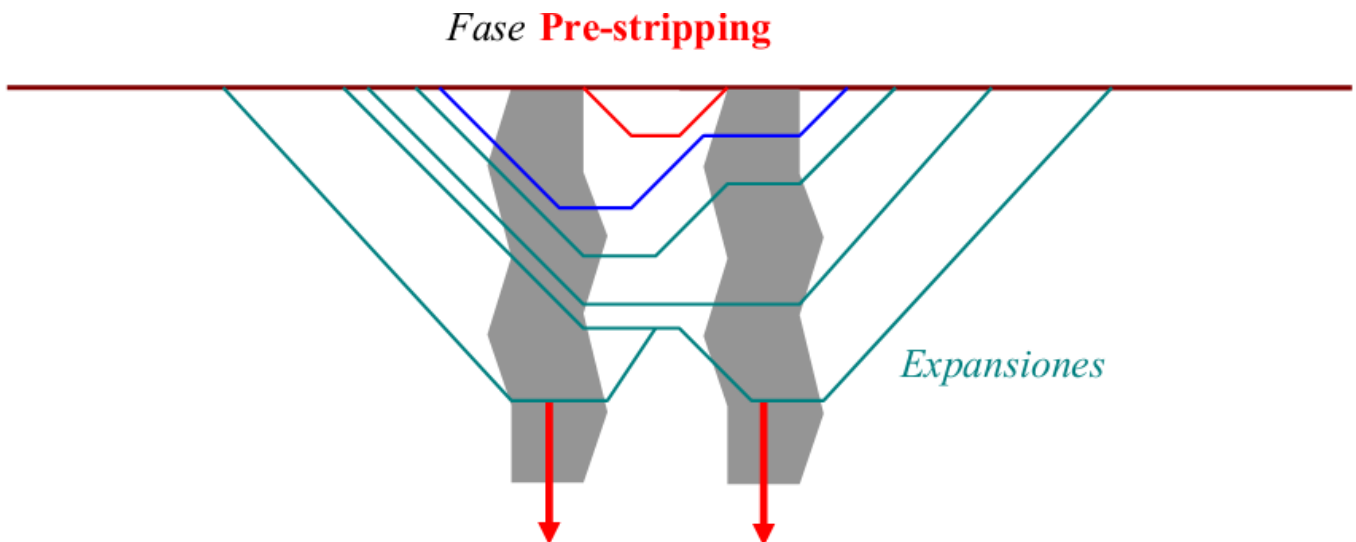


9.2.2 Sistemas de Vetas

Ante la presencia de un cuerpo mineral con características de sistemas de Vetas, se analizarán dos posibilidades, las cuales pueden resumir los diferentes casos posibles en este tipo de yacimiento, estos son: Sistema de Vetas Verticales y Sistemas de Vetas Inclinadas. Destaquemos que cuando hablamos de sistemas de vetas nos referimos a vetas de potencia suficiente como para ser explotadas por rajo abierto y no a sistemas de vetas que en conjunto podrían formar un solo cuerpo mineral (vetillas o sistema de vetas angostas).

9.2.3 Sistema de vetas verticales

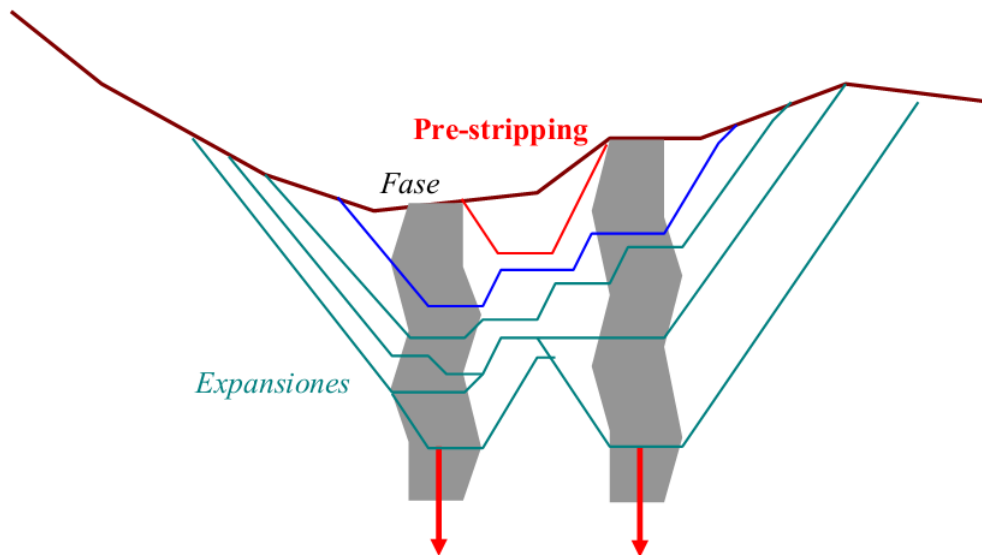
En este caso se tienen configuraciones similares a los casos de veta vertical. Supondrá un yacimiento con una distribución de leyes uniforme en la vertical y en la horizontal, una potencia constante y económicamente viable, con la siguiente topografía:



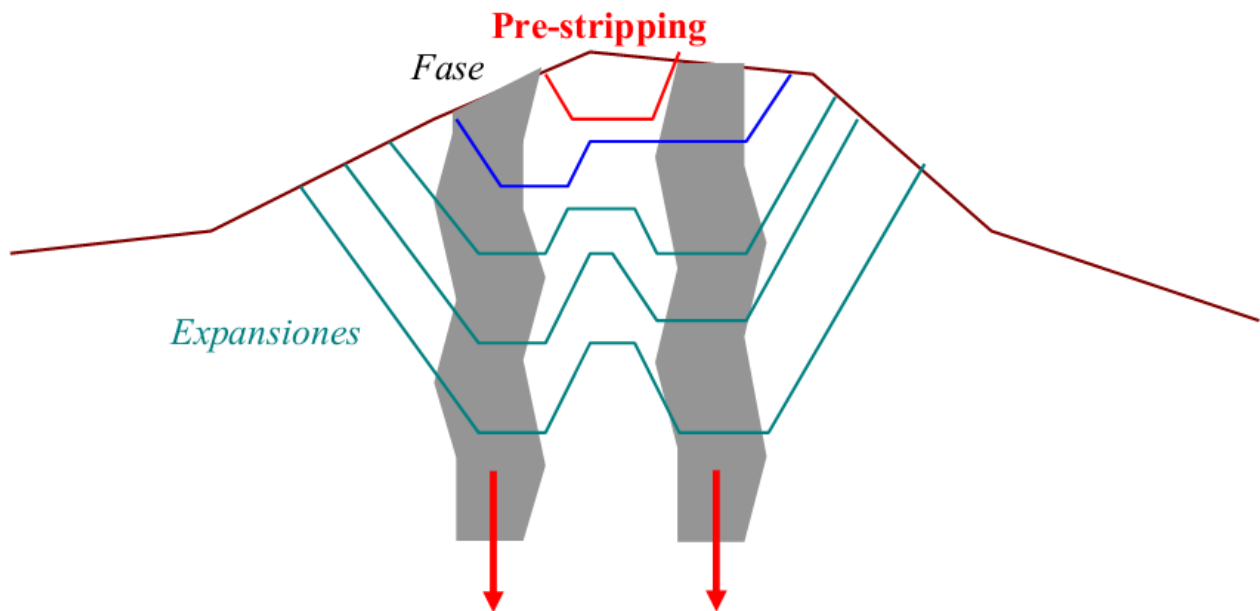
Se puede observar que la elección del punto de inicio de la explotación se definirá en el punto donde la veta aflora. La etapa de pre producción puede no existir o formar parte de movimiento de estéril y acopio de mineral mientras se instala la planta.

Se puede observar que la forma del fondo del pit dependerá de la distancia que exista entre las vetas, si ésta es relativamente pequeña (para la explotación) el fondo será plano y nivelado, en cambio si la distancia es significativa el fondo del pit adquirirá la forma que minimice la extracción de material estéril (entre las vetas) cumpliendo con las dimensiones operacionales exigidas.

En el caso que la topografía sea diferente a la descrita anteriormente, se puede observar lo siguiente:

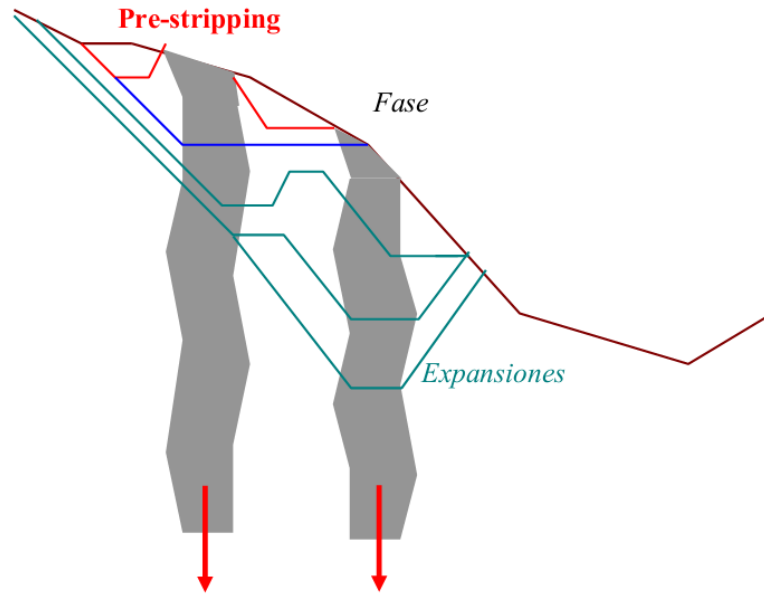


O también puede darse lo siguiente:



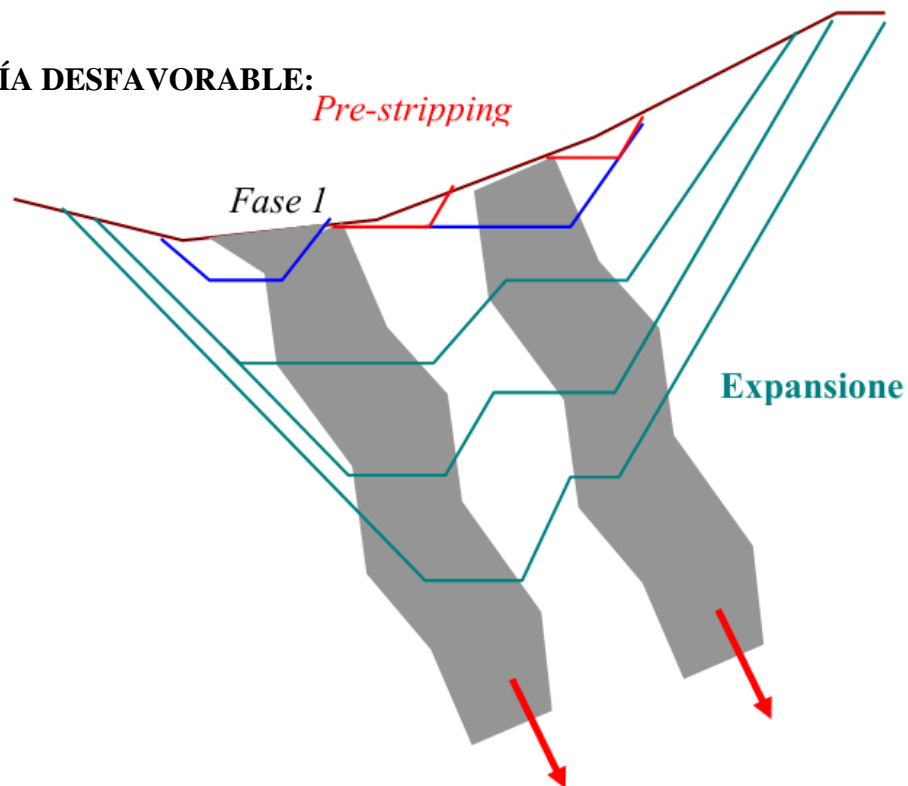
En este caso la explotación de las tajadas adicionales estará sujeta a las condiciones de la relación E/ M y al modelo económico.

Otros casos:

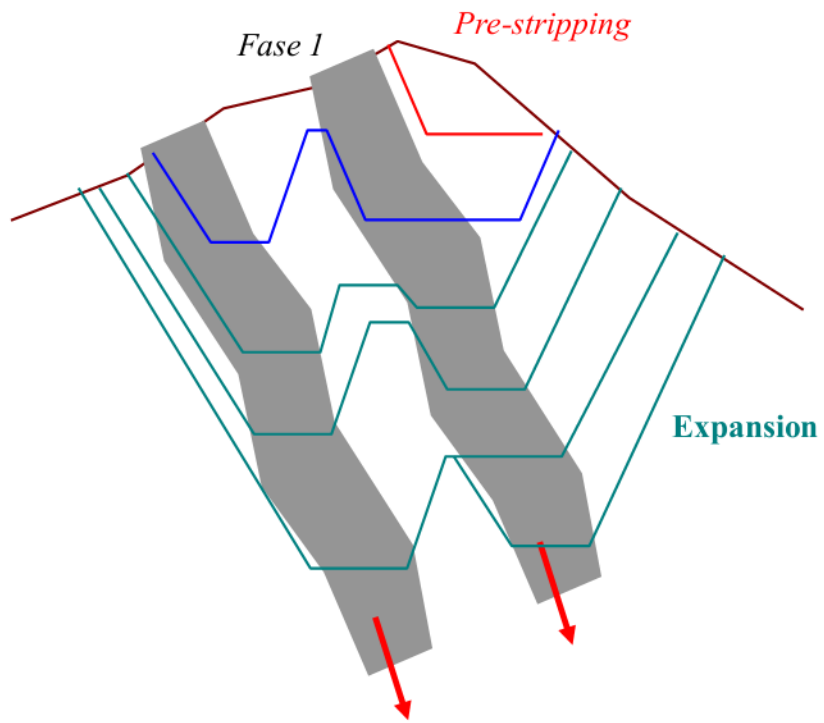


En el caso de un yacimiento tipo sistemas de vetas inclinadas, se tiene situaciones similares a las descritas anteriormente, pudiendo generarse alternativas de explotación combinando lo descrito para sistemas de mantos inclinados.

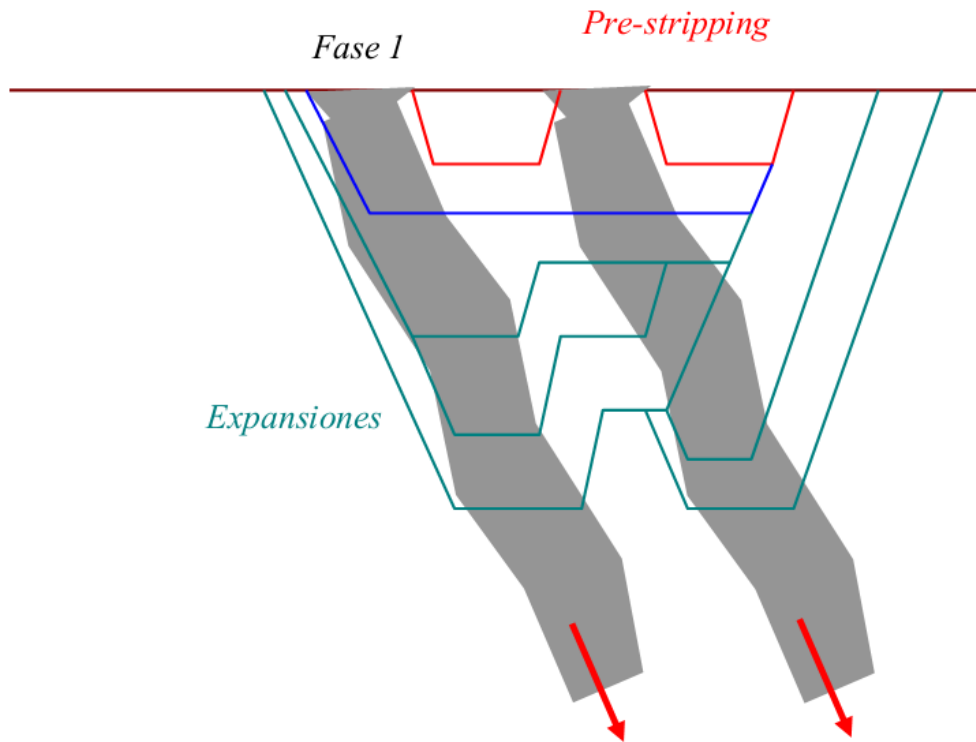
TOPOGRAFÍA DESFAVORABLE:



TOPOGRAFÍA FAVORABLE:



TOPOGRAFÍA HORIZONTAL:

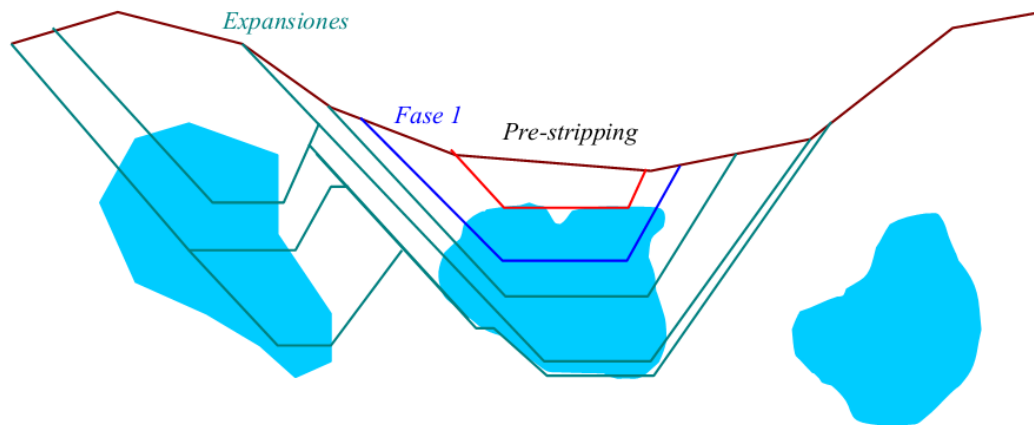


10. EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO EN YACIMIENTOS CON CUERPOS SATÉLITES

En estos casos se tienen diversas alternativas y la secuencia de explotación dependerá de la calidad y características de los cuerpos (distribución espacial, tonelaje y leyes).

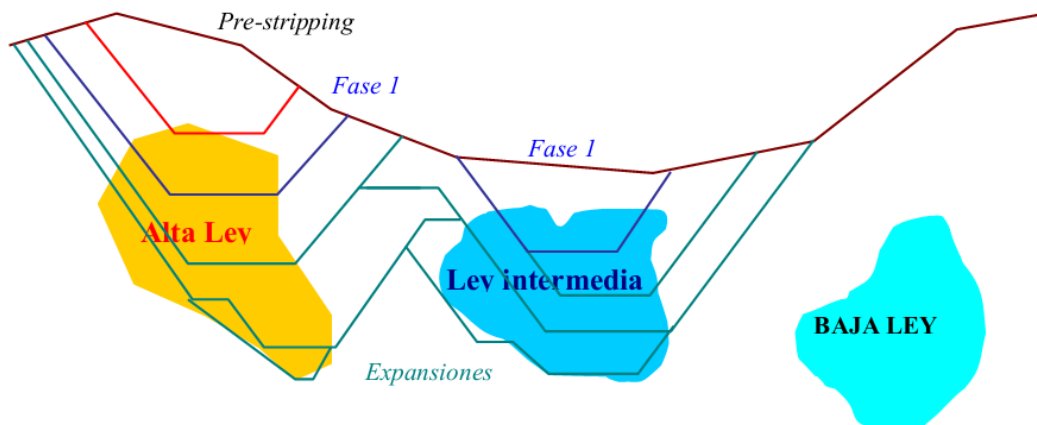
Plantaremos dos casos conteniendo tres ejemplos para una misma distribución espacial con una topografía dada.

Caso N°1: Cuerpos con similares leyes.

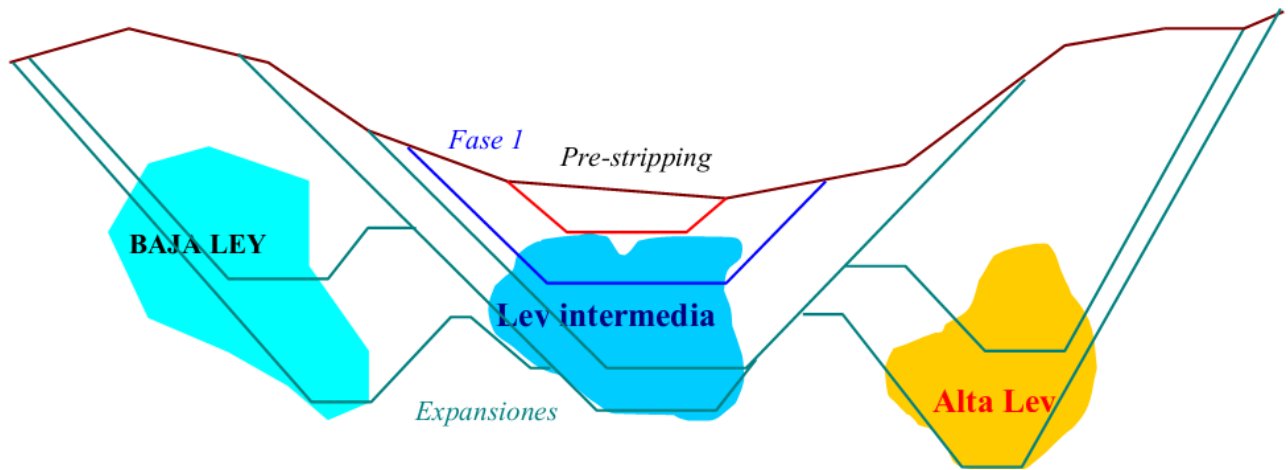


Probablemente el cuerpo que se encuentra más profundo no pueda ser extraído en las mismas condiciones que los otros (mercado del producto y modelos económicos).

Caso N°2: Cuerpos con distintas características de Leyes en profundidad.



Principalmente se debe evaluar técnica y económicamente la alternativa de iniciar la explotación por uno u otro cuerpo. Nuevamente puede que el cuerpo más profundo (que en este caso es de menor ley) no sea rentable su extracción.

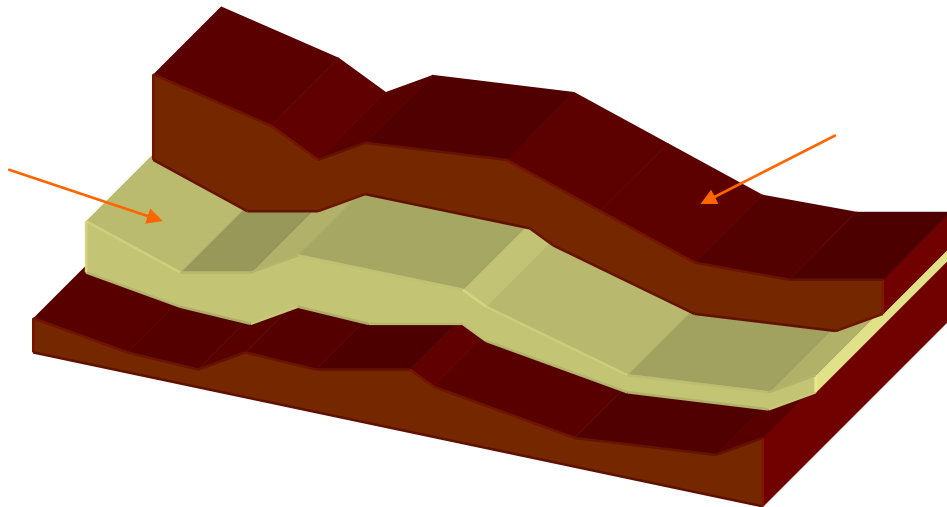


En este caso se puede observar que el yacimiento podría ser explotado casi en su totalidad, debido a la distribución espacial de los cuerpos.

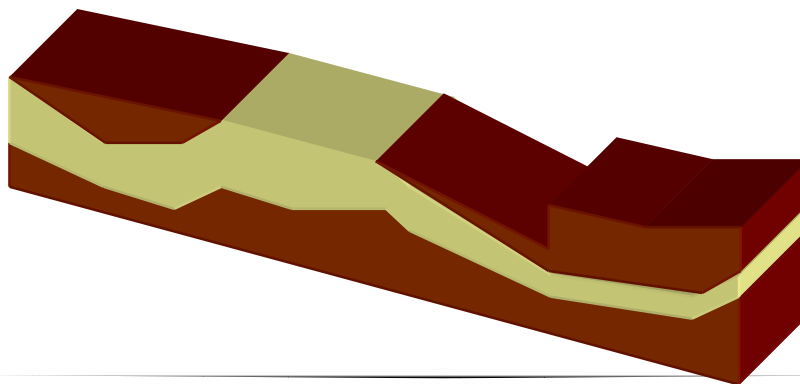
11. EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO EN YACIMIENTOS CALICHEROS

Dentro de la explotación de minas no podemos dejar de lado la explotación de yacimientos no metálicos, ya que en el norte de nuestro país se realizan operaciones muy interesantes referidas a este tema, como lo son las faenas de extracción de caliche y la explotación del Salar de Atacama, ambas en la segunda región.

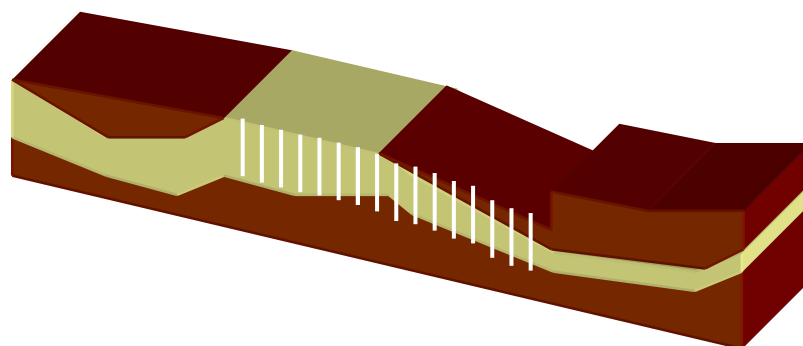
El caliche, se encuentra situado en capas tipo manto de espesor y ley variables, cubiertas por otra capa de sobrecarga también de espesor variable, la cual debe ser removida (a modo de prestripping) dejando al descubierto el material de interés.



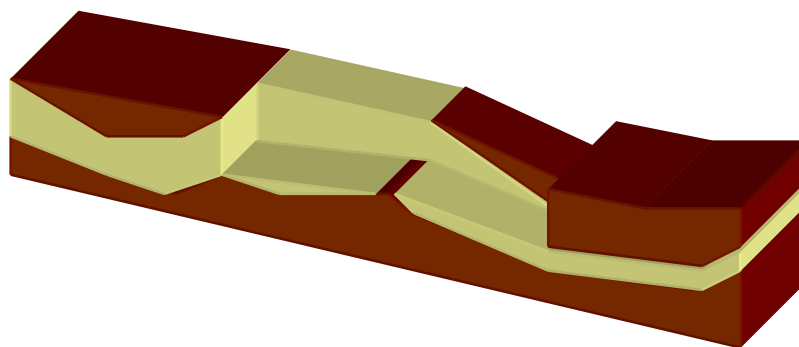
La remoción de la capa superficial se realiza mecánicamente, a menos que la dureza o compactación de ella requiera el uso de explosivos para su remoción, pero generalmente al tratarse de un tipo de suelo, más que de roca, el uso del bulldozer es suficiente. Posteriormente el wheeldozer realiza algunas pasadas por la zona, de modo que el piso quede lo suficientemente parejo para permitir el acceso y operación de los equipos de perforación.



La perforación se realiza principalmente con equipos pequeños, perforadoras DTH con perforaciones de diámetro 3,5”, y con mallas de perforación variables, lo cual hace que los factores de carga varíen entre 180 y 330 gr./ton, lo cual es bastante curioso. El explosivo principal es el ANFO.



Los bancos alcanzan alturas de 1.5 a 6 metros, dependiendo del espesor de la capa calichera, lo que hace que en esta explotación se realice la operación en forma muy singular.



El carguío se realiza con cargadores frontales y el transporte en camiones, dependiendo de las capacidades de operación de la faena. En faena podemos observar camiones de 85 toneladas.

12.PROCESOS PRODUCTIVOS EN MINERIA A CIELO ABERTO

El objetivo final de una mina a rajo abierto es obtener un producto en cantidad y calidad definidas previamente. Este objetivo puede ser dividido en sub-objetivos, donde a cada uno de ellos, podemos asociar un proceso o sub-proceso, el cual tiene asociado un conjunto de actividades.

En general, se define como proceso productivo a la actividad o conjunto de actividades, sobre las cuales actúan diversos factores externos e internos y que a través de la interacción entre ellos y las actividades del proceso, permitirán obtener uno o más resultados o productos.

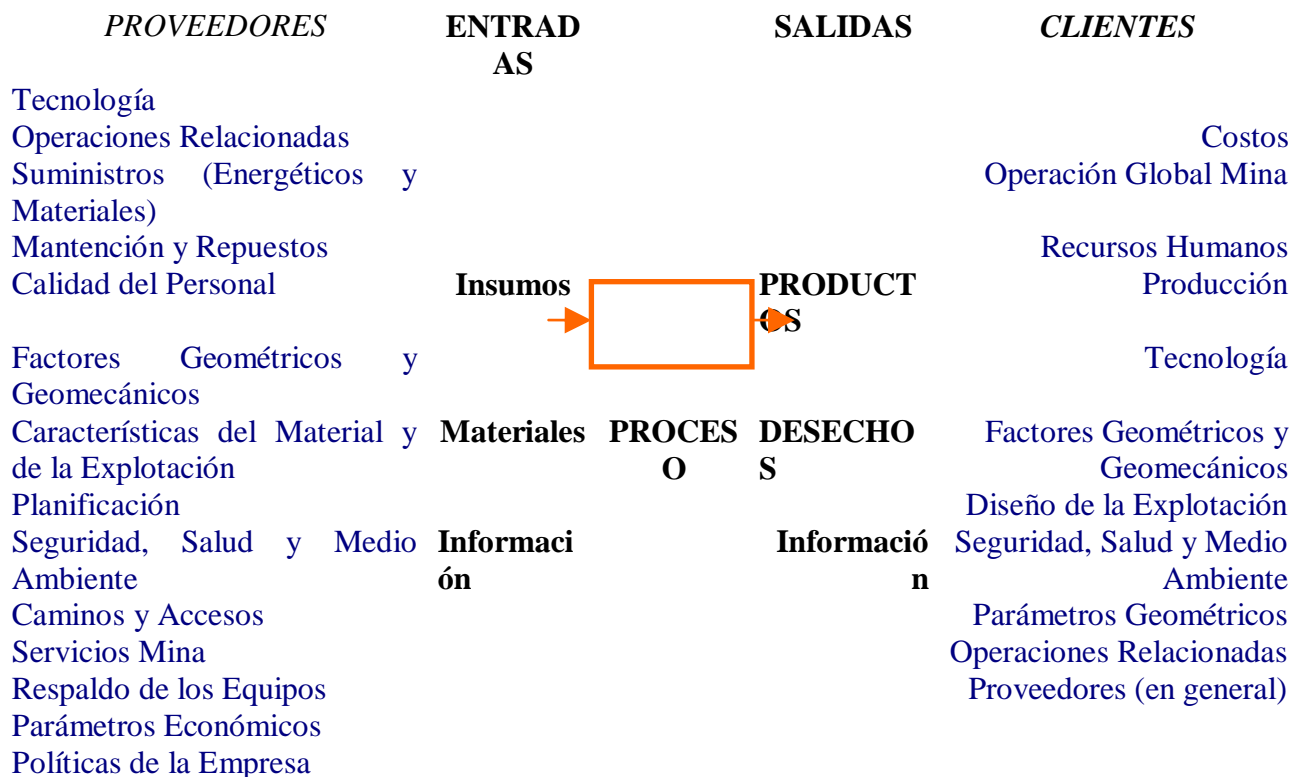
Para el caso de las operaciones en una mina a rajo abierto, definiremos como procesos productivos a todas las operaciones mineras que arrojen como resultado de dichas operaciones ya sea un producto físico o información.

Es de gran importancia garantizar un ambiente de operación apto para lograr los mejores rendimientos de los equipos involucrados, tanto en la parte física (material, equipos, mantención, disponibilidad, insumos, etc.), como en la parte humana (operadores, mantenedores, jefes de turno u otros).

Debemos destacar que el principal insumo y a la vez producto de cada proceso productivo es la información, la que en función de su calidad y cantidad permitirá llevar a cabo los procesos productivos en el mejor de los escenarios y con el más alto potencial de éxito posible. La información es lo principal para garantizar la coordinación y el buen desarrollo de cualquier actividad.

12.1 Esquema Proveedores - Entradas - Proceso - Salidas - Clientes

En un proceso convergen y divergen distintos entes puede ser visualizados de la siguiente forma:



Bajo este esquema los Clientes son los principales condicionantes del quehacer del proceso, ya que definen las exigencias de calidad y cantidad de las salidas que un proceso entregará. Por otro lado los Proveedores juegan también un destacado rol, ya que para que un proceso genere salidas de buena calidad, las entradas (suministradas por los proveedores) deben ser también de buena calidad. Para que, tanto las entradas como las salidas de un proceso, sean de calidad debemos garantizar un flujo permanente de información, ya sea entre Clientes y el Proceso como entre Proveedores y el Proceso.

El rendimiento final o total de una operación minera dependerá de que cada proceso y los procesos anteriores y posteriores obtengan resultados que cumplan y luego superen las expectativas de los clientes ya sean internos o externos. Debemos notar que el resultado global es producto de una cadena de resultados entrelazados y que el objetivo será obtener un buen rendimiento global a pesar que en algunos casos pueda significar desmejorar el resultado de una actividad particular (en cuanto a costos y/o rendimientos).

Los factores que con mayor frecuencia estarán presentes, ya sea como *entradas* o *salidas*, en todo proceso productivo en la mina son los que se describen a continuación:

12.2 Características Geomecánicas de la Roca

La competencia que tengan las rocas involucradas en una explotación en particular, condicionará las dimensiones de nuestra mina, ya que nos definirán en gran medida los ángulos de talud los cuales influirán (entre otras cosas) en las pautas de operación y en el rendimiento de la flota de equipos.

Por ejemplo; si por razones geomecánicas debiera variar el ángulo de talud, necesariamente debieran variar las condiciones de operación y por ende los costos.

La posibilidad de construir bancos dobles o de mayor altura también influirá en la operación (equipos y costos), ya que no siempre con los mismos recursos podrá garantizarse los resultados para este tipo de cambios operacionales.

En lo que a geomecánica se refiere los procesos necesitan información para estimar si existirá algún cambio en sus rendimientos y costos, debido a algún cambio en la calidad de la roca o estructuras y si es necesario cambiar alguna variable de operación.

12.3 Características del Material removido

La dureza y abrasividad de la roca influirán en el rendimiento y costos de todos y cada uno de los procesos productivos; por ejemplo, es muy diferente perforar roca dura que roca blanda, así como también las estructuras presentes influyen en la calidad de la perforación.

12.4 Mantenimiento

La mantención juega un rol fundamental en cualquier operación que involucre equipos, ya que la disponibilidad física de ellos influye directamente en el rendimiento, por lo tanto en sus costos. La disponibilidad de repuestos y asistencia técnica permitirá mejorar los índices operacionales y con ello la operación misma.

Como cliente, la mantención necesita que la información generada en el proceso sea lo más real posible y que el uso de los equipos sea el adecuado, en lo cual el operador juega un papel fundamental.

12.5 Planificación y Producción

La adecuada planificación de la producción permitirá que el rendimiento de los equipos sea el adecuado, lo ideal es que dicha planificación se realice en función de los rendimientos actualizados de la flota de quipos, de la adecuada distribución de los recursos y de las condiciones de operación existentes. Por ejemplo, si dentro de las exigencias de producción se encuentran puntos de operación muy alejados entre sí y la disponibilidad de los equipos no es ideal, nos encontraremos en una situación en que no es posible lograr la producción esperada o bien se logrará a costos muy elevados.

Como cliente la planificación requerirá información fiel de las operaciones (reportes de operación, movimiento, disponibilidades, etc.), para así poder proyectar a futuro los movimientos de materiales y disposición de recursos requeridos.

12.6 Servicios Mina

Fundamental resulta que los equipos de servicios mina actúen conforme a los requerimientos de operación, esto es que se encuentren disponibles cuando se les necesite y que no interfieran negativamente con la operación.

Por ejemplo, servicios mina juega un rol preponderante en el mantenimiento de los caminos y accesos, ya que cuando éstos se encuentran en buen estado permitirán desarrollar mejores maniobras a los equipos productivos, produciéndose mejores rendimientos y además permitirá disminuir el desgaste o daños a los neumáticos (o aceros), por lo que los costos disminuirán.

La adecuada preparación de las zonas de operación permitirá una operatividad óptima de los equipos y que garantizará el buen funcionamiento de ellos (menor probabilidad de ocurrencia de daños) y algo muy importante, la disminución de la probabilidad de ocurrencia de accidentes con sus respectivas consecuencias.

12.7 Seguridad, Salud y Medio Ambiente

La seguridad, la salud y el medio ambiente son preocupaciones permanentes y eternas en todo tipo de actividades, tanto como entradas, como salidas y como elementos internos de un proceso. En razón de esto en las operaciones mineras resulta fundamental garantizar al personal su seguridad, proteger su salud y la interacción positiva con su entorno.

En la operación normal de un equipo, debemos siempre esforzarnos para que la probabilidad de ocurrencia de un incidente o accidente sea nula. Una operación segura genera un bienestar global en el personal de la mina, conduciendo a un rendimiento operacional mayor en el corto, mediano y largo plazo, y cuando los incidentes ocurren el balance final siempre es negativo tanto para la faena, como para el personal y el entorno.

12.8 Suministros

La disponibilidad de suministros para la operación es fundamental para el desarrollo de estas, ya sea como suministros de alimentación directa (electricidad, agua potable e industrial, etc.) o indirecta (repuestos, neumáticos, materiales, piezas de desgaste y otros). La adecuada programación de las actividades permitirá definir y mantener una buena gestión en el almacenamiento de suministros (stock), con el fin de que cuando un proceso requiera alguno de ellos siempre se disponga de este.

12.9 Operaciones y funcionamiento global

Las operaciones relacionadas y realizadas antes y después del proceso en cuestión, generan productos y resultados útiles para el proceso mismo, ya que de estos depende el buen comienzo del proceso productivo siguiente. Recordemos que cada proceso es parte de una cadena de información, resultados y operación global de la faena, por lo tanto dependen una de la otra.

La operación global de la mina permitirá dar la pauta a las operaciones particulares, en el sentido de definir las estrategias con que se abordarán cada una de las situaciones particulares. El concepto de globalidad encierra el concepto de equipo de trabajo y no necesariamente el funcionamiento propio. Es importante recordar siempre que cada operación puede mejorar individualmente (aunque en un momento dado sea más conveniente para la faena no hacerlo), ya que en algún momento puede darse la oportunidad de evaluar si esa mejora particular junto a otras actividades permitirá hacer una mejora global en la operación, por lo que hay que estar siempre preparado para decir: **MI OPERACIÓN PUEDE MEJORAR SI ASÍ LO REQUIERE LA FAENA.**

12.10 Tecnología, Equipos y respaldo

La tecnología nos provee día a día de nuevos adelantos que podrían mejorar los rendimientos de los equipos, por lo que es importante que los procesos cuenten con la flexibilidad tecnológica necesaria

para conocerlos y aplicarlos, ya que si se genera un adelanto tecnológico importante y no puede ser aplicado a nuestros equipos o procesos, difícilmente podremos acceder a esta mejora.

Como cliente la tecnología y los fabricantes de equipos requieren de información, la cual se obtiene directamente de la operación, por lo que el rendimiento de los equipos será un producto de gran valor para que la tecnología busque alternativas y avances que permitan mejorar nuestra operación.

En cuanto a los equipos, la adecuada selección de ellos permitirá lograr mejoras considerables en los rendimientos y costos esperados para la operación, donde el respaldo de los distribuidores y fabricantes resulta ser esencial para garantizar el comportamiento de los equipos y la respuesta ante imprevistos.

12.11 Costos

Como proveedor y cliente los costos son controladores de nuestro proceso, ya que son los mejores indicadores del estado del proceso respecto a lo estimado, deseado y obtenido en otros períodos o en otras faenas. Los costos deberán ser evaluados en forma global, el costo de un proceso puede que llegue a ser alto y que a la vez permita que el costo global de la faena sea menor de lo establecido, debemos recordar siempre, que nuestros procesos están encadenados y dependen en gran medida de los resultados de los otros procesos involucrados.

12.12 Calidad del personal

Un personal bien entrenado, capacitado, motivado y comprometido en la operación naturalmente mejorará el rendimiento del proceso, a la vez que permitirá obtener información para el mejoramiento continuo de las operaciones y del mismo personal ligado a ellas. Una persona que se siente partícipe de la gestión y operación de la empresa se comprometerá a crecer con ella y permitirá la comunicación clara y fluida. Por esto, el alimentar a cada proceso con la información sobre la calidad de su personal, resultará crucial para la mejora continua de los resultados.

13 OPERACIONES UNITARIAS O PROCESOS PRODUCTIVOS INDIVIDUALES EN LA EXPLOTACIÓN DE MINAS A CIELO ABIERTO

13.1 PERFORACIÓN



El objetivo del proceso de perforación en palabras simples es “Construir un espacio físico definido dentro de la roca que será removida (hoyos de perforación), para luego en estos hoyos colocar el explosivo que más tarde será detonado”. Para materializar esta actividad es necesario efectuar la siguiente secuencia:

- Programación de la ubicación de los pozos a perforar
- Selección de los aceros a utilizar
- Preparación de la zona de trabajo (topografía y limpieza)
- Posicionamiento de equipos (en cada tiro)
- Perforación (de cada tiro)
- Muestreo de detritus
- Verificación de la calidad y cantidad de tiros perforados
- Retiro del equipo del sector

Esta secuencia se cumple hasta que hayan sido perforados todos los sectores programados.

El proceso de perforación se describe a continuación.

¿Cuándo se lleva a cabo?

Una vez que se han definido los puntos a perforar y se tiene acceso al sector de trabajo. Cumplido con esto el equipo toma posición para iniciar la operación.

¿Qué se hace?

Fundamentalmente lo que se hace es agujerear la roca que será removida por la tronadura, según las especificaciones técnicas de operación (malla, profundidad, diámetro, inclinación).

¿Con qué se hace?

La operación se realiza con equipos diseñados para este fin como perforadoras (rotativas, DTH) y equipos auxiliares (compresores, captadores de polvo). (Ver texto Maquinarias y Equipos Mineros para la Explotación de un Rajo Abierto).

Las características de la flota de perforadoras seleccionada tendrá relación directa con las características de la mina, tanto físicas, geométricas y operacionales (rendimientos exigidos, envergadura de las tronaduras, sectores especiales).

¿Cómo se hace?

El operador posiciona su equipo en los puntos especificados en el diagrama de perforación, fija el equipo y comienza la operación, la cual básicamente consta del apoyo del bit o tricono sobre el terreno e inicia la perforación con las especificaciones de velocidad de rotación, pulldown (empuje) y velocidad del aire de barrido en función de las características de la roca a perforar. A medida que el pozo se construye llega un momento en que debe realizarse la adición de una nueva barra (barra larga si es que la longitud del pozo así lo requiere), lo cual se realiza por medio de la misma máquina (carrusel de barras). Una vez finalizada la perforación se procede a retirar el set de aceros desde el agujero (izamiento), y finalmente el equipo se retira del lugar hacia otro punto.

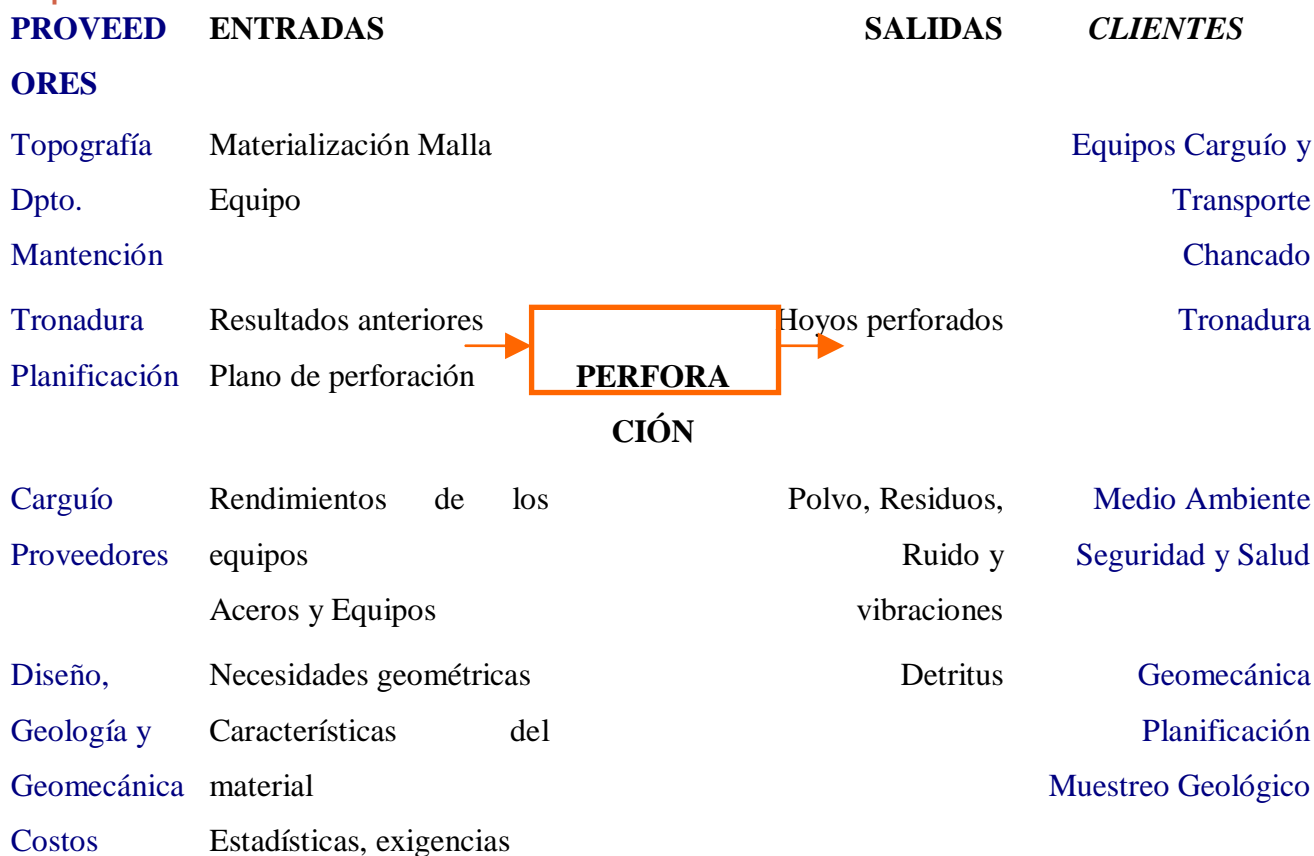
¿Cuál es el costo de perforar?

El costo de perforación que se obtenga en una operación en particular, dependerá de varios factores, entre ellos: Dureza de la roca, presencia de estructuras geológicas, calidad de los aceros, mantenimiento de los equipos y calidad de los operadores.

De acuerdo a la experiencia práctica podemos indicar que los costos de perforación (incluyendo los de operaciones y mantenimiento), fluctúan entre un 10% y un 15% del costo global de la operación de la mina, esto es, normalmente el costo del metro perforado se ubica entre 6 a 15 US\$/ mb dependiendo del tipo y de la edad de los equipos disponibles.

En cuanto al precio de las perforadoras se aprecian montos del orden de los US\$ 400.000 a US\$ 1.600.000 (dependiendo de los potenciales de la máquina y de sus prestaciones). Este amplio rango de precios que se encuentran en el mercado obedece a que es posible diferenciar tres segmentos distintos de perforadoras: DTH (4.5” a 7”: 250.000 a 450.000 dólares), Rotativa sobre neumáticos (6” a 12”: 500.000 a 900.000 dólares) y Rotativa sobre orugas (8” a 12”: 600.000 a 1.600.000 dólares).

Esquema Particular Proveedores - Entradas - Perforación - Salidas - Clientes



MEDICION ES Cumplimiento de las especificaciones técnicas, Precios, Rendimientos esperados.

MEDICIONES Costos, Rendimientos, Vida útil, información en general, Grado de satisfacción del cliente, Calidad pozos perforados, Malla

Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de Perforación.

Relación Perforación con Tronadura

La tronadura es el primer cliente de la perforación, ya que si los tiros no cumplen las especificaciones del cliente, se aumenta la probabilidad de fracaso en la calidad de la tronadura, lo que desencadenaría un grave problema en cuanto a operación, costos y producción. Por ejemplo un tiro más corto de lo especificado generará pisos irregulares o la necesidad de tronadura secundaria, por el contrario un tiro más largo podría generar una sobre excavación.

A la vez la tronadura actúa como proveedor de información a la perforación, en el sentido que entregará sus requisitos en cuanto a la calidad de la perforación.

Relación Perforación con Carguío

Si el procedimiento de perforación no respetó la ubicación específica de cada tiro, es decir la malla no se perforó según el diseño generará algunos tiros con mayor o menor espaciamiento, los que después de efectuada la tronadura podría traducirse en cambios no deseados en la granulometría esperada; por ejemplo, sobre tamaño del material a ser cargado (requiriéndose reducción secundaria), bajo tamaño del material (generando aumento de finos que podría disminuir el rendimiento en la molienda SAG).

Otro efecto negativo en el carguío que generaría el no respetar el largo de los pozos es que por ejemplo los tiros más largos podrían generar sobre excavación y tiros más cortos pisos irregulares que pueden dañar mecanismos de los equipos de carguío.

Relación Perforación con Factores Geométricos y Geomecánicos

La posibilidad de construir bancos dobles o de mayor altura influirá en la operación del perforación (equipos y costos), ya que no siempre con los mismos recursos podrá garantizarse los resultados para este tipo de cambios operacionales. En lo que a geomecánica se refiere la perforación necesita información para estimar si es necesario cambiar alguna variable de operación (espaciamiento y/ o inclinación de los tiros por ejemplo). En el caso de perforaciones en la pared de pit final se tendrá en cuenta la posibilidad de realizar perforación para pre corte o perforaciones de menor diámetro.

Como cliente la geomecánica recibe información de la perforación acerca de cambios relevantes en el tipo de roca perforada, que no hubiesen estado contemplados.

Características del material

La dureza y abrasividad de la roca influirán en el rendimiento y costos de la perforación, es muy diferente perforar roca dura que roca blanda, así como también las estructuras presentes influyen en la calidad de la perforación.

Seguridad, Salud y Medio Ambiente

Actualmente los equipos cuentan con captadores de polvo, los que deben ser bien mantenidos para garantizar la efectividad.

13.2 TRONADURA



El objetivo del proceso es “Fracturar y remover el material requerido por el programa de producción, a una granulometría adecuada para su posterior manejo (carguío, transporte, chancado o botaderos)”, lo cual se puede resumir en la siguiente secuencia:

- Preparación de la zona de trabajo (incluye el aislamiento del sector),
- Posicionamiento de equipos de carguío de explosivos,
- Introducción del explosivo y los accesorios necesarios,
- Control de calidad del explosivo (en ciertos casos),
- Entacado del pozo,
- Amarre según secuencia especificada,
- Revisiones de seguridad en el sector (y otros sectores involucrados),
- Primer aviso,
- Avisos posteriores y último,
- Polvorazo (tronadura),
- Ventilación o limpieza del sector (hasta que la zona quede limpia),
- Revisión de seguridad (tiros quedados, bloques colgados),
- Quema de tiros quedados, descolgado de bloques, reducción secundaria.

Esta secuencia se cumple hasta que el material quede en condiciones aptas para ser manipulado por el proceso siguiente.

El proceso productivo de se puede esquematizar de la siguiente forma:

¿Cuándo se lleva a cabo?

Una vez que todos los pozos han sido perforados y cumplan con los requisitos de calidad y cantidad. Cumplido con esto se inicia la operación.

¿Qué se hace?

Fundamentalmente lo que se hace es introducir el explosivo en los pozos de perforación, con sus respectivos accesorios y realizar el amarre para dar la secuencia de la salida de cada columna explosiva.

¿Con qué se hace?

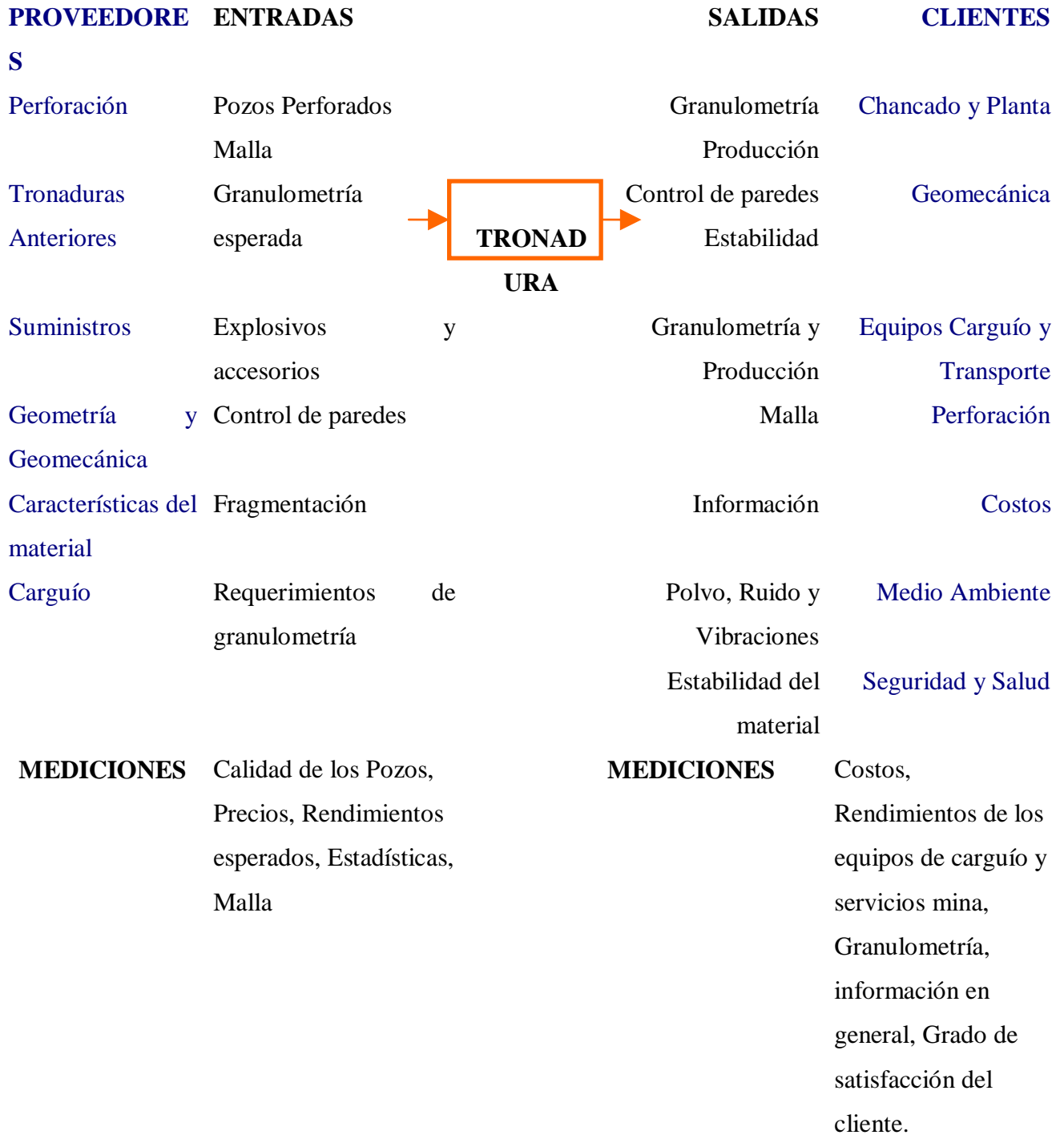
La operación se realiza con equipos adecuados y personal calificado, según la descripción del proceso, y con la supervisión permanente sobre la operación (por ser ésta una operación de alto riesgo).

En el caso de que se contara con una flota de equipos, dicha flota tendrá relación directa con las características de la mina, tanto físicas, geométricas y operacionales (rendimientos exigidos). (Ver texto Maquinarias y Equipos Mineros para la Explotación de un Rajo Abierto).

¿Cuál es el costo de tronar?

En función de los rendimientos exigidos y alcanzados, las características de la explotación, los equipos, la operación y el mercado, se puede obtener costos de operación que fluctúan entre un 8 % a un 14 % del costo global de la operación de la mina, pudiendo ser mayores o menores dependiendo de las condiciones de operación en la faena. El costo de los insumos dependerán de las características de ellos y de la necesidad de su utilización en la tronadura. Dentro de este grupo se puede destacar que una tonelada de ANFO cuesta alrededor de los US\$ 650. El costo de los accesorios puede alcanzar entre un 5 y un 8% del costo global de la tronadura.

Esquema Particular Proveedores - Entradas - Tronadura - Salidas - Clientes.



Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de la Tronadura.

Tronaduras anteriores

Los resultados de las tronaduras anteriores revisten una de las principales fuentes de información para la materialización de la tronadura actual, ya que guardan datos acerca de la respuesta del material a los explosivos y al diseño, junto con los resultados de las otras operaciones afectadas por estos mismos resultados.

Perforación

Como proveedor debemos destacar que la perforación es la responsable de entregar una buena calidad en los pozos, ya que un pozo mal perforado generará dificultades posteriores (hoyos, patas, material no removido, etc.), además de proveer de información acerca del estado de los pozos (secos, agua, derrumbes, fracturas, etc.).

Como cliente la perforación recibe la información de los requisitos de la tronadura.

Suministros

En este caso en particular los suministros son altamente peligrosos (explosivos) y delicados en su almacenaje, por lo que debemos tener mucho cuidado en el manejo de ellos y especialmente en el control periódico que se realice (almacenamiento, calidad del explosivo, manejo, transporte, etc.). En este caso la mala calidad de los suministros puede generar no solo un problema de operación sino que puede desencadenar accidentes con pérdida de vidas.

Carguío y Transporte

El carguío es el primer cliente de la tronadura, es el que se las tendrá que arreglar para manipular el material tronado y si este material no cumple con las características apropiadas (granulometría, geometría de la ola de escombros, estado del piso, etc.), la operación del carguío se verá severamente afectada (incremento de costos y daños en equipos), así mismo el transporte será afectado al bajar sus rendimientos (ciclo de carguío mayor) y podrá sufrir daños al ser cargado con material de mayor tamaño que lo ideal (colpas).

Chancado

El chancado recibe el mineral de la mina y tendrá que realizar la primera etapa de conminución asistida por equipos, los cuales necesitarán cumplir con ciertos requisitos de operación (granulometría adecuada). El primer proceso de conminución se realiza en la tronadura, y debe ser tal que el material que llegue al chancado sea capaz de ser procesado por este, si no es así se tendrá que realizar reducción secundaria del sobre tamaño, es decir aumentar los costos de operación si es que el mineral que llega al chancado tiene una gran fracción de grueso.

Costos

Uno de los principales afectados con el resultado de la tronadura es el ítem de costos, ya que hemos visto que un mal resultado de la tronadura desencadena muchos problemas en operaciones posteriores, bajando sus rendimientos y por ende incrementando los costos.

Es importante destacar que al incrementar los costos de la tronadura se puedan bajar los costos globales de la mina, y que tendremos que establecer el límite de ello realizando una evaluación permanente de estos.

Geometría y Geomecánica

Debe tomarse en cuenta que la envergadura de la tronadura puede generar problemas geomecánicos inmediatos o a largo plazo en la estabilidad de mina, por lo que la relación entre la tronadura y la geomecánica es directa y de gran importancia.

La geometría de la explotación también tendrá relación con la tronadura, la geometría de la tronadura va entregando el avance topográfico periódico de la explotación, la cual permitirá ir evaluando el cumplimiento de la geometría final.

Características del material

En función de las características del material se diseñará la tronadura, ya que los resultados requeridos por los procesos posteriores pueden estar definidos (en cuanto a granulometría, geometría de la ola de escombros, por ejemplo), pero el material a ser tronado puede ser diferente cada vez y por ello requerirá un análisis previo de las características particulares del sector a tronar.

Seguridad, Salud y Medio Ambiente

Ya mencionamos que este proceso es de alto riesgo, por lo que debe llevarse un adecuado y estricto control de los insumos y del personal involucrado en este proceso.

En lo que medio ambiente se refiere, principalmente se generan problemas de vibraciones, ruido y generación de polvo en suspensión, lo cual de una u otra manera deberá ser controlado.

13.3 CARGUÍO Y TRANSPORTE



Dentro de los procesos productivos de mayor costo se encuentra el carguío y transporte de material, debido a que es el proceso con mayor cantidad de equipos involucrados (flota), alto grado de mecanización, menor rendimiento productivo por equipo y constituye un proceso de operación prácticamente continuo y lento.

El objetivo del proceso es “Retirar el material tronado de la frente y transportarlo adecuadamente a su lugar de destino”, lo cual se puede resumir en la siguiente secuencia:

- Preparación de la zona de trabajo,
- Posicionamiento de equipos,
- Retirar el material tronado desde la frente de trabajo (Carguío),
- Traspaso del material al equipo de transporte dispuesto para el traslado,
- Transporte del material a su lugar de destino (Planta, acopio, botaderos, etc.),
- Descarga del material,
- Retorno del equipo de transporte al punto de carguío (si es que se requiere su retorno).

Esta secuencia se cumple hasta que haya sido retirado el material requerido de la frente.

Como lo mencionamos anteriormente, este proceso productivo es el más influyente en los costos de operación (45% al 65% del costo mina), por lo que es de gran importancia garantizar un ambiente de operación apto para lograr los mejores rendimientos de los equipos involucrados, tanto en la parte física (material, equipos, mantención, disponibilidad, insumos, etc.), como en la parte humana (operadores, mantenedores, jefes de turno, etc.).

El proceso productivo de carguío y transporte se puede esquematizar de la siguiente forma:

¿Cuándo se lleva a cabo?

Una vez que el material ha sido tronado y que se ha revisado el área verificando que la operación será segura (tiros quedados, colpas muy grandes, derrumbes, etc.), se procede a preparar la zona de carguío (sello), para lo cual se requerirá (si es necesario) de equipos de apoyo como bulldozers, wheeldozeres, cargadores de servicio, camiones de riego, que dejen expedito el sector para la operación de los equipos de carguío y transporte. Cumplido con esto se posiciona el equipo de carguío con su correspondiente flota de equipos de transporte para iniciar la operación.

En minas de rajo abierto la preparación del sello no constituye una operación unitaria para el ciclo de carguío y transporte, ya que por lo general es más de una la zona a cargar y mientras los equipos de carguío y transporte operan en un sector, los equipos de apoyo están preparando otro.

¿Qué se hace?

Fundamentalmente lo que se hace es extraer el material quebrado (tronado) desde la frente de operación por el equipo de carguío, para luego ser depositado en el equipo de transporte, lo cual se logra posicionando el equipo (cargador frontal o pala) frente al material cargado, en un área donde tanto el equipo de carguío como los equipos de transportes puedan operar sin problemas. El equipo de carguío penetra el material tronado con su balde, llenándolo y desplazándolo hacia el punto de descarga, donde el balde es vaciado sobre la tolva del equipo de transporte (o recipiente). Esto se repite hasta que el equipo de transporte alcance su llenado operacional y sea reemplazado por otro equipo de transporte para continuar cíclicamente hasta agotar el material de la frente de trabajo.

Los equipos de transporte trasladarán el material a su destino parcial o final, ya sea a botaderos (estéril), acopios de mineral con baja ley, acopios de lixiviación, acopios de mineral de alta ley, chancado, etc., donde procederán a descargar el material y retornar a la operación (carguío, reserva o mantención).

¿Con qué se hace?

La operación se realiza con equipos adecuados, según la descripción del proceso, es decir dependiendo de la continuidad del proceso y los equipos involucrados. Para el carguío se cuenta con variados equipos como Cargadores frontales, Palas hidráulicas de excavación frontal o retro excavadoras, Palas cable, Dragalinas, Rotopalas, etc., para el caso del transporte se cuenta con equipos como Camiones convencionales (carreteros), Camiones articulados, Camiones fuera de carretera, Ferrocarriles, Correas transportadoras, Mototraillas (auto cargadoras), etc.

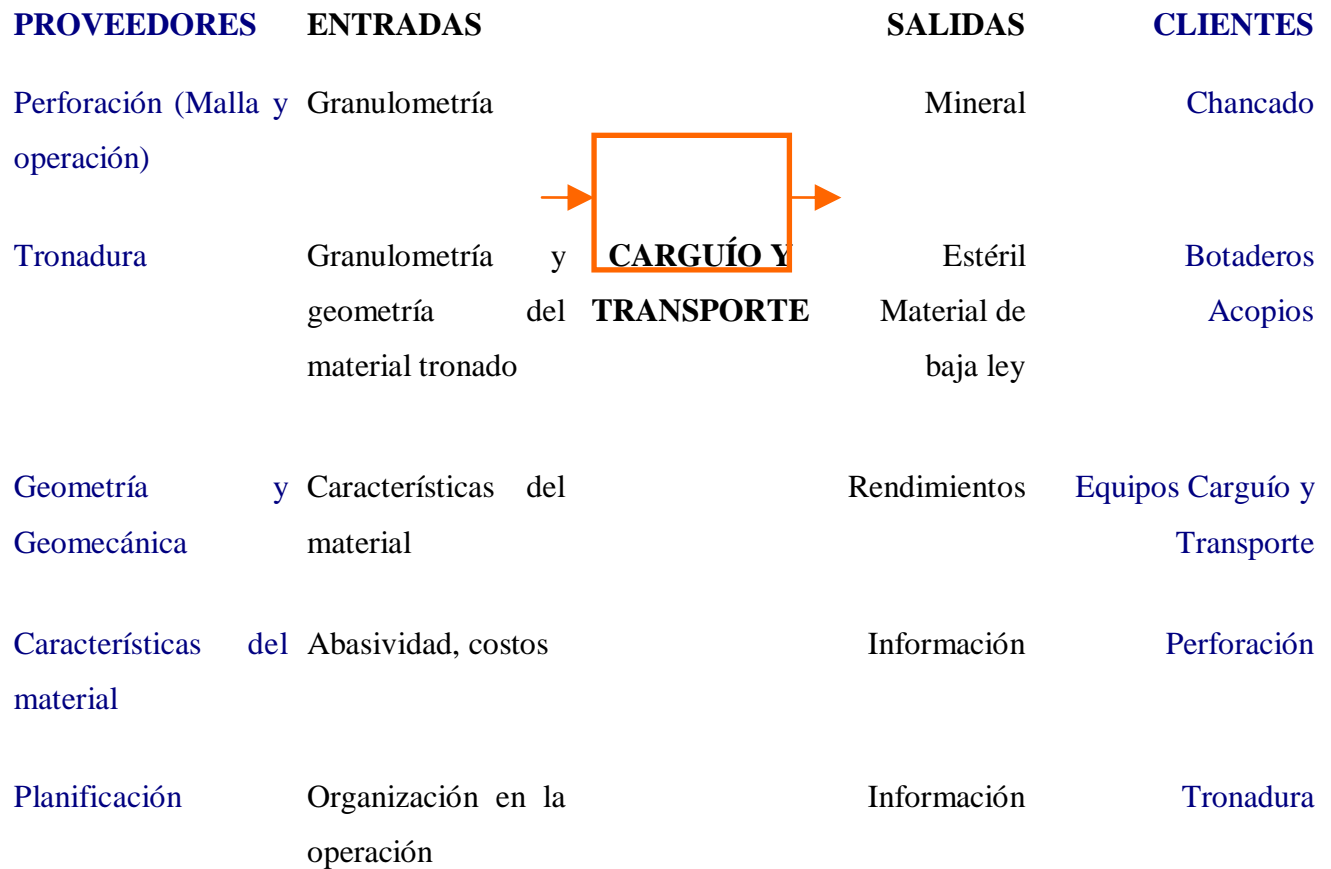
La flota seleccionada tendrá relación directa con las características de la mina, tanto físicas, geométricas y operacionales (rendimientos exigidos). (Ver texto Maquinarias y Equipos Mineros para la Explotación de un Rajo Abierto).

¿Cuál es el costo de cargar y transportar?

En función de los rendimientos exigidos y alcanzados, las características de la explotación, los equipos, la operación y el mercado, se pueden obtener costos de operación que fluctúan entre un 45 a un 65% del costo global de la operación de la mina, pudiendo ser mayores o menores dependiendo de las condiciones de operación en la faena. El carguío oscila entre un 10 y un 20% del costo y el transporte entre un 35 y un 45%.

En cuanto a inversiones, también podemos apreciar que los montos involucrados respecto a las otras operaciones unitarias, son mucho mayores ya que un camión de 240 Ton cortas cuesta más de US\$ 2.000.000, un cargador frontal adecuado para este camión tiene un valor similar y una pala hidráulica para este tipo de camiones tiene un valor superior a los US\$ 5.000.000. Existen otros equipos de carguío y transporte de menores capacidades, lo cual se verá reflejado en un valor menor. Debemos notar que la capacidad de los equipos incide directamente en el rendimiento de éstos.

Esquema Particular Proveedores-Entradas-Carguío y Transporte-Salidas-Clientes



Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de Carguío y Transporte.

Perforación

La perforación de una malla determinada influirá fuertemente en el buen desarrollo del proceso de carguío y transporte, ya que la granulometría esperada del material dependerá del diseño de la malla (relacionado a la vez con las propiedades físicas de la roca a perforar). Una buena malla de perforación, así como una buena perforación (tiros bien perforados según las especificaciones técnicas) garantizará primeramente la buena operación del equipo de carguío (factores de llenado adecuados, frecuencia de aparición de colpas menor, menor desgaste de los baldes, menor sometimiento a sobre esfuerzos de los equipos por choques o arranque de material, etc.), y garantizará una mejor operación del transporte (menor daño por impactos de colpas en la tolva, mejores factores de llenado, mejor descarga de materiales, etc.).

Como cliente, la perforación requerirá que las zonas abandonadas por el carguío queden expeditas, para continuar después las actividades de perforación, es decir que sus accesos y superficies a perforar en el futuro cumplan con los mínimos requerimientos para que los equipos de perforación puedan realizar sus actividades.

Tronadura

Similar importancia tiene el buen resultado de la tronadura, ya que la granulometría también dependerá de los factores de carga aplicados (u obtenidos) en los distintos sectores a tronar, podríamos pensar que mientras mayor sea el factor de carga, menor será la granulometría y más fácil se haría la operación de carguío, lo cual no es necesariamente cierto, ya que existe otro factor importante en el resultado de la tronadura que es la proyección del material (ola de material tronado), la cual se incrementa con el factor de carga. Para cada tipo de equipo de carguío existe una proyección de material adecuada (para los cargadores la ola deberá ser de poca altura y de mayor extensión, para palas cable lo ideal es una ola alta y de poca extensión). El rendimiento de los equipos de carguío mejorará según la geometría de la ola de material a cargar, lo cual significará menores actividades de preparación de la zona de carguío y con ello iniciar la operación en un menor tiempo.

Como cliente, la tronadura requerirá que el material tronado anteriormente efectivamente haya sido retirado, de modo de garantizar que la cara libre sea la adecuada (sin material que

amortigüe la tronadura y baje su efectividad, además de necesitar acceso expedito para cargar los pozos.

Parámetros Geométricos y Geomecánicos

Si por razones geomecánicas deberá variar el ángulo de talud, necesariamente variarán los perfiles de transporte en la operación, por ende los costos. La posibilidad de construir bancos dobles o de mayor altura también influirá en la operación del carguío (equipos y costos), el ancho de caminos y accesos, pendientes y otros parámetros influirán en la operación y el rendimiento de los equipos.

Como cliente, algunos parámetros dependerán de la operación de carguío y transporte, diseño de rampas, accesos, pendientes, etc.

Características del material

La geología del yacimiento influirá en lo que es selectividad del material en el carguío, es muy diferente operar en un yacimiento con vetas de alta ley o con mayores exigencias de selectividad, que operar en un yacimiento masivo. La dureza y abrasividad del material influirá en los costos por el desgaste de los aceros de los equipos. La densidad del material también hará variar los costos y la capacidad de los equipos.

Servicios Mina

Fundamental resulta que los equipos de servicios mina actúen conforme a las necesidades de la operación, por ejemplo un camino bien mantenido sin mucho polvo en suspensión permitirá desarrollar mejores maniobras a los equipos de carguío y transporte, por lo tanto mejorará su rendimiento, además de disminuir el desgaste de neumáticos de los camiones (baja el costo), la adecuada preparación de la zona de carguío permitirá una maniobrabilidad óptima de los equipos y garantizará la buena operación mecánica de ellos (menor probabilidad de daños en los equipos).

Seguridad, Salud y Medio Ambiente

En estas operaciones por lo general se producen algunos problemas como el levantamiento de polvo en la carga, descarga y transporte de los materiales, lo cual puede significar una

disminución de los rendimientos en los equipos al disminuir la visibilidad y con el consiguiente riesgo que implica no disponer de una buena visibilidad.

Chancado

El cliente directo de la mina es el proceso del mineral, ya que el producto final debe pasar por otras etapas de producción, en este caso podemos mencionar al chancado como primer paso para el resto del proceso de depuración del producto final. El chancado viene a ser un cliente de la operación global de la mina, principalmente por la granulometría con que llega el mineral, ya que una buena granulometría evitará problemas de reducción de tamaño previamente al chancado. La selectividad con que se realice la operación de carguío influirá en la ley con que llegue el mineral a planta y en el aprovechamiento de los recursos energéticos y de proceso (no resulta conveniente esperar en planta leyes determinadas y recibir menores, gastando energía e insumos en procesar material estéril).

Como proveedor el chancado entregará información a la operación mina acerca de las características del material que está recibiendo y de las necesidades reales de dicho material.

Botaderos

Fundamentalmente la operación y ubicación de botaderos necesita un tratamiento adecuado, la mina entregará el material a ser depositado en ellos y se encargará de su mantención (con equipos y personal), la tasa de crecimiento en volumen de dichos botaderos dependerá de la apropiada mantención, lo cual influirá en el transporte, ya que si agotamos nuestros botaderos cercanos antes de tiempo inevitablemente introduciremos un incremento en el costo de transporte (la ubicación influirá en los costos de transporte) y generará una baja en el rendimiento de la flota de carguío y transporte.

13.4 SERVICIOS MINA



El objetivo del proceso es “mantener la faena en condiciones operativas, garantizando que las operaciones unitarias se realicen con el mejor rendimiento y el mínimo riesgo”, lo cual se puede resumir en la siguientes actividades:

- Preparación de sellos para carguío,
- Construcción, habilitación y mantención de caminos y accesos (y otros),
- Mantención de Botaderos,
- Limpieza en sectores específicos,
- Manejo de materiales (no mineros),
- Apoyo directo a operaciones (carguío, traslado de equipos, etc.),

Este proceso productivo complementario se puede esquematizar de la siguiente forma:

¿Cuándo se lleva a cabo?

Permanentemente en la mina y alrededores de ella se realizan tareas de mantención, construcción y apoyo, por lo que se puede decir que estas actividades se realizan rutinariamente.

¿Qué se hace?

Fundamentalmente lo que se hace es prestar apoyo a las operaciones unitarias productivas (directas), con el fin de mejorar el rendimiento de dichas operaciones.

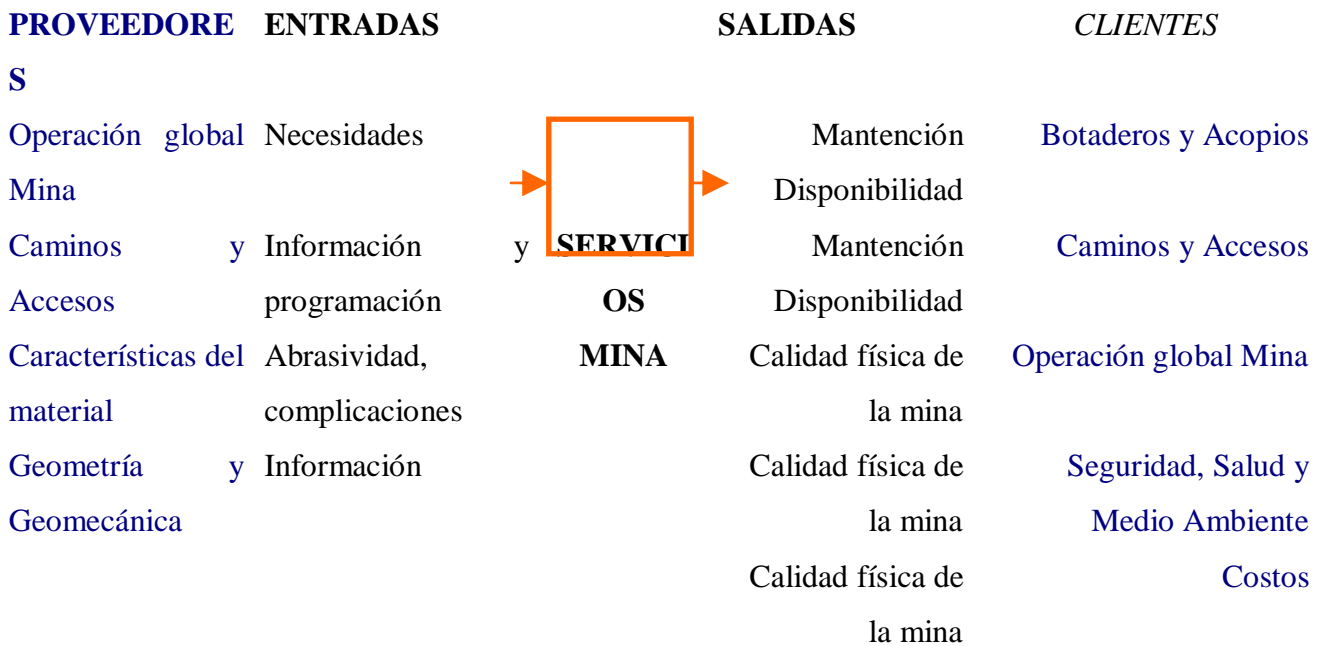
¿Con qué se hace?

La operación se realiza con equipos adecuados, según la necesidad. (Ver texto Maquinarias y Equipos Mineros para la Explotación de un Rajo Abierto).

¿Cuál es el costo de esta operación?

En función de las actividades a realizar y realizadas, las características de la explotación, los equipos, la operación y el mercado, se pueden obtener costos de operación que fluctúan entre un 12 % a un 20 % del costo global de la operación de la mina, pudiendo ser mayores o menores dependiendo de las condiciones de operación en la faena.

Esquema Particular Proveedores - Entradas - Servicios Mina - Salidas - Clientes.



Algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de Servicios Mina.

Operaciones Productivas

Cada operación productiva entregará sus necesidades y prestará su apoyo a los servicios. Por ejemplo una tronadura mal hecha generará un aumento de costos en los servicios, ya que estos tendrán que prestar más apoyo al resto de las operaciones (Carguío, botaderos, chancado, etc).

Botaderos y Acopios

Los botaderos no podrían cumplir con lo requerimientos geotécnicos si no fuesen mantenidos por los equipos y personal de servicios mina. Los acopios de mineral podrían sufrir pérdidas de fino por causa del viento, lo que se evita con un buen servicio de mantención (rociado de acopios por ejemplo).

Características del material

Dependiendo de las características del material, se requerirá un servicio de apoyo mayor o menor, es decir que ante material que genere problemas en la tronadura los servicios tendrán que prestar más apoyo para el carguío, los mismos caminos requieren trato diferente en su mantención en función de la cantidad de arcilla presente (mayor riego, compactación, etc.).

Seguridad, Salud y Medio Ambiente

Uno de los objetivos más importantes de los servicios mina, lo constituyen las actividades de seguridad, salud y medio ambiente. La mantención de caminos, canaletas, cunetas, etc., son parte de la operación diaria de los equipos de servicio, la estabilidad de botaderos, caminos y otros sectores de la mina son fundamentales para garantizar una operación segura del personal y equipos.

Evitar el polvo en suspensión es otra de las tareas que debe realizar el área de servicios mina, manteniendo los caminos regados, y sectores de generación de polvo en condiciones apropiadas para evitar este problema.

Caminos y Accesos

Los caminos y accesos deben ser mantenidos permanentemente, por los motivos anteriormente mencionados (seguridad, salud, medio ambiente, geometría de la mina, estabilidad, etc.).

Operación global Mina

Como podemos observar la operación global de la faena se ve afectada por el desempeño de los servicios mina, los beneficios generados en cada operación repercutirán en el beneficio global de la faena.

Costos

Por la misma razón descrita en el punto anterior, los costos se verán disminuidos gracias a la operación del área de servicios, que ayudarán a mejorar los rendimientos de cada operación en particular, manteniendo una faena en orden y segura.



14. DISEÑO DE TRONADURAS EN MINAS A CIELO ABIERTO



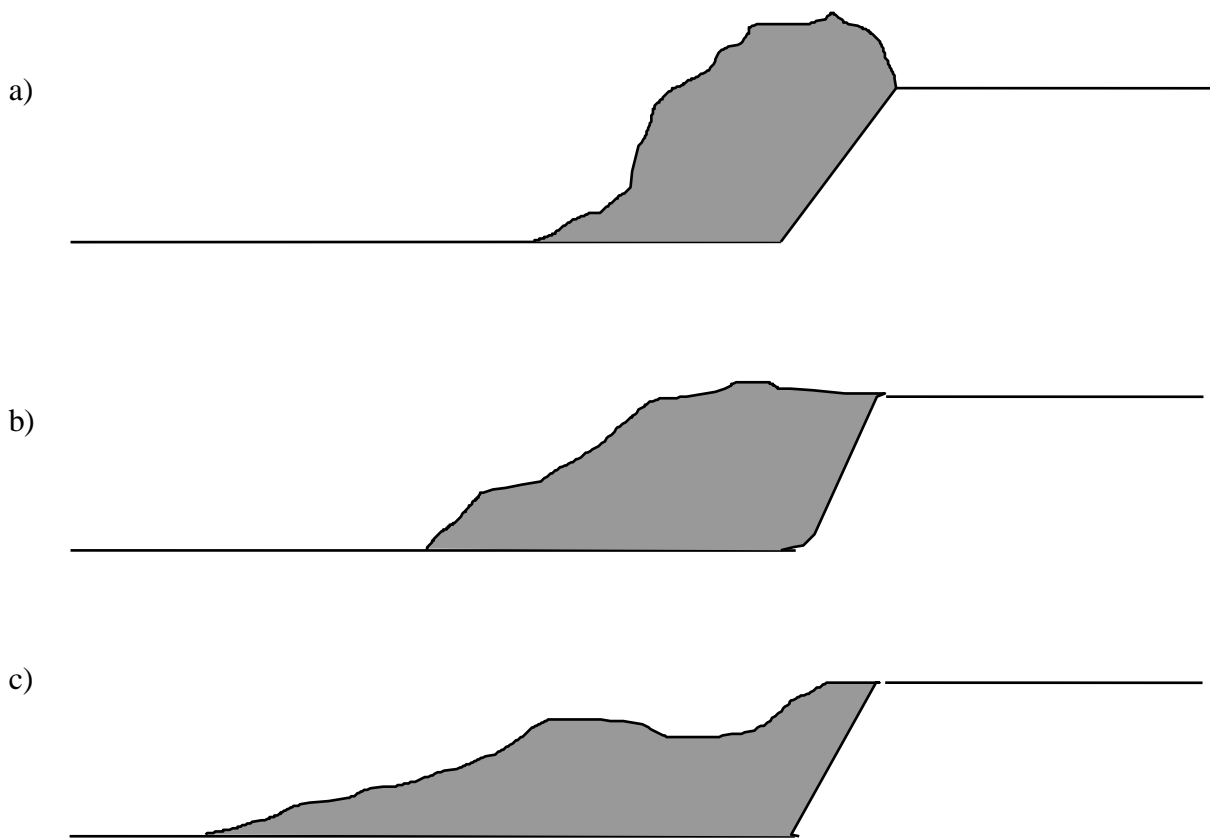
La operación unitaria o proceso productivo de “Tronadura”, tiene como objetivo el arrancar el material involucrado desde su lugar original, de modo que este material triturado puede ser cargado y retirado por los equipos respectivos (y procesado según se requiera), por lo que este material tendrá que cumplir con una granulometría y una disposición espacial apta para los posteriores procesos asociados.

El primer proceso de conminución que se aplica al material es la tronadura, por lo que su éxito permitirá realizar un buen manejo de este material por parte de los procesos posteriores (chancado por ejemplo).

Como sabemos la granulometría dependerá de las características de la roca misma y de energía aplicada sobre ella, por lo que si deseamos una granulometría fina debemos utilizar mayor cantidad de recursos (explosivos) o aumentar su potencia, es decir aumentar el Factor de carga de nuestra tronadura.

La proyección del material es también un tema muy importante, ya que no queremos que el material quede esparcido en un área muy grande, sino que deberá quedar dispuesto espacialmente de modo que el equipo que se encargue de su manejo posterior pueda hacerlo en condiciones acordes a su diseño de operación.

Algunas formas para el material tronado son las siguientes:



En el caso a) se tiene una “ola” de mayor altura y menor expansión, ideal para la operación de palas cable, ya que se posiciona frente a la saca sin tener que realizar muchos movimientos. Se puede agregar que reviste bastante riesgo el circular en las cercanías de la ola de material. El trabajo de los equipos de apoyo son mínimos. La Tronadura se ha realizado de modo que la proyección sea mínima.

En el caso b) se tiene una “ola” de altura y expansión intermedia, recomendable para la operación de palas hidráulicas, ya que se posiciona frente a la saca y deberá realizar algunos movimientos. Se puede agregar que no reviste mucho riesgo el circular en las cercanías de la ola de material. El trabajo de los equipos de apoyo es considerables.

En el caso c) se tiene una “ola” de poca altura y mucha expansión, ideal para la operación de cargadores frontales, ya que deberá realizar muchos movimientos.

Se puede agregar que reviste muy poco riesgo el circular en las cercanías de la ola de material. El trabajo de los equipos de apoyo son altos. La Tronadura se ha realizado de modo que la proyección sea relevante.

Para obtener los resultados esperados, podemos resumir la tarea en los siguientes pasos:

- Definir el tonelaje requerido para la tronadura.
- Diseñar la tronadura.
- Chequeo de la zona a tronar.
- Garantizar la seguridad de la operación.
- Materializar el diseño en terreno.
- Realizar el amarre.
- Efectuar la tronadura.
- Chequear la zona tronada.
- Chequear resultados.
- Incorporar dichos resultados al sistema de información.

Definir el tonelaje requerido para la tronadura

Para ello se debe tomar en cuenta los requerimientos de producción y movimiento de materiales. Con esta información podremos definir el tonelaje a remover y los lugares de los cuales se tendrá que perforar, tronar y retirar el material tronado.

Diseñar la tronadura

El diseño de la tronadura consistirá en definir la forma en la cual serán cargados los tiros perforados, definiendo además los tipos y cantidades de explosivos involucrados y consideraciones especiales como pre - corte, tiros amortiguados, pozos con agua, etc.

Chequeo de la zona a tronar

Antes de realizar la carga del explosivo en los pozos deberá chequearse la zona involucrada, ya que deberá cumplir con los requerimientos de diseño. Este chequeo consiste principalmente en verificar si la cantidad de pozos y su calidad cumple con las impuestas por el diseño.

En el caso de no ser así deberán realizarse actividades correctivas para solucionar dichos inconvenientes, como por ejemplo el relleno de tiros sobre perforados (para que no queden hoyos), repaso de perforación en tiros cortos (para que no queden patas), rediseño de malla en caso de que no se cumpla en terreno con la malla especificada, por inclinación de tiros, existencia de agua, estructuras problemáticas en la roca, derrumbe de pozos, etc.

Garantizar la seguridad de la operación

Una vez chequeada la zona y previo a la materialización del diseño, deberá garantizarse que la operación se realizará en forma segura. Esto pasa desde la revisión de los insumos (disponibilidad, calidad, transporte y programación del movimiento), hasta lo que se refiere con el aislamiento de la zona de operación, de modo que ningún factor de riesgo quede sin la respectiva supervisión y control.

Materializar el diseño en terreno

Una vez cumplido el chequeo y posibles modificaciones, se materializa en terreno dicho diseño, efectuando la carga de los explosivos y accesorios en cada pozo, dejando el pozo en condiciones de ser amarrado al sistema iniciador de la tronadura.

Realizar el amarre

Una vez cargados los pozos y chequeados, se realiza el amarre a la troncal, según lo especificado por el diseño (garantizando que se cumplirá con la secuencia estipulada). Con los retardos se debe hacer cumplir la condición de que todos los tiros hayan sido iniciados antes de que detone el primer tiro.

Efectuar la tronadura

Cuando se ha realizado el amarre, se ha despejado el área y se encuentran dadas las condiciones de seguridad para realizar la tronadura, esta se lleva a cabo.

Chequear la zona tronada

Una vez efectuada la tronadura se procede a la inspección de la zona, de modo que se pueda detectar tiros quedados, colpas, necesidad de tronadura secundaria, condiciones de estabilidad y calidad de la tronadura realizada.

Chequear resultados

Se procede a comparar los resultados obtenidos con los esperados, lo cual permitirá tener una fuente de información para otras tronaduras similares, de modo de ir adaptando el diseño teórico con el práctico.

Incorporar dichos resultados al sistema de información

Como en todas las operaciones deberá registrarse los resultados en un sistema de información que permita fundamentar posteriores variaciones del diseño en pos de una operación más eficiente.

Otra forma que existe para medir resultados dicen relación con las operaciones posteriores y el manejo de índices como:

- Granulometría.
- Gramos de explosivo por tonelada (factor de carga).
- Costos (US\$/ ton).
- Rendimientos (ton/ hra pala, ton/ hra chancador, horas bulldozer).



14.1 Diseño de tronaduras

Un adecuado diseño debe contar con un ordenamiento lógico de las actividades a realizar, por lo que se presentan algunas alternativas de manejo de información en tablas.

Longitud de Pozos

Nº pozo	Longitud especificada	Longitud observada	Observaciones	Longitud final real
1	17 metros	16.5 metros	Se realiza repaso del tiro	17.05
2	17 metros	18 metros	Se realiza relleno con detritus	17.00
3	17 metros	17 metros	OK	17.00
...				
n	17 metros	17 metros	OK	17.00

Calidad de Pozos

N° pozo	Observaciones	Medidas a tomar
15	Presencia de Agua (2 metros aprox.)	Explosivo especial carga de fondo
16	Presencia de Agua (2 metros aprox.)	Explosivo especial carga de fondo
17	Presencia de Agua (1.4 metros aprox.)	Explosivo especial carga de fondo
18	Presencia de Agua (1 metro aprox.)	Explosivo especial carga de fondo
-----	-----	-----
-	-----	-----
25	Derrumbe interno en el pozo (mt12- mt15)	Re perforar y entubar (PVC)
27	Derrumbe interno en el pozo (mt12- mt15)	Re perforar y entubar (PVC)

Se entenderá como tiros o pozos de “Primera corrida”, a los tiros que se encuentren en una posición tal que:

- Cuentan con al menos una cara libre para su salida.
- No esté afectada por restricciones (por ejemplo cerca del muro).
- Su salida sea necesaria para generar una o más caras libres a otros tiros o pozos.

Estos pozos o tiros deben garantizar su salida antes de que cualquier otro pozo dependiente de ellos. Por lo general estos tiros se cargan con un factor de carga mayor (más potentes).

Se entenderá como tiros o pozos de “Tercera o Última Corrida”, a los tiros que se encuentren en una posición tal que:

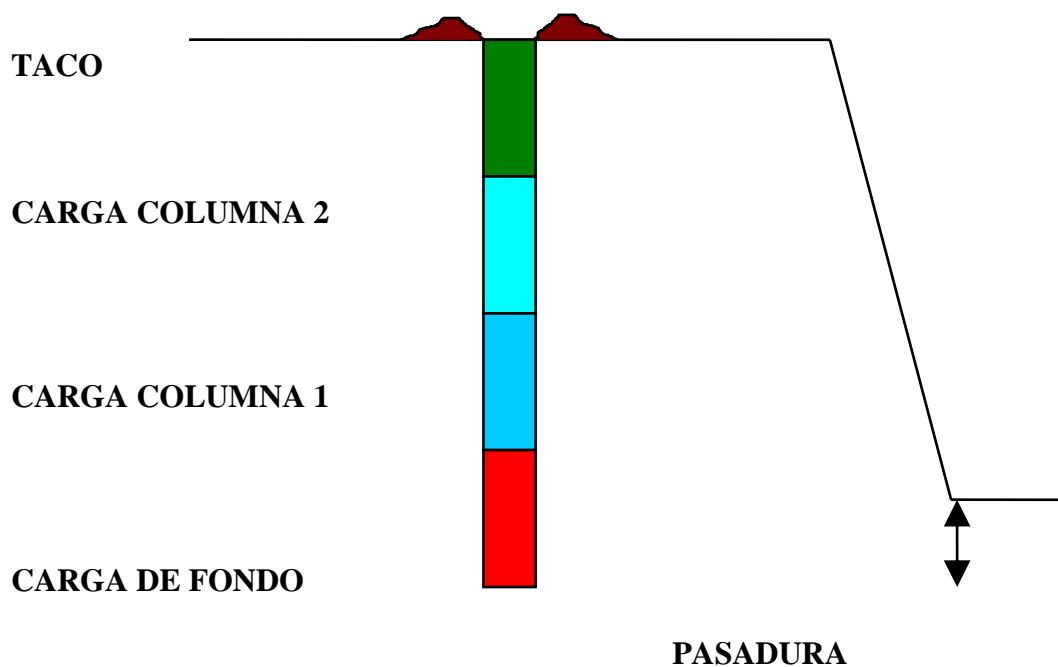
- Pueden o no contar con una cara libre para su salida al momento de iniciar la tronadura.
- Pero se encuentran afectados por restricciones de potencia (por ejemplo cerca del muro), por lo que no podrán ser considerados como tiros de primera corrida.
- Su salida generará la cara libre del banco siguiente, futuras tronaduras (atrás o al lado) o la cara del muro del rajo (pit final por ejemplo).

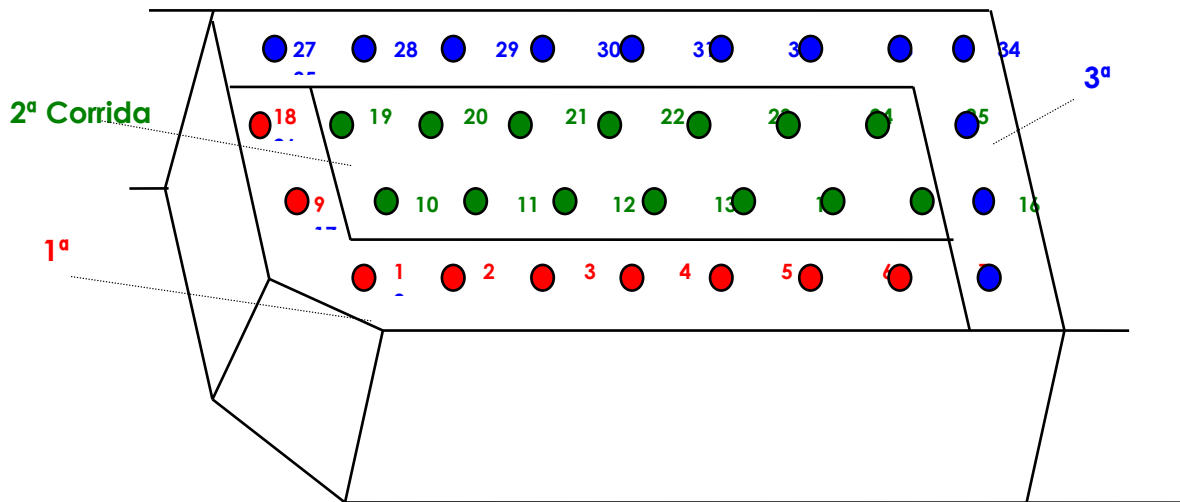
Estos pozos o tiros deben garantizar condiciones aceptables de estabilidad a la cara que dejan libre. Por lo general estos tiros se cargan con un factor de carga menor (menos potentes).

El grupo de tiros que queda entre los tiros de “Primera Corrida” y el de “Tercera o Última Corrida”, se pueden considerar como tiros de “Segunda Corrida”, los cuales tendrán un factor de carga mayor que los de última corrida y menor o igual a los de primera corrida.

Los términos Primera, Segunda, Tercera, Última corrida, dependerán de la mina en particular, ya que se le puede asignar el nombre que se desee siempre y cuando se respete las características del carguío de los explosivos (potencia) en función de la ubicación del tiro o pozo de modo que se obtenga el resultado esperado.

14.2 Columna explosiva





14.3 Hoja de Tronaduras

Corrida	Relación de Potencia	Nº Tiro	Carga de Fondo	Carga de Columna 1	Carga de Columna 2	Tacómetro	Observaciones
1ª	100 %	1	6	5	0	6	Carga de Columna 1 con ANFO normal
		2	6	5	0	6	Carga de fondo con ALANFO
		3	6	5	0	6	TACO de detritus
		4	6	5	0	6	Diámetro 9 7/8"
		5	6	5	0	6	
		6	6	5	0	6	
		7	6	5	0	6	
		9	6	5	0	6	
		18	6	5	0	6	
2ª	95 %	10	6	4,5	0	6,5	Carga de Columna 1 con ANFO normal
		11	6	4,5	0	6,5	Carga de fondo con ALANFO
		12	6	4,5	0	6,5	TACO de detritus
		13	6	4,5	0	6,5	Diámetro 9 7/8"
		14	6	4,5	0	6,5	
		15	6	4,5	0	6,5	
		16	6	4,5	0	6,5	
		19	6	4,5	0	6,5	
		20	6	4,5	0	6,5	

		21	6	4,5	0	6,5	
		22	6	4,5	0	6,5	
		23	6	4,5	0	6,5	
		24	6	4,5	0	6,5	
		25	6	4,5	0	6,5	
3 ^a	85 %	8	6	3	2	6	Carga de Columna 1 con ANFO normal
		17	6	3	2	6	Carga de Columna 2 con ANFO liviano
		26	6	3	2	6	Carga de fondo con ALANFO
		27	6	3	2	6	TACO de detritus
		28	6	3	2	6	Diámetro 9 ⁷ / ₈ "
		29	6	3	2	6	
		30	6	3	2	6	
		31	6	3	2	6	
		32	6	3	2	6	
		33	6	3	2	6	
		34	6	3	2	6	
		35	6	3	2	6	

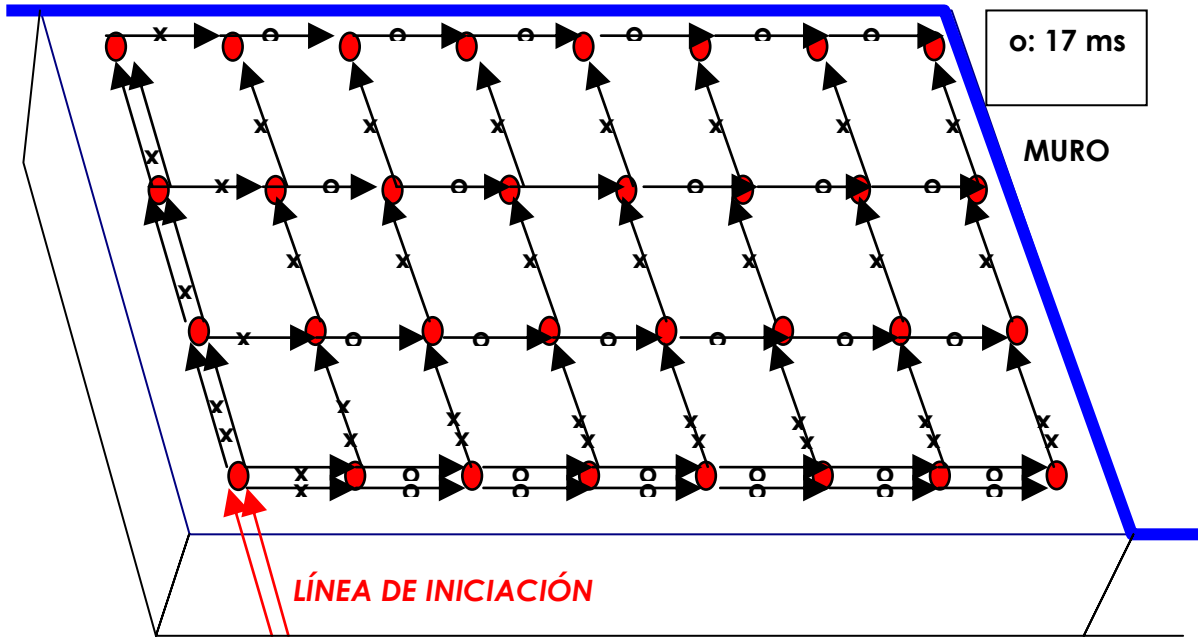
Con esto podemos obtener el equivalente a ANFO obtener nuestro factor de carga para las toneladas a remover con esta tronadura.

La primera corrida debe ser más potente, ya que debemos asegurar que esta corrida salga, ya que esta es la corrida que generará la cara libre de las próximas corridas, y la última corrida deberá ser lo suficientemente potente como para remover el material pero no generar mucho daño en la pared.

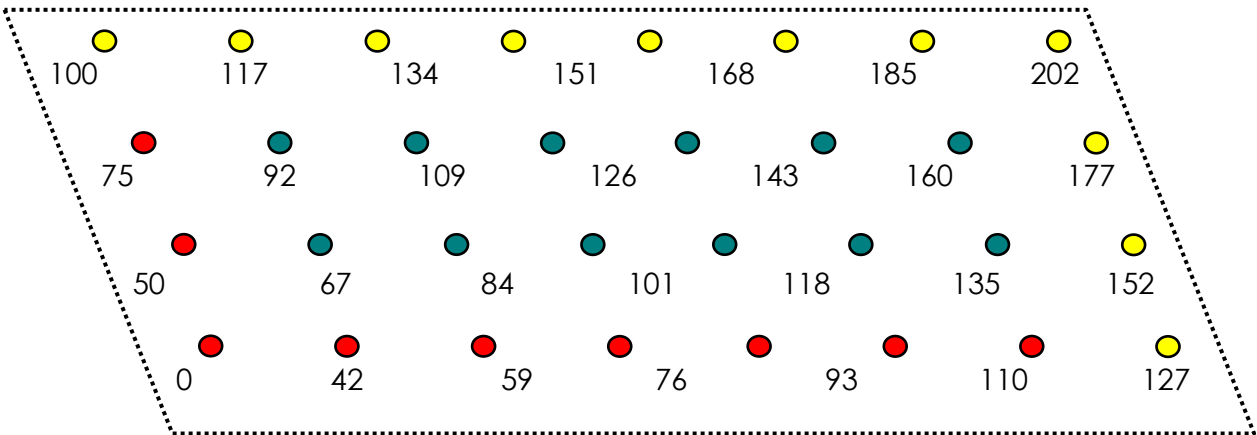
Amarre de tiros

Como lo mencionamos antes debemos cumplir con que la iniciación sea completa antes que detone el primer tiro, además debemos mencionar que la secuencia de detonación debe ser tal que siempre el tiro que detone encuentre una cara libre, independientemente de la corrida a la cual pertenezca. Además una manera de asegurar que cada tiro sea iniciado se puede optar por diseñar un amarre tal que siempre un mismo tiro sea iniciado al mismo tiempo por dos líneas troncales (amarre doble)

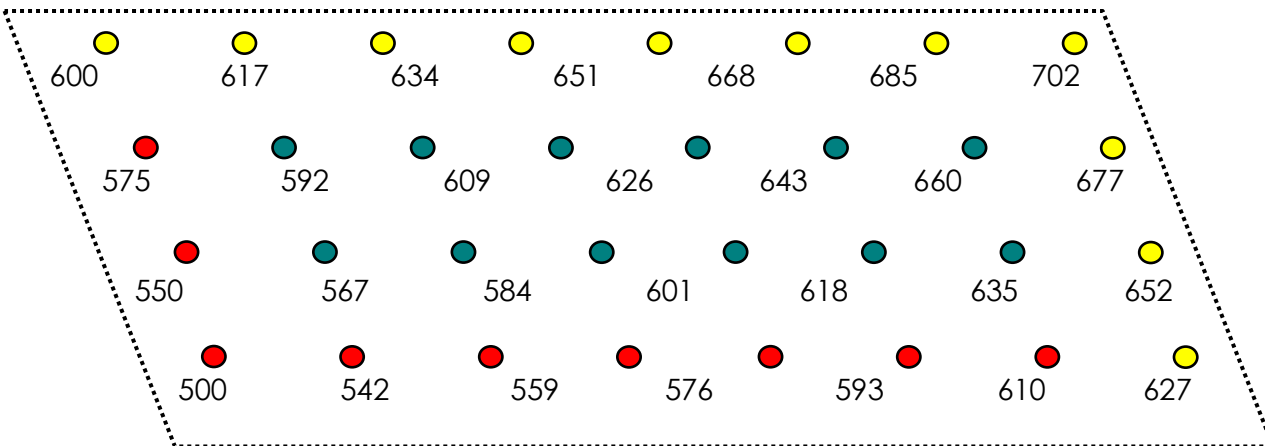
Se presenta el siguiente ejemplo de secuencia de salida en amarre:



Quedando como muestra la siguiente figura:



Con un retardo en el fondo de 500 mili segundos, se genera el siguiente esquema de salida de tiros:

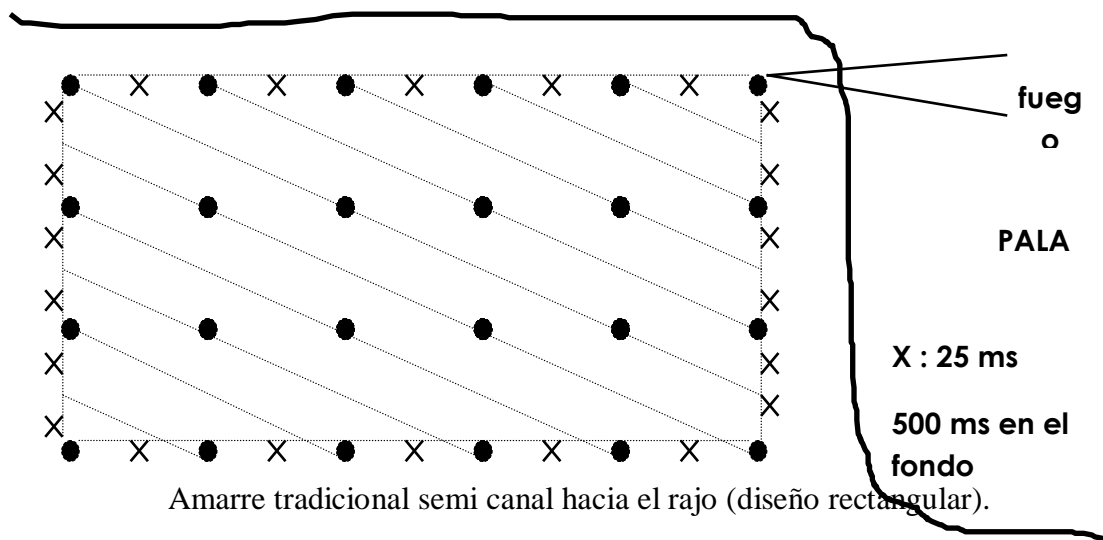
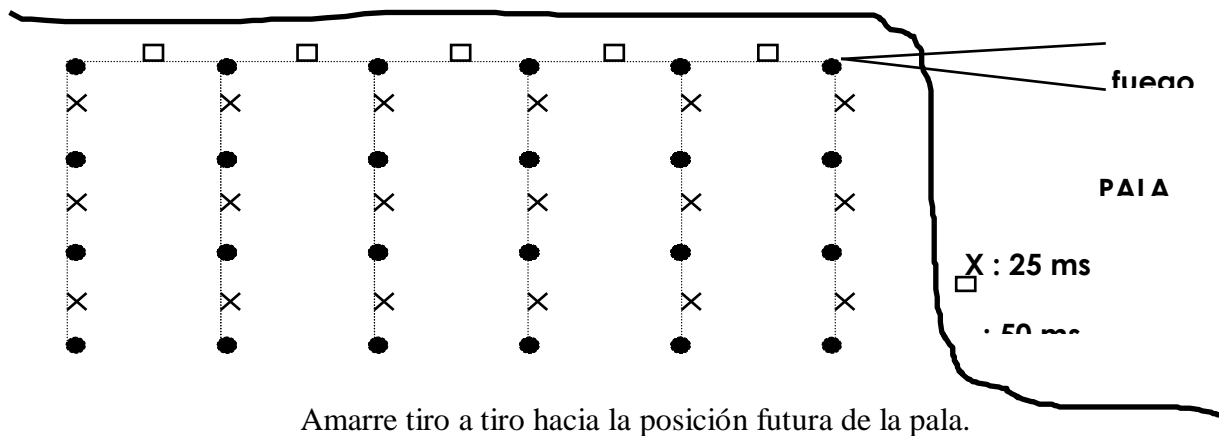
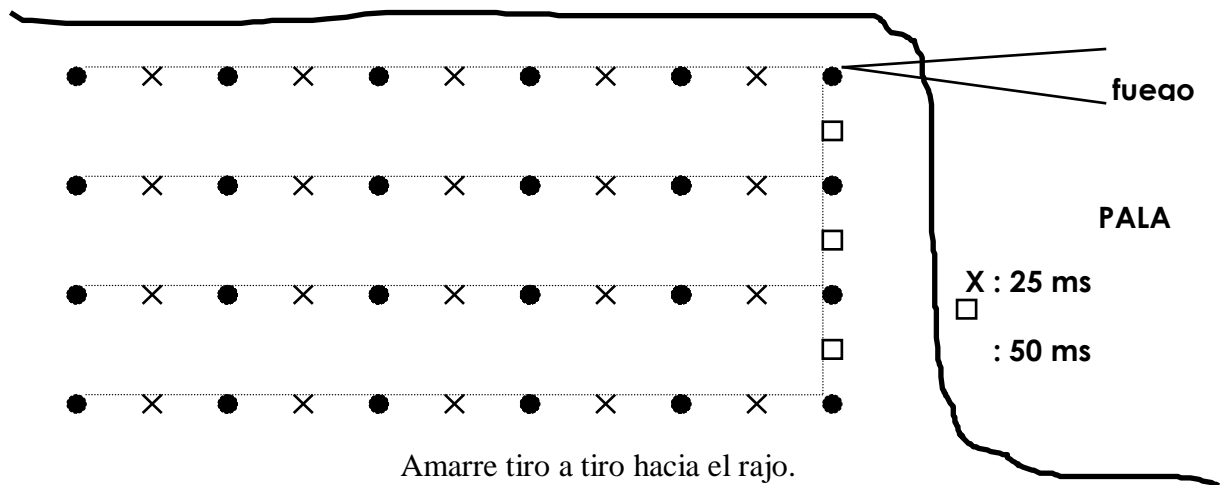


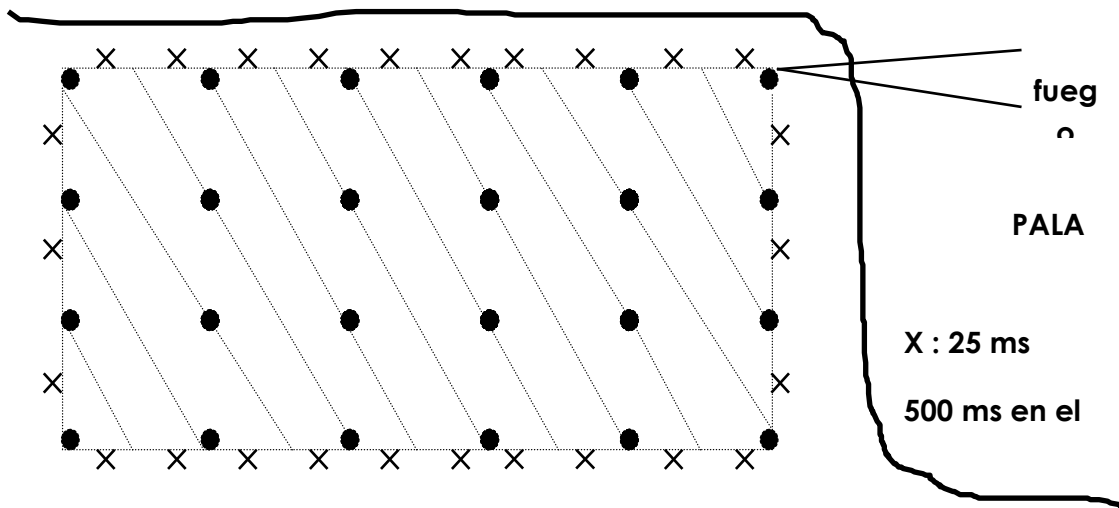
Debemos notar que en esta configuración se cumple con:

- La detonación del primer tiro ocurre a los 500 mili segundos.
- La iniciación del último tiro ocurre a los 219 mili segundos.
- Cada tiro sale con al menos una cara libre.

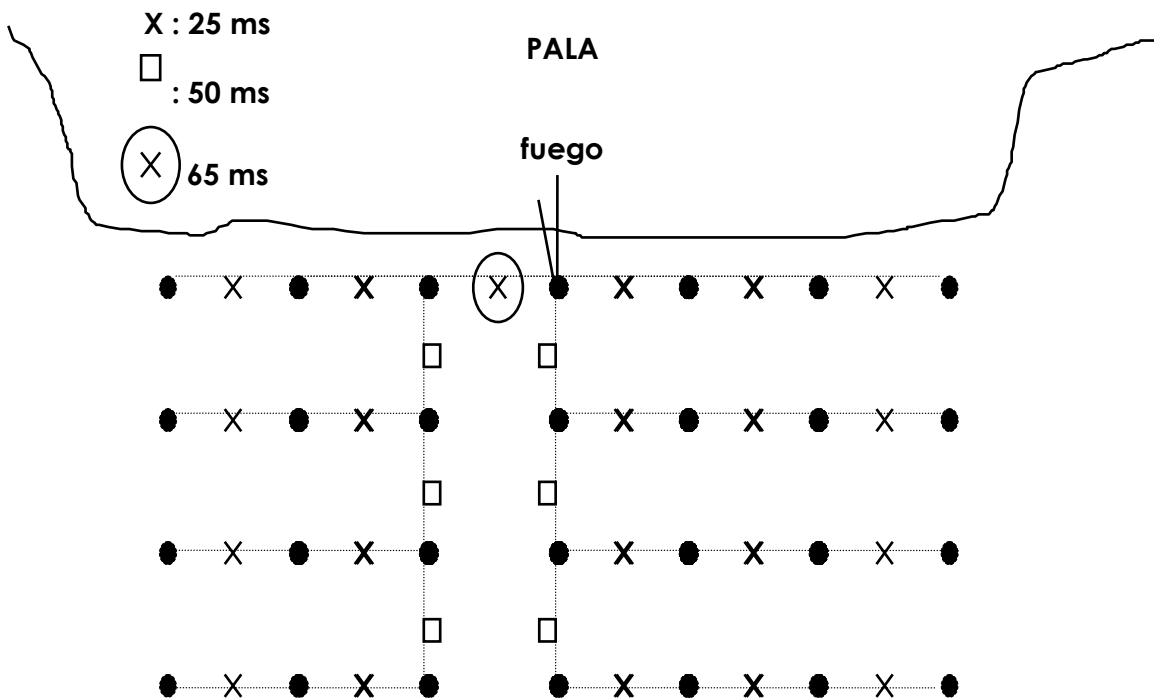
Se pueden agregar otros retardos con el fin de desfasar aún más la salida de cada tiro.

14.4 Otras Configuraciones de amarre

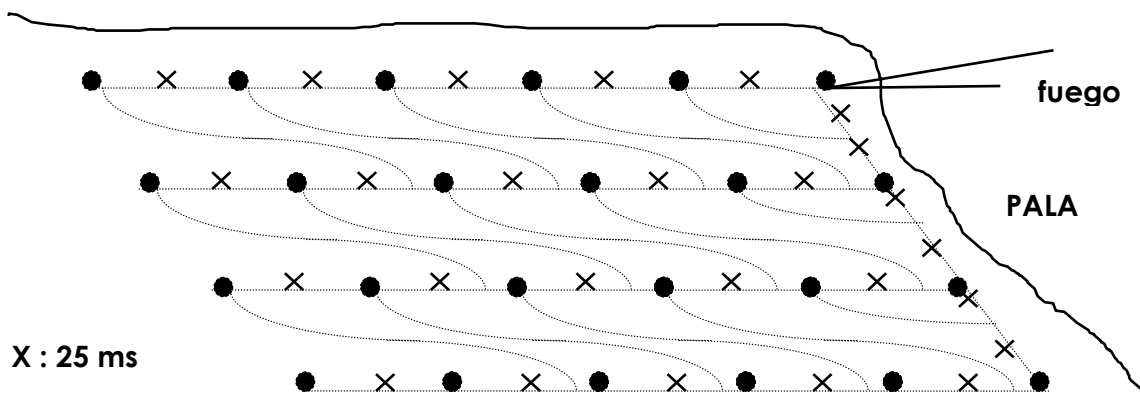
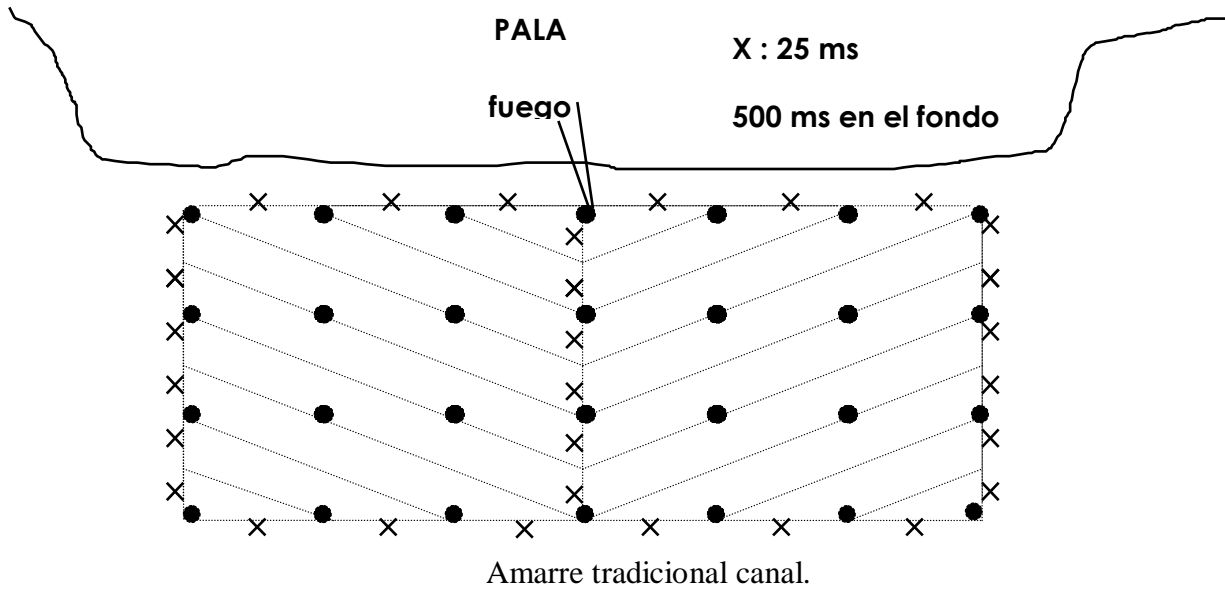




Amarre tradicional semi canal hacia la posición futura de la pala.



Amarre tiro a tiro en canal.



15. DIMENSIONAMIENTO DE UNA FLOTA DE EQUIPOS PARA LA EXPLOTACIÓN DE UNA MINA A CIELO ABIERTO



Una de las etapas más relevantes en un proyecto es la adecuada selección de los equipos industriales involucrados en el proceso productivo, ya que los costos estimados para el proyecto pueden diferir en gran medida con respecto a los reales en función de la selección de la maquinaria a utilizar. Es así que en la explotación de un yacimiento el dimensionamiento de los equipos resultará del análisis de gran cantidad de información, tanto tecnológica como práctica, las cuales permitirán determinar las mejores alternativas para la extracción y el manejo de los recursos involucrados.

La información tecnológica proviene de las distintas fábricas y distribuidores de equipos y maquinarias mineras disponibles en el mercado, y la información práctica la obtendremos de la experiencia en faenas mineras similares o no a nuestro proyecto, estadísticas y también de los estudios que se realicen respecto al comportamiento de las variables involucradas en el proceso de selección de la flota.

Para el proceso de dimensionamiento de equipos debemos definir los siguientes puntos:

- * Envergadura de nuestro proyecto (vida de la mina, reservas, etc.).
- * Programa de producción (movimiento de materiales).
- * Parámetros de diseño (malla de perforación, perfiles de transporte, restricciones en dimensiones generales de operación, altura de bancos, pendientes, etc.).
- * Tecnología disponible (equipos y maquinarias).
- * Factores operacionales (días de trabajo, sistemas de turnos, índices operacionales, etc.).
- * Factores de relación Mina-Equipos (resistencia a la rodadura, abrasividad del material, etc.).

* Rendimientos y costos estimados.

En función de estos puntos se definirán las mejores alternativas, las cuales serán evaluadas según criterios de selección que permitirá definir nuestra mejor flota para nuestro proyecto.

15.1 Índices de operación (ASARCO)

De modo genérico y en función de su representatividad y contenido, estos índices operacionales mineros se pueden clasificar en cuatro grandes grupos:

1) **Índices Mecánicos:**

Los que informan sobre la disponibilidad física de equipos e instalaciones y sus rendimientos o producciones por unidad de tiempo.

2) **Índices de Insumos:**

Los que señalan magnitudes de los elementos consumidos para lograr una unidad de producto comercial o el rendimiento del insumo expresado en unidades de producto por unidad de elemento consumido (ejemplo Kg.explosivo/ tonelada, ton-Km/ lt combustible).

3) **Índices Mineros:**

Los que muestran las relaciones y/ o proporciones que toma la materia prima mineral y sus leyes al fluir por las distintas etapas del proceso de extracción y beneficio (ejemplo razón estéril/mineral).

4) **Índices de Resultados:**

Los que indican logros planeados y reales para el período reportado (por ejemplo ton Cu fino/mes).

Limitándonos a nuestro tema, solo abordaremos los índices mecánicos, los cuales provienen de la información obtenida por un sistema desarrollado y aplicado, a objeto de lograr la optimización de los siguientes aspectos relacionados con equipos e instalaciones:

- Uso, funcionamiento y operación.
- Mantenimiento electromecánica.
- Reemplazo oportuno y adecuado.

La optimización debe entenderse como máxima disponibilidad operativa y rendimiento al mínimo costo de inversión, operación y mantenimiento.

A continuación definiremos los parámetros a utilizar en la obtención de los índices, estos parámetros dicen relación con la distribución temporal de la máquina en cada tarea en un período dado.

Tiempo Cronológico o Calendario (TCR):

Son las horas correspondientes al tiempo calendario natural como días, meses, años, etc., y se divide en dos tiempos que corresponden a:

- I Tiempo Hábil.**
- II Tiempo Inhábil.**

Tiempo Hábil u Horas Hábiles (HH):

Son las horas en que la faena está en actividad productiva y/ o en tareas de mantenimiento de sus elementos de producción y/ o infraestructura, en estas horas cada instalación o unidad está en:

- Operación.
- Reserva.
- Mantenimiento.

Tiempo Inhábil u Horas Inhábiles (HIN):

Son las horas en que la faena suspende sus actividades productivas y/o mantención de sus elementos y o infraestructura por razones como:

- Paralizaciones programadas: Domingos, festivos, vacaciones colectivas, colaciones etc..
- Imprevistos: Originadas y obligadas por causas naturales como lluvias, temblores, nieve, etc., u otras ajenas al control de la faena como la falta de energía eléctrica, atrasos en la llegada del transporte de personal, ausentismo colectivo por epidemias.

Cuando en horas o tiempo programado como inhábil un equipo o instalación es operado y/ o sometido a mantención y/ o reparación, el tiempo real es computado como tiempo hábil y clasificado en una de sus tres condiciones.

Tiempo de Operación u Horas de Operación (HOP):

Son las horas en que la unidad o instalación se encuentra entregada a su(s) operador(es), en condiciones electromecánicas de cumplir su objetivo o función de diseño y con una tarea o cometido asignado. Este tiempo se divide en:

- Tiempo Efectivo.
- Tiempo de Pérdida Operacional.

Tiempo Efectivo u Horas Efectivas (HEF):

Son las horas en que la unidad de equipo o instalación está funcionando y cumpliendo su objetivo de diseño.

Tiempo de Pérdida Operacional u Horas de Pérdidas (HPE):

Son las horas en que la unidad de equipo o instalación, estando en condiciones electromecánicas de cumplir su objetivo de diseño, a cargo de su(s) operador(es) y con una tarea asignada, no puede realizarla por motivos ajenos a su funcionamiento intrínseco, como son los traslados, esperas de equipo complementario y en general por razones originadas en la coordinación de las operaciones.

Tiempo de Reserva u Horas de Reserva (HRE):

Son las horas hábiles en que la unidad de equipo o instalación, estando en condiciones electro-mecánicas de cumplir su función u objetivo de diseño, no lo realiza por motivos originados en una o más de las siguientes razones:

- ♦ Falta de operador (si es en la hora de colación se toma como tiempo inhábil, si el equipo sigue funcionando y hay cambio de operador se considera tiempo de operación).
- ♦ Falta de capacidad prevista de equipo complementario o accesorio.
- ♦ No requerirlo el programa o plan de trabajo.
- ♦ No permitirlo el área donde debería cumplir su función.

Tiempo de Mantenimiento u Horas de Mantención (HMT):

Son las horas hábiles comprendidas desde el momento que la unidad de equipo o instalación no es operable en su función objetiva o de diseño por defecto o falla en sus sistemas electro-mecánicos o por haber sido entregada a reparación y /o mantención, hasta que ha terminado dicha mantención y/ o reparación y el equipo está en su área de trabajo o estacionamiento en condiciones físicas de operación normal. El tiempo de mantención se divide en:

- Esperas de personal y/ o equipos de apoyo y/ o repuestos.
- Traslados hacia y desde talleres o estación de mantención o reparación.
- Tiempo real de mantención y/ o reparación.
- Movimientos y/ o esperas de estos en lugares de reparación y/ o mantención.

TIEMPO CRONOLÓGICO (TCR)			
TIEMPO HÁBIL (HH)			TIEMPO INHÁBIL (HI)
<i>horas operacionales</i> (HOP)		HORAS DE RESERVA (HRE)	HORAS DE MANTENCIÓ N (HMT)
HORAS OPERACIONALES EFECTIVAS (HEF)	HORAS DE PÉRDIDAS OPERACIONALE S (HPE)		

Igualdades:

$$\begin{aligned} \text{TCR} &= \text{HH} + \text{HIN} \\ \text{HH} &= \text{HOP} + \text{HRE} + \text{HMT} \\ \text{HOP} &= \text{HEF} + \text{HPE} \end{aligned}$$

Ahora veremos la utilización de estos parámetros temporales en la definición de los índices mecánicos.

15.2 Índices Operacionales

Disponibilidad Física:

Es la fracción del total de horas hábiles, expresada en porcentaje, en la cual el equipo se encuentra en condiciones físicas de cumplir su objetivo de diseño.

$$\text{DF} = \frac{(\text{HOP} + \text{HRE}) \times 100}{\text{HH}} \%$$

Este indicador es directamente proporcional a la calidad del equipo y a la eficiencia de su mantención y/ o reparación, e inversamente proporcional a su antigüedad y a las condiciones adversas existentes en su operación y/ o manejo.

Índice de Mantenimiento:

Es el tiempo en horas que el equipo es operado por cada hora invertida en su mantención y /o reparación.

$$\text{IM} = \text{HOP} / \text{HMT} = (\text{HEF} + \text{HPE}) / \text{HMT}$$

El valor de este índice es proporcional a la calidad del equipo controlado y a la eficiencia de su mantención y/ o reparación, e inversamente proporcional a su antigüedad y a las condiciones adversas en su operación o manejo.

Índice de Utilización:

Es la fracción del tiempo, expresada en porcentaje, en la cual el equipo es operado por cada hora en que este está en condiciones de cumplir su objetivo de diseño o físicamente disponible.

$$UT = (HOP \times 100) / (HOP + HRE) \%$$

Es directamente proporcional a la demanda o necesidad de la operación de utilizar el equipo, e inversamente proporcional a su disponibilidad física y a su rendimiento.

Aprovechamiento:

Es la fracción del total de horas hábiles, expresada en porcentaje, en que el equipo físicamente disponible es operado en su función de diseño incluyendo sus pérdidas operacionales.

$$A = HOP \times 100 / HH \% = DF \times UT / 100 \%$$

Es directamente proporcional a la demanda o necesidad de la operación de utilizar el equipo, dentro del límite impuesto por la disponibilidad física del mismo, e inversamente proporcional al rendimiento del equipo.

Factor Operacional:

Es la fracción de tiempo, expresada en porcentaje, en que el equipo realiza efectivamente su función de diseño por cada hora en que es operado.

$$FO = HEF \times 100 / HOP \%$$

Es inversamente proporcional al tiempo de pérdida operacional.

Rendimiento:

Es el promedio de unidades de producción realizadas por el equipo por cada unidad de tiempo de operación.

$$R = \frac{\text{UNIDADES DE PRODUCCIÓN PROMEDIO}}{\text{UNIDAD DE TIEMPO DE OPERACIÓN}}$$

Es directamente proporcional a la velocidad de producción del equipo e inversamente proporcional al tiempo de pérdida operacional.

Rendimiento Efectivo:

Es el promedio de unidades de producción realizadas por el equipo en cada unidad de tiempo Efectivo de operación.

$$R = \frac{\text{UNIDADES DE PRODUCCIÓN PROMEDIO}}{\text{UNIDAD DE TIEMPO EFECTIVO DE OPERACIÓN}}$$

Teóricamente este valor debería ser el de diseño para el equipo, pero es alterado por las características físicas de donde se aplica su función, el medio ambiente, condiciones físicas del equipo y por las técnicas de su utilización.

Con estos índices podemos llevar un control en el transcurso de la vida de cualquier equipo, debemos tener en claro que por sí solos cada índice no representa una herramienta útil para dar solución a problemas o detectar causas de problemas, sino que en conjunto deberán analizarse para poder enfocar cualquier tipo de investigación al respecto, y el éxito de ello dependerá directamente de la calidad de la información obtenida para el cálculo de cada uno de ellos, es decir solo nos serán de utilidad si es que han sido medidos con claridad, comprobabilidad, constancia y responsabilidad, es la única manera para que la implementación de este sistema de control en una faena tenga buenos resultados.

16. DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS PARA LAS OPERACIONES UNITARIAS

Definida la vida útil de la explotación y los movimientos de materiales a realizar durante ese tiempo, tenemos determinado el ritmo de explotación de la mina y con ello el rendimiento exigido por nuestra faena, por lo tanto tenemos nuestro punto de partida para la definición de las actividades a realizar para cumplir con dicho rendimiento.

16.1 Perforación



En el caso de la perforación tendremos que diseñar la malla de perforación, la cual podrá estar definida como un global en el caso de no discriminar sectores específicos de la explotación, o podrá definirse una malla particular para cada caso existente (mineral, estéril, sectores conflictivos, pre corte, bancos dobles, etc.). Recordemos que sobre la base del tipo de roca a perforar determinaremos el tipo de perforación más adecuada.

Cualquiera sea la situación necesitamos definir:

- 1.- Diámetro de perforación.
- 2.- Burden.
- 3.- Espaciamiento entre tiros.
- 4.- Disposición espacial relativa de los tiros.

- 5.- Ángulo de inclinación de los tiros.
- 6.- Largo de perforación (altura de banco + pasadura).

Definido el diámetro deberá determinarse (bajo criterios teóricos y/o empíricos) el burden y espaciamiento. Además debemos determinar la disposición espacial de los tiros, con lo cual quedará definida nuestra malla de perforación.

Definido lo anterior más la longitud de los tiros, se podrá determinar el tonelaje a mover involucrado en la operación de perforación, siendo:

- Tt = Tonelaje a remover por cada tiro (toneladas)
- B = Burden (metros)
- E = Espaciamiento (metros)
- H = Altura de Banco (metros)
- P = Pasadura (metros)
- δ = Densidad de la Roca (toneladas/m³)
- Tmb = Tonelaje a remover por metro barrenado (toneladas)
- Tap = Tonelaje a remover por área sometida a Perforación (toneladas)
- T = Tonelaje total por período (toneladas)

Tenemos que:

$$\mathbf{Tt = B \times E \times H \times \delta \text{ (ton)}}$$

Con lo cual podremos obtener índices como:

$$\mathbf{Tmb = Tt / (H + P) \text{ (ton/mb)}}$$

$$\mathbf{Tap = Tt / (B \times E) \text{ (ton/m}^2\text{)}}$$

con lo cual podremos tener una aproximación de:

Número de tiros necesarios por período, para cumplir con el programa de explotación de la mina (tiros o perforaciones):

$$\mathbf{Nt = T / Tt \text{ (tiros)}}$$

Metros barrenados requeridos por período, para cumplir con el ritmo de explotación de la mina (metros barrenados):

$$\mathbf{Mbt} = \mathbf{T} / \mathbf{Tmb} \text{ (mb)}$$

Área sometida a la perforación por período (metros cuadrados):

$$\mathbf{Asp} = \mathbf{T} / \mathbf{Tap} \text{ (m}^2\text{)}$$

Para calcular el rendimiento de un equipo de perforación tendremos que determinar:

DFp = Disponibilidad física del equipo de perforación (%).

UTp = Utilización del equipo de perforación (%).

FOp = Factor operacional del equipo de perforación (%).

FR = Factor de Roca (%), que castiga la velocidad de perforación en función de la dificultad operacional que impone la roca.

TDp = Turnos a trabajar por día en perforación (turnos/día).

HTp = Horas trabajadas por turno en perforación (horas).

VP = Velocidad de perforación instantánea del equipo (mb/hora), determinada por catálogo.

Con estos datos se procede al cálculo del rendimiento del equipo de la siguiente manera:

Velocidad real de Perforación:

$$\mathbf{VPr} = \mathbf{VP} \times \mathbf{FR} \times \mathbf{DFp} \times \mathbf{UTp} \times \mathbf{FOp} \times 10^{-8} \text{ (mb/hra)}$$

Rendimiento por Turno:

$$\mathbf{MbT} = \mathbf{VPr} \times \mathbf{HTp} \text{ (mb/turno)}$$

Rendimiento por Día:

$$\mathbf{MbD} = \mathbf{MbT} \times \mathbf{TDp} \text{ (mb/día)}$$

Definiendo los días a trabajar por período en perforación como DPp, se tiene que el número de equipos requeridos para cumplir con la producción es:

$$\mathbf{N^{\circ} Equipos} = \mathbf{Mbt} / (\mathbf{MbD} \times \mathbf{DPp})$$

Resultado con el cual se realizará un análisis criterioso que permita definir un número entero de equipos para la operación (lo que incluye a los equipos de reserva). Dependiendo del equipo a utilizar tendrá que realizarse el dimensionamiento de equipos auxiliares de perforación necesarios (compresores, remolcadores, grupos electrógenos, etc.).

16.2 Tronadura



En el caso de la tronadura tendremos que definir la envergadura de nuestra tronadura, es decir la cantidad de tonelaje a remover por tronadura y la frecuencia con que esta tarea será realizada.

Para esto definiremos:

TT = Tonelaje total a remover por tronada (toneladas)

T = Tonelaje total a remover por período (toneladas)

de lo cual podremos calcular nuestra frecuencia de tronaduras como:

$$FT = T / TT \text{ (tron/período)}$$

o puede darse el caso que tengamos definido primero la frecuencia de tronaduras y debamos calcular el tonelaje a remover por tronada como:

$$TT = FT / T \text{ (ton/tron)}$$

Con TT definido, debemos determinar las características de nuestra tronadura, lo cual se logra conociendo:

ϕ = Diámetro del tiro (metros).

L = Longitud total del tiro perforado (metros).

Tac = Taco (metros).

Lce = Longitud de la columna explosiva (metros).

Vce = Volumen de la columna explosiva (metros cúbicos).

Dce = Densidad equivalente del explosivo a utilizar en la columna referida a ANFO normal (Gramos/m³).

Cex = Carga explosiva por tiro (gramos)

FCt = Factor de carga del tiro (gramos por tonelada ligado a un tiro)

Con esto obtenemos:

$$\mathbf{Lce = L - Tac \text{ (m)}}$$

$$\mathbf{Vce = \pi \times (\phi / 2)^2 \times Lce \text{ (m}^3\text{)}}$$

$$\mathbf{Cex = Vce \times Dce \text{ (gr)}}$$

$$\mathbf{FCt = Cex / Tt \text{ (gr/ton)}}$$

Con esto tenemos el factor de carga de un tiro particular, el cual no necesariamente representa el factor de carga total de material a tronar (FCT), ya que dentro de un mismo volumen a remover en el polvorazo (tronadura) pueden existir tiros con mayor o menor factor de carga individual, por lo que para definir el factor de carga de la tronada, será necesario sumar los valores de las “cargas individuales” de cada tiro y dividirlos por el tonelaje total a remover en la tronada.

$$\mathbf{FCT = (\Sigma Cex_i) / TT \text{ (grs/ton)}}$$

Teniendo el valor del factor de carga, se puede estimar las cantidades totales de explosivos a utilizar por período y con ello determinar las características del suministro de explosivos (cantidades, frecuencia, almacenamiento, etc.).

Otro aspecto importante que deberá considerarse en el diseño de tronaduras, es la cantidad y características de los accesorios de tronadura y el diseño del amarre, con lo cual quedará totalmente definida la operación unitaria. Esto último estará sujeto a las condiciones en que se realicen las tareas de tronadura, pudiendo variar en función de las necesidades de la operación.

Dentro de algunas consideraciones especiales para tronadura secundaria, se puede mencionar la necesidad de definir las características del material que será considerado como sobre tamaño (colpas o bolones) y la frecuencia de aparición de estas, sobre la base de estudios en terreno o experiencias de otras faenas. Este punto es relevante cuando dicha frecuencia es alta, ya que la tronadura secundaria incrementa los costos globales de tronadura.

16.3 Carguío y transporte



Dentro de las operaciones unitarias el carguío y transporte es la que abarca mayor cantidad de análisis, ya que se encuentran directamente ligadas entre sí, por lo tanto el dimensionamiento de la flota considera las dos operaciones unitarias como un conjunto, debiendo recurrir al análisis de distintas combinaciones de equipos compatibles entre sí y con la operación.

Dependiendo de las características de la explotación, muchas alternativas de equipos quedarán fuera del análisis, lo cual representa el primer paso de nuestro dimensionamiento (definir límites técnicos y/ o económicos a los equipos a evaluar). Muchas veces sólo es posible descartar una alternativa después de haber evaluado económicamente la flota de carguío y transporte, lo cual introduce una dificultad adicional al requerir una evaluación más acabada de una flota que finalmente sería descartada.

El rendimiento requerido por la explotación es el primer dato que permitirá diseñar la operación unitaria y definir el rendimiento de los equipos para cumplir con el plan del período. Junto

con ello necesitamos las características básicas de la explotación (dimensiones de diseño, perfiles de transporte, pendientes, áreas disponibles, resistencia a la rodadura, limitantes de estabilidad por pesos máximos, otras limitantes, etc.).

Antes de ser evaluada la flota de equipos para el carguío y transporte deberá cumplirse inicialmente con lo siguiente:

*Compatibilidad física entre los equipos de carguío y transporte con la explotación, es decir que la flota de equipos sea capaz de operar en la faena en condiciones normales de operación y seguridad (en función de la altura de bancos, dimensiones operacionales, selectividad, etc.).

*Compatibilidad física entre el equipo de carguío y el de transporte, es decir que el equipo de carguío sea capaz de operar en conjunto con el equipo de transporte (altura de descarga del carguío v/ s altura de carga del transporte).



Verificadas estas condiciones (especificaciones técnicas básicas), podemos continuar definiendo para el carguío:



- T = Tonelaje total a mover por período (toneladas).
- Vb = Volumen del balde del equipo de carguío (metros cúbicos).
- FLc = Factor de llenado del equipo de carguío (%)
- ϵ = Esponjamiento del material (%).
- FM = Factor del material que castiga el tiempo del ciclo de carguío por causa de alguna propiedad del material que haga más difícil su manipulación (%).
- TCc = Tiempo de ciclo del carguío (horas).
- DFc = Disponibilidad física del equipo de carguío (%).
- UTc = Factor de utilización del equipo de carguío (%).
- FOc = Factor operacional del equipo de carguío (%).
- HTc = Horas trabajadas por turno del carguío (horas).
- TDc = Turnos trabajados por día para el carguío (turnos/día).
- DPc = Días por período para el carguío (días).
- δ = Densidad del material (toneladas / metro cúbico).
- Cc = Capacidad del equipo de carguío (toneladas por palada).
- RHc = Rendimiento horario del equipo de carguío (toneladas/hora).
- RDc = Rendimiento diario del equipo de carguío (toneladas / día).

La capacidad del equipo de carguío resulta de:

$$C_c = V_b \times F_{Lc} \times \delta / (100 + \epsilon) \text{ (ton / palada)}$$

El rendimiento horario de un equipo de carguío resulta de:

$$R_{Hc} = (C_c \times D_{Fc} \times U_{Tc} \times F_{Oc} \times F_{M} \times 10^{-8}) / T_{Cc} \text{ (ton/hra)}$$

El rendimiento diario de un equipo de carguío resulta de:

$$\mathbf{RDc = RHc \times HTc \times TDc \text{ (ton/día)}}$$

El rendimiento por período de un equipo de carguío resulta de:

$$\mathbf{RPc = RDc \times DPc \text{ (ton/período)}}$$

El número de equipos requeridos para cumplir con la producción del período resulta de:

$$\mathbf{N^\circ \text{Equipos Carguío} = T / RPc}$$

Resultado al cual se tendrá que someter a un análisis criterioso que permita definir un número entero de equipos para la operación de carguío.

Para el caso del transporte debemos considerar lo siguiente:

*El número de horas, turnos y días por período en que opera el transporte, son los mismos que en el caso del carguío (no puede operar uno sin el otro).

*Se tendrá que maximizar la utilización de la capacidad del transporte en función de la capacidad del carguío o viceversa (garantizar que el número de paladas para llenar el equipo de transporte sea lo más próximo a un número entero, de modo de maximizar el factor de llenado o aprovechamiento de la capacidad del transporte).

*Se tendrá que optimizar el tiempo de llenado del transporte en función del tiempo de carguío, es decir que el número de paladas para llenar al equipo de transporte sea tal que no perjudique el rendimiento global de la flota.



Considerando lo anterior definiremos:

T	=	Tonelaje total a mover por período (toneladas).
Cc	=	Capacidad del equipo de carguío (toneladas / palada).
Ctt	=	Capacidad del equipo de transporte (toneladas).
FLt	=	Factor de llenado del equipo de transporte (%).
TCc	=	Tiempo de ciclo del carguío (horas).
TCt	=	Tiempo de ciclo del transporte (horas).
TMt	=	Tiempo de maniobras del equipo de transporte (horas).
TVt	=	Tiempo de viaje del transporte (horas).
TVct	=	Tiempo de viaje del transporte cargado (horas).
TVdt	=	Tiempo de viaje del transporte descargado (horas).
DFt	=	Disponibilidad física del equipo de transporte (%).
UTt	=	Factor de utilización del equipo de transporte (%).
FOt	=	Factor operacional del equipo de transporte (%).
HTc	=	Horas trabajadas por turno del carguío o transporte (horas).
TDC	=	Turnos trabajados por día para el carguío o transporte (turnos/día).
DPc	=	Días por período para el carguío y transporte (días).
NP	=	Número de paladas para cargar al equipo de transporte.
RHt	=	Rendimiento horario del equipo de transporte (toneladas/hora).
RDt	=	Rendimiento diario del equipo de transporte (toneladas / día).

Además tendremos que definir:

RD%	=	Resistencia a la Rodadura del equipo de transporte (%).
P%	=	Pendientes máximas a vencer por el equipo de transporte (%).

- Perfiles de transporte del período para el equipo cargado (en Kilómetros) como:

Dcht = Distancias Horizontales (pendiente 0%).

Dcst = Distancias en Subida (pendiente > 0%).

Dcbt = Distancias en Bajada (pendiente < 0%).

- Dcct = Distancias en Curvas (con su respectiva pendiente).
- Perfiles de transporte del período para el equipo descargado (en Kilómetros) como:
 - Ddht = Distancias Horizontales (pendiente 0%).
 - Ddst = Distancias en Subida (pendiente > 0%).
 - Ddbt = Distancias en Bajada (pendiente < 0%).
 - Ddct = Distancias en Curvas (con su respectiva pendiente).
- Velocidades desarrolladas por el equipo cargado (según catálogo, Km/hra) como:
 - Vcht = Velocidades en distancias horizontales (pendiente 0%+RD%).
 - Vcst = Velocidades en subida (P% + RD%).
 - Vcbt = Velocidades en bajada (P% - RD%).
 - Vcct = Velocidades en curvas (P% +/- RD%).
- Velocidades desarrolladas por el equipo descargado (según catálogo, Km/hra) como:
 - Vdht = Velocidades en distancias horizontales (pendiente 0%+RD%).
 - Vdst = Velocidades en subida (P% + RD%).
 - Vdbt = Velocidades en bajada (P% - RD%).
 - Vdct = Velocidades en curvas (P% +/- RD%).

de lo cual resulta:

$$\mathbf{TVct} = (\mathbf{Dcht} / \mathbf{Vcht}) + (\mathbf{Dcst} / \mathbf{Vcst}) + (\mathbf{Dcbt} / \mathbf{Vcbt}) + (\mathbf{Dcct} / \mathbf{Vcct}) \text{ (hrs)}$$

$$\mathbf{TVdt} = (\mathbf{Ddht} / \mathbf{Vdht}) + (\mathbf{Ddst} / \mathbf{Vdst}) + (\mathbf{Ddbt} / \mathbf{Vdbt}) + (\mathbf{Ddct} / \mathbf{Vdct}) \text{ (hrs)}$$

$$\mathbf{TVt} = \mathbf{TVct} + \mathbf{TVdt} \text{ (hrs)}$$

Entonces:

$$\mathbf{TCt} = \mathbf{TMt} + \mathbf{NP} \times \mathbf{TCc} + \mathbf{TVt} \text{ (hrs)},$$

el número de paladas necesarias para cargar al equipo de transporte está dado por:

$$\mathbf{NP} = \mathbf{Ct} / \mathbf{Cc} \text{ (paladas)},$$

cuyo resultado tendrá que ser analizado de modo que NP sea un número entero operacionalmente aceptable, es decir compatible con la operación y los criterios de selección (análisis del **FLt**).

El rendimiento horario de un equipo de transporte resulta de:

$$\mathbf{RHt = NP \times Cc \times DFt \times UTt \times FOt \times 10^{-6} / TCt \text{ (ton/hra)},}$$

sabiendo que:

$$\mathbf{FLt = NP \times Cc \times 100 / Ct \text{ (\%)},}$$

entonces el rendimiento horario de un equipo de transporte puede expresarse como:

$$\mathbf{RHt = FLt \times Ct \times DFt \times UTt \times FOt \times 10^{-8} / TCt \text{ (ton/hra)},}$$

el rendimiento diario de un equipo de transporte resulta de:

$$\mathbf{RDt = RHt \times HTc \times TDC \text{ (ton/día)},}$$

el rendimiento por período de un equipo de transporte resulta de:

$$\mathbf{RPt = RDt \times DPc \text{ (ton/período)},}$$

por lo tanto el número de equipos requeridos para cumplir con la producción del período resulta de:

$$\mathbf{N^{\circ}\text{Equipos Transporte} = T / RPt}$$

Resultado al cual se tendrá que someter a un análisis criterioso que permita definir un número entero de equipos para la operación de transporte.



16.4 Servicios mina

Como sabemos, los equipos productivos requieren de ciertas condiciones de operación para cumplir con las exigencias de producción, en función de los rendimientos operacionales para los cuales han sido diseñados y seleccionados. Estas condiciones de operación no siempre se cumplen, por lo que se requiere contar con la asistencia de otros equipos de apoyo para que estas condiciones se materialicen. Es por ello que en cada faena o proyecto de explotación minero a rajo abierto, se incluye como parte del dimensionamiento de la flota de equipos, los llamados equipos auxiliares, de servicio o de apoyo minero, los que idealmente serán dimensionados en función de las actividades que tendrán que realizar.

Dentro de los tópicos del curso se incluye el dimensionamiento de equipos de apoyo en forma práctica, basado en la experiencia y estadísticas observadas en las distintas faenas mineras explotadas por rajo abierto.

Bulldozer:



El número de bulldozers en una faena, tiene estrecha relación con el número de palas (o equivalente pala), botaderos en operación, accesos por abrir, presencia de nieve, etc., es así que:

$$\text{N}^\circ \text{ Bulldozers} = f(\text{N}^\circ \text{ Palas}, \text{N}^\circ \text{ de Botaderos}, \text{Accesos}, \text{Características específicas})$$

Wheeldozer:



El número de wheeldozers en una faena, tiene relación con el número de palas (o equivalente palas) en operación y la distancia que hay entre ellas, botaderos, nieve, accesos, etc. Se recomienda que un wheeldozers visite a una pala cada media hora, es así que:

$$\text{N}^\circ \text{ Wheeldozers} = f(\text{N}^\circ \text{ Palas y distancia entre ellas, Botaderos, caminos})$$

Motoniveladora:



El número de moto niveladoras dependerá de las características de los caminos de la mina (calidad y cantidad). Se puede expresar como:

$$\text{N}^\circ \text{ Motoniveladoras} = f(\text{Calidad y N}^\circ \text{ de Caminos})$$

Cargadores Frontales de servicio:



El número de cargadores frontales de servicio (no de producción), dependerá de la cantidad de trabajo que haya que realizar para mantener una faena en condiciones deseadas, por lo general se tiene:

Nº Cargadores Frontales = f (Mantención y tareas generales, Calidad y Nº de Caminos)

Camiones Regadores:



El número de camiones regadores para la supresión del polvo en los caminos, deberá satisfacer las necesidades de la mina, en función de las curvas de evaporación, ancho de caminos, velocidades, etc. Por lo general se puede expresar como:

Nº Camiones Regadores = f (Calidad y Nº de Caminos, Características específicas)

Compactadores:



El número de compactadores de camino, deberán satisfacer las necesidades para la mantención de los caminos, en función del ancho de caminos, índices de compactación deseados, etc., es decir por la calidad y cantidad de los caminos relacionados con la faena. Por lo general se puede expresar como:

$$\text{N}^\circ \text{ Compactadores} = f(\text{Calidad y N}^\circ \text{ de Caminos a Compactar})$$

Podemos resumir que la cantidad de equipos de servicio dependerá de las características de operación de la faena y sus necesidades.

17. COSTOS DE OPERACIÓN

Definidos los equipos pre seleccionados para la evaluación final, tendremos que realizar el análisis de costos para la mejores alternativas de flota de equipos, tomando en cuenta que el resultado del análisis de costos de la mejor alternativa, puede diferir del estimado para el diseño de la explotación y en función de la magnitud de la diferencia observada se evaluará la posibilidad de hacer un nuevo diseño con un modelo de costos más real. Para nuestro curso se planteará esta alternativa de un nuevo diseño conceptualmente en el capítulo de conclusiones.

17.1 Perforación



La información necesaria para este caso será:

V_{ep} = Valor de compra del equipo de perforación seleccionado (US\$).

V_{up} = Vida útil del equipo de perforación en horas de operación (horas cronológicas).

V_{cp} = Valor del combustible o energía utilizada por el equipo de perforación (US\$/unidad de consumo).

C_{cp} = Consumo de combustible o energía del equipo de perforación (unidades de consumo/hora).

F_{lp} = Factor de lubricantes respecto al consumo de combustible o energía del equipo de perforación (%).

F_{mp} = Factor de equivalencia entre el Costo de mantención y el Valor de reposición del equipo (%).

S_{op_i} = Sueldo de operadores tipo i de perforación por período (US\$ /período).

N_{op_i} = Número de operadores tipo i de perforación por período.

V_{ap_i} = Valor de acero i de perforación (US\$/ acero i).

V_{ua_i} = Vida útil de acero i de perforación (mb/ acero y).

T_{mb} = Tonelaje a remover por metro barrenado (toneladas/mb).

T = Toneladas por período (toneladas).

El costo de capital estará dado por:

$$CC_p = V_{ep} / V_{up} \text{ (US$/hra)}$$

$$\mathbf{CCP} = \mathbf{CCp} / \mathbf{VPr} \times \mathbf{Tmb} \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de energía estará dado por:

$$\mathbf{CEp} = \mathbf{Vcp} \times \mathbf{Ccp} \text{ (US\$/hra)}$$

$$\mathbf{CEP} = \mathbf{CEp} / (\mathbf{VPr} \times \mathbf{Tmb}) \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de lubricantes estará dado por:

$$\mathbf{CLP} = \mathbf{CEP} \times \mathbf{Flp} / 100 \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de mantención y los repuestos estará dado por:

$$\mathbf{CMP} = \mathbf{CCP} \times \mathbf{Fmp} / 100 \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de aceros estará dado por:

$$\mathbf{CAp} = \Sigma (\mathbf{Vap}_i / \mathbf{Vua}_i) \text{ (US\$/mb)}$$

$$\mathbf{CAP} = \mathbf{CAp} / \mathbf{Tmb} \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de mano de obra estará dado por:

$$\mathbf{MOp} = \Sigma (\mathbf{Sop}_i \times \mathbf{Nop}_i) \text{ (US\$/período)}$$

$$\mathbf{MOP} = \mathbf{MOp} / \mathbf{T} \text{ (US\$/ton)}$$

En el caso que la perforación sea asistida por algún otro equipo se procederá a realizar el cálculo del costo operacional por tonelada del equipo auxiliar (**Caux**) y el costo de capital de este equipo (**Ccaux**), de manera similar a los cálculos descritos.

El costo directo de perforación estará dado por:

$$\mathbf{CDp} = \mathbf{MOP} + \mathbf{CAP} + \mathbf{CMP} + \mathbf{CLP} + \mathbf{CEP} + \mathbf{Caux} \text{ (US\$/ton)}$$

El costo total de perforación estará dado por:

$$\mathbf{CTp} = \mathbf{CDp} + \mathbf{CCP} + \mathbf{Ccaux} \text{ (US\$/ton)}$$

17.2 Tronadura



La información necesaria para este caso será:

Explosivos:

Vex_i = Valor del explosivo i (US\$/Kilogramo).

Cex_i = Cantidad del explosivo i (Kilogramos).

o también puede calcularse con:

FCT = Factor de carga total de la tronadura típica (gramos / tonelada).

Ve_q = Valor del explosivo equivalente utilizado (US\$/Kilogramo).

Fac = Factor de costo de accesorios respecto al costo del explosivo total (%).

Ipo = Inversión en polvorines (US\$).

Vum = Vida útil de la mina (toneladas).

Ieq = Inversión en equipos para la tronadura (US\$).

Vue = Vida útil de los equipos (toneladas).

Ceq = Costo operacional de los equipos para tronadura (US\$/tonelada).

Frs = Factor de costo por reducción secundaria respecto al costo total (%).

Sex_i = Sueldo de operador de explosivos i por período (US\$/período).

Nex_i = Número de operadores de explosivos por período.

T = Toneladas a remover por período (toneladas / período)

El costo del explosivo queda dado por:

$$CE_x = \sum (Vex_i \times Cex_i) \text{ (US$/período)}$$

$$CEX = CE_x / T \text{ (US$/ton)}$$

o también por:

$$\mathbf{CEX = FCT \times V_{eq} / 1000 \text{ (US\$/ton)}}$$

El costo por accesorios queda dado por:

$$\mathbf{CAcc = CEX \times Fac / 100 \text{ (US\$/ton)}}$$

El costo de capital por instalaciones y equipos queda dado por:

$$\mathbf{CCI = (I_{po} / V_{um}) + (I_{eq} / V_{ue}) \text{ (US\$/ton)}}$$

El costo de la mano de obra queda dado por:

$$\mathbf{MOTr = \Sigma (Sex_i \times Nex_i) \text{ (US\$/período)}}$$

$$\mathbf{MOTr = MOTr / T \text{ (US\$/ton)}}$$

El costo directo de la tronadura queda dado por:

$$\mathbf{CDtr = (CEX + CAcc + MOTr + Ceq) \times (1 + Frs/100) \text{ (US\$/ton)}}$$

El costo total de la tronadura queda dado por:

$$\mathbf{CTtr = CDtr + CCI \text{ (US\$/ton)}}$$

17.3 Carguío



La información necesaria para este caso será:

Vec = Valor de compra del equipo de carguío seleccionado (US\$).

Vuc = Vida útil del equipo de carguío en horas de operación (horas cronológicas).

Vcc = Valor del combustible o energía utilizada por el equipo de carguío (US\$/unidad de consumo).

Ccc = Consumo de combustible o energía del equipo de carguío (unidades de consumo/hora).

Flc = Factor de lubricantes respecto al consumo de combustible o energía del equipo de carguío (%).

Fmc = Factor de equivalencia entre el costo de mantención y el valor de reposición del equipo (%).

Soc_i = Sueldo de operadores tipo i de equipos de carguío por período (US\$/período).

Noc_i = Número de operadores tipo i de equipos de carguío por período.

Vnc_i = Valor del neumático i del equipo de carguío (US\$/neumático i).

Vun_i = Vida útil del neumático i del equipo de carguío (horas).

Vac_i = Valor de acero i del equipo de carguío (US\$/acero i).

Vua_i = Vida útil de acero i del equipo de carguío (horas/acero i).

RPc = Rendimiento del equipo de carguío del período (toneladas/período).

RHc = Rendimiento horario del equipo de carguío (toneladas/hora).

T = Toneladas por período (toneladas).



El costo de capital estará dado por:

$$CCc = Vec / Vuc \text{ (US\$/hra)}$$

$$CCC = CCp / RHc \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de energía estará dado por:

$$CEc = Vcc \times Ccc \text{ (US\$/hra)}$$

$$CEC = CEc / RHc \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de lubricantes estará dado por:

$$CLC = CEC \times Flc / 100 \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de mantención y los repuestos estará dado por:

$$CMC = CCC \times Fmc / 100 \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de neumáticos estará dado por:

$$CNc = \Sigma (Vnc_i / Vuni_i) \text{ (US\$/hra)}$$

$$CNC = CNc / RHc \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de aceros estará dado por:

$$CAc = \Sigma (Vac_i / Vuai_i) \text{ (US\$/hra)}$$

$$CAC = CAc / RHc \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de mano de obra estará dado por:

$$\text{MOc} = \Sigma (\text{Soc}_i \times \text{Noc}_i) \text{ (US\$/período)}$$

$$\text{MOC} = \text{MOc} / \text{T} \text{ (US\$/ton)}$$

El costo directo de carguío estará dado por:

$$\text{CDc} = \text{MOC} + \text{CNC} + \text{CMC} + \text{CLC} + \text{CAC} + \text{CEC} \text{ (US\$/ton)}$$

El costo total de carguío estará dado por:

$$\text{CTc} = \text{CDc} + \text{CCC} \text{ (US\$/ton)}$$

17.4 Transporte



La información necesaria para este caso será:

V_{et} = Valor de compra del equipo de transporte seleccionado (US\$).

V_{ut} = Vida útil del equipo de transporte en horas de operación (horas cronológicas).

V_{ct} = Valor del combustible o energía utilizada por el equipo de transporte (US\$/unidad de consumo).

C_{ct} = Consumo de combustible o energía del equipo de transporte (unidades de consumo/hora).

F_{lt} = Factor de lubricantes respecto al consumo de combustible o energía del equipo de transporte (%).

F_{mt} = Factor de equivalencia entre el costo de mantención y el valor de reposición del equipo (%).

S_{ot_i} = Sueldo de operadores tipo i de equipos de transporte por período (US\$/período).

- Not_i = Número de operadores tipo i de equipos de transporte por período.
 Vnt_i = Valor del neumático i del equipo de transporte (US\$/neumático i).
 Vun_i = Vida útil del neumático i del equipo de transporte (horas).
 RPt = Rendimiento del equipo de transporte del período (toneladas/período).
 RHt = Rendimiento horario del equipo de carguío (toneladas/hora).
 T = Toneladas por período (toneladas).

El costo de capital estará dado por:

$$CCt = Vet / Vut \text{ (US\$/hra)}$$

$$CCT = CCt / RHt \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de energía estará dado por:

$$CEt = Vct \times Cct \text{ (US\$/hra)}$$

$$CET = CEt / RHt \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de lubricantes estará dado por:

$$CLT = CET \times Flt / 100 \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de mantención y los repuestos estará dado por:

$$CMT = CCT \times Fmt / 100 \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de neumáticos estará dado por:

$$CNt = \Sigma (Vnt_i / Vun_i) \text{ (US\$/hra)}$$

$$CNT = CNt / RHt \text{ (US\$/ton)}$$

El costo de mano de obra estará dado por:

$$MOt = \Sigma (Sot_i \times Not_i) \text{ (US\$/período)}$$

$$MOT = MOt / T \text{ (US\$/ton)}$$

El costo directo de transporte estará dado por:

$$CDt = MOT + CNT + CMT + CLT + CET \text{ (US\$/ton)}$$

El costo total de transporte estará dado por:

$$CTt = CDt + CCT \text{ (US\$/ton)}$$

17.5 Servicios mina



Para la estimación de los costos de los equipos de servicios, se tomará en cuenta:

- DF_i = Disponibilidad física del equipo i (%).
- UT_i = Utilización del equipo i (%).
- FO_i = Factor operacional del equipo i (%).
- CH_i = Costo horario del equipo i (US\$/ hora).
- HP_i = Horas de trabajo estimadas por período del equipo i (horas/ período).
- T = Tonelaje a mover por período en la mina (toneladas/período).
- VE_i = Valor del equipo i (US\$).
- VU_i = Vida útil del equipo i (horas cronológicas).
- NE_i = Número de equipos i .

El costo directo quedará dado por:

$$CDsm = \Sigma (NE_i \times DF_i \times UT_i \times FO_i \times CH_i \times HP_i) \text{ (US\$/período)}$$

$$CDSM = CDsm / T \text{ (US\$/ton)}$$

El costo total quedará dado por:

$$CTSM = CDSM + (\Sigma (NE_i \times VE_i / VU_i)) / T \text{ (US\$/ton)}$$

17.6 Imprevistos

Para estimar el costo operacional de cada operación unitaria, se debe considerar un ítem de imprevistos. Para ello se estima un porcentaje de imprevistos (FI %), que

incrementa el costo operacional y el valor de dicho porcentaje dependerá de la confiabilidad de la información y de la operación misma, es decir si se tienen antecedentes de que una operación suele ser más cara de lo estimado o la información para el cálculo de dicha operación no ofrece una confiabilidad apropiada, el valor del porcentaje de imprevistos se incrementa. Los valores típicos son del orden del 7%, 10% hasta 15%, quedando el costo directo de la operación de la forma:

$$\mathbf{CDop = Costo\ directo\ estimado\ para\ la\ Operación \times (1 + FI\ operación/100) \text{ (US\$/ton)}}$$

18. INVERSIONES Y VIDA ECONÓMICA DE LOS EQUIPOS Y REEMPLAZO

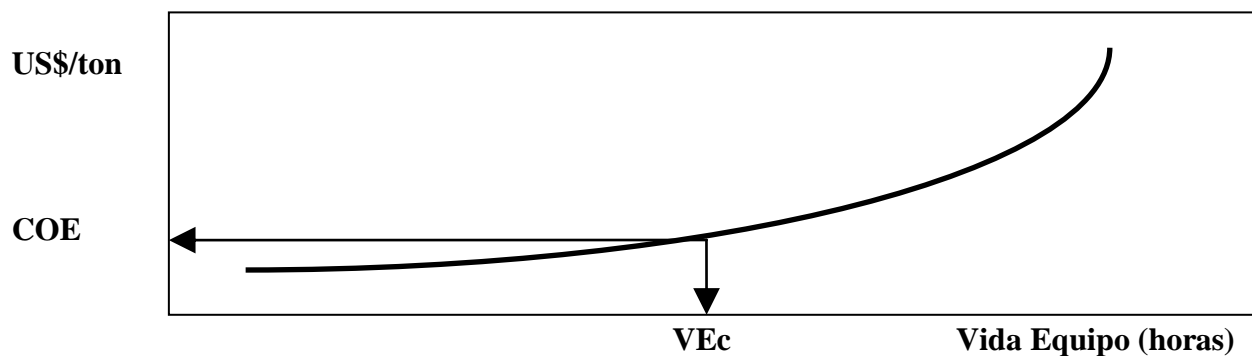
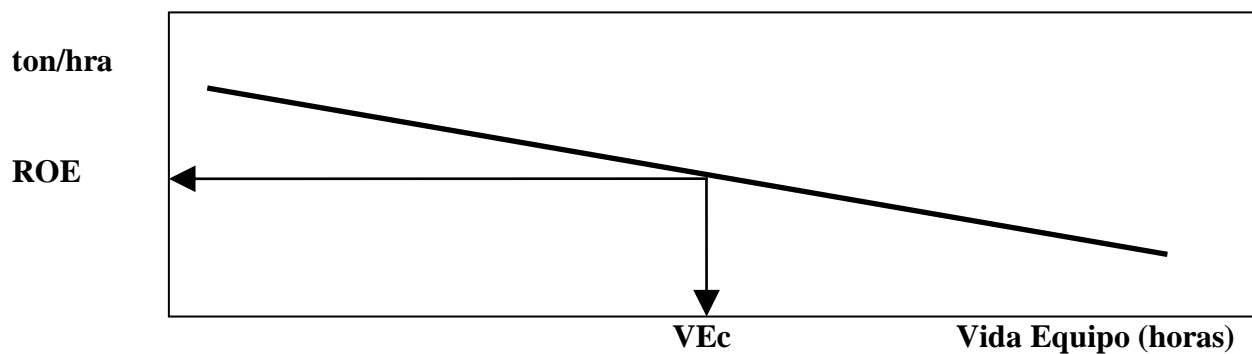
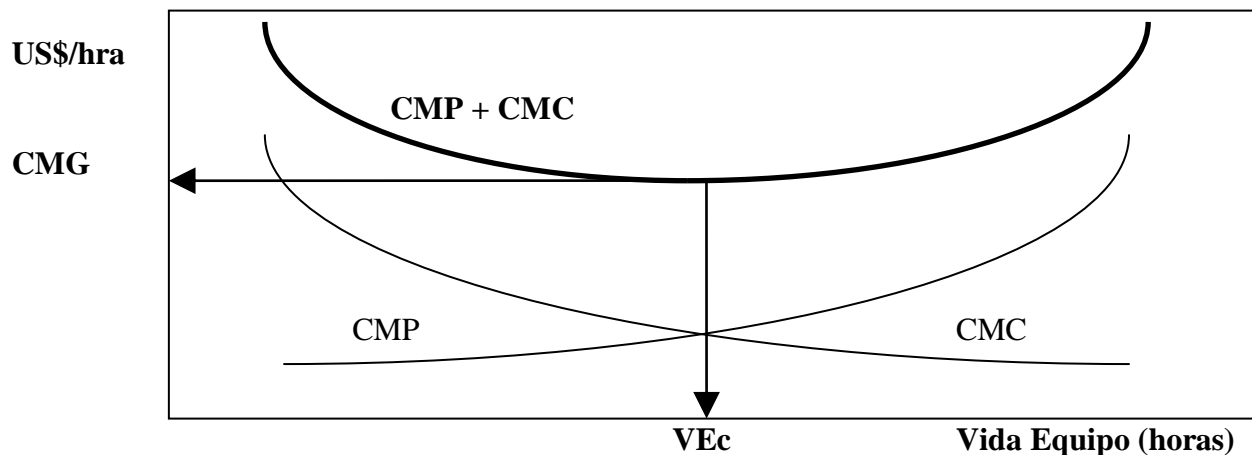
Definida totalmente la flota de equipos hay que definir nuestro calendario de inversiones, en función de la vida económica de los equipos y la vida útil de nuestra faena, ya que esto nos permitirá estimar el momento en que nuestros equipos serán reemplazados o si se les realizará un over-haul para prolongar la vida útil de estos.

Las inversiones en equipos (compra o reparaciones generales de gran envergadura) aparecen materializadas en los flujos de caja del proyecto, en el período inmediatamente anterior al período en que se requiere el equipo en la operación, principalmente para programar los flujos de capitales necesarios para dicha inversión.

Debemos tomar en cuenta que dependiendo de la duración del período tendremos que programar la inversión en los equipos en función del tiempo que se requiere para realizar la compra y disponer del equipo en la faena, tomando en cuenta la disponibilidad de los equipos por el fabricante, el tiempo de traslado desde la fábrica hasta la faena, la marcha blanca del equipo y todos los procesos involucrados con dicha adquisición y posterior inicio de operaciones, lo cual puede ser equivalente a 6, 8 o 12 o más meses, por lo que si no se ve previamente y definen estos plazos es posible caer en el error de programar la compra de uno o más equipos y estimar equivocadamente el inicio de su operación, lo cual puede causar problemas en la producción de la explotación al no contar con los rendimientos exigidos para dicho período.

El reemplazo de un equipo debe seguir un procedimiento similar, con la diferencia que durante la operación del equipo inicial, debemos hacer un seguimiento detallado del comportamiento de los costos y rendimientos del equipo, para poder definir el momento en que el equipo debe ser reemplazado.

Los principales factores que influyen en la decisión son: Costos Mantenimiento Preventiva (CMP), Costos Mantenimiento Correctiva (CMC), Costo Mantenimiento Global (CMG), Costo Operacional del equipo (COE) y Rendimiento operacional del equipo (ROE).



Debemos considerar que ante la aparición de una nueva tecnología la vida económica de un equipo puede disminuir, es decir que a pesar de que el equipo tenga capacidad para continuar su operación a un nivel de costos aceptable, puede que la adquisición de la nueva tecnología resulte más conveniente económicamente para la empresa, por lo que se tendrá que evaluar el reemplazo del equipo.

19. PROGRAMA DE INVERSIONES

El programa de inversiones tiene como objetivo principal permitir un ordenamiento de las salidas de dinero por concepto de inversiones, de modo que sepamos o tengamos la noción de cuales serán nuestros futuros flujos de inversiones, cuanto significará, cómo se realizará, cuando se harán efectivos y las razones por las cuales deberán realizarse.

Principalmente las inversiones se realizan en equipos, infraestructura, desarrollos o preparación de la explotación, como por ejemplo:

- Pre-stripping o apertura de la mina.
- Equipos mina - planta.
- Instalaciones.

El pre-stripping será realizado al principio de la explotación, por lo que habrá que pagar o disponer de los montos de dinero para invertir en esta operación antes de comenzar a producir, por ello es que se considera como una inversión. Igual cosa sucede con las instalaciones, la diferencia es que a medida que surgen necesidades de infraestructura habrá que realizar otras inversiones durante el proyecto relacionadas con infraestructura, ya sea por reparación de las existentes, o ampliación de estas.

En el caso de los equipos mina y planta se tiene un desgaste asociado a la operación, por lo que dependiendo de la duración del proyecto tendrán que alguna vez ser cambiados o sometidos a una reparación general (over haul), después de un período de funcionamiento conocido como vida útil de los equipos.

En función de ello se tendrá que programar las inversiones en equipos tomando en cuenta los siguientes puntos:

- Valor del equipo actualizado al momento de realizar la inversión o re inversión.
- Vida útil del equipo en horas (o en unidades apropiadas).
- Vida económica del equipo en horas cronológicas.
- Valor del Over Haul para el equipo.

- Vida útil del equipo después del Over Haul.
- Tasa de descuento.

Ejemplo :

Supongamos que el equipo X cumple con lo siguiente:

- Valor: US\$ 1.800.000.
- Vida útil: 25.000 horas horómetro.
- Vida económica: 18.000 horas horómetro.
- Plazo de entrega en faena: 6 meses.
- Tasa de descuento: 10 %.
- Utilización: 80 %.
- Disponibilidad Física: 80 %.
- Factor operacional: 50 min /60 min.
- Días trabajados al año: 350 días.
- Horas trabajadas al día: 24 horas.
- Valor Over Haul: 30 % del valor inicial del equipo.
- Vida útil después del over haul: 7.000 horas.

Entonces :

- Inversión año cero: US\$ 1.800.000.
- Vida útil cronológica: 46.875 horas, 1.953 días, 5 años y 7 meses.
- Vida económica cronológica: 33.750 horas, 1.406 días, 4 años.
- Vida útil cronológica después de over haul: 13.125 horas, 547 días, 1 año y 6 meses.
- Re inversión: año 3 (a fines del primer semestre) de US\$ 1.800.000 si se compra.
US\$ 540.000 si se repara.

Año 0	Año 4	Año 6	Año 8	Año 10	TOTAL
1 Equipo X ₁	1 Equipo X ₂ Over Haul Equipo X ₁	Fin Equipo X ₁	Over Haul Equipo X ₂	Fin Equipo X ₂	
-1.800.000	-1.800.000 - 540.000	0	-540.000	0	
-1.800.000	-2.340.000	0	-540.000	0	-4.680.000
Actualizado					Actualizado
o					o
-1.800.000	-1.598.252	0	-251.914	0	-3.650.166

20. ANÁLISIS Y SELECCIÓN DE LA OFERTA DE UN EQUIPO O FLOTA

La selección de un equipo o flota como la elección del proveedor, son decisiones sumamente relevantes, ya que la alternativa elegida puede ser la correcta (por ejemplo entre un camión y correa transportadora, o entre una pala hidráulica o cargadores, etc.), pero la selección de nuestro proveedor desde la Marca del equipo hasta el distribuidor en nuestro país puede llevar a que no sea conveniente para la empresa la adquisición de ese equipo.

El análisis deberá pasar por distintos puntos, que según sea la importancia para el comprador y sus intenciones, serán ponderados para la selección del equipo específico en función de algún indicador común (US\$/ton, US\$/período, etc.).

1. Especificación técnica:

Deben cumplirse las especificaciones técnicas requeridas, de las cuales hay algunas que no son transables, es decir si un equipo no las tiene queda automáticamente descartado, por ejemplo las dimensiones (para una mina subterránea no puedo meter un equipo más grande que la galería), pero otras son negociables, por ejemplo si un equipo no tiene radio - cassette puede que no sea importante en la decisión de adquirirlo con respecto a otro que si la tiene.

2. Garantía:

Es muy importante tener en cuenta la garantía ofrecida por el fabricante y el distribuidor de los equipos, saber específicamente cuanto dura y que aspectos abarca (motor 1 año, Chasis 6 meses, por ejemplo), y el grado de responsabilidad de cada una de las partes (Fabricante, Distribuidor y Comprador).

3. Plazo de Entrega:

Es claro que debemos saber cuanto demorará la llegada del equipo a la faena una vez hecha la adquisición, ya que si el dimensionamiento del equipo y el proyecto que involucra su utilización,

tienen un plazo definido para su puesta en marcha, por lo que debo saber muy bien Donde, Cuando y Cómo voy a recibir el equipo.

4. Servicio Posventa:

Un aspecto muy importante dice relación con la calidad del servicio posventa del que voy a disponer para el equipo seleccionado, del cual tendré que saber o considerar:

- a) Calidad y Cantidad de Recursos humanos y materiales con que dispone el servicio técnico (metros cuadrados instalados, talleres, oficinas, sucursales en el resto del país, ingenieros especializados, técnicos, etc.).
- b) Factor de Repuestos, si la administración de ellos la asume uno, el proveedor o es compartida.
- c) Atención o dedicación de tiempo a la supervisión de los equipos en faena (en el armado, puesta en marcha, operación, reparación, etc.) y cuanto dura cada una de estas etapas y quien se responsabiliza de ellas.

5. Precio:

El precio no es un factor muy decisivo, pero no deja de ser importante para algunos compradores por el monto de inversiones a realizar en el momento de la compra. El factor realmente importante es el Costo del equipo.

6. Costos:

Los costos son los que permiten evaluar el desempeño del equipo y de la operación de él, los costos a considerar serán:

- Costos de operación (basados en información puedo negociar garantías en cuanto a costos de operación bases).
- Costos de mantención (lo mismo, y debo dimensionar el stock de repuestos)
- Costos de capital (vidas útiles y precio).
- Costos de oportunidad (cuanto gano o pierdo por tenerlo antes o después).

7. Políticas de la Empresa:

Puede que la empresa prefiera tener equipos de la misma marca, para disponer de un solo paquete de servicios y garantías, o elegir un equipo X de una marca e inmediatamente elegir otro equipo Y de la misma marca por la compatibilidad de repuestos (por ejemplo, dimensiono un cargador para la mina y elijo el wheeldozer de tal modo que sus características técnicas sean similares, es decir no dimensiono minuciosamente el wheeldozer sino que tomo como referencia al cargador). Puede ocurrir lo contrario, que una empresa grande prefiera diversificar marcas, lo cual hará que los distribuidores se esfuercen por demostrar que son los mejores logrando mejoras y compromisos en beneficio de la empresa.

Una vez definido el grado de importancia que se le otorgará a cada punto, se evalúa cada oferta, y se van descartando los que no cumplen con las mínimas exigencias, para luego comenzar a negociar con los elegidos, esta negociación pasa por cada punto (es como una corrección a cada oferta), y luego se vé cual es la más conveniente para la empresa.

Tengamos en cuenta lo siguiente:

" No siempre lo más caro es lo mejor, ni lo más barato es lo más conveniente o económico, debemos ser nosotros los que asignemos el valor real del equipo para las intenciones que se tengan con él "